

В. Р. ИМЕНИТОВ

ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Издание третье, переработанное
и дополненное

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



МОСКВА "НЕДРА" 1984

Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. Учебное пособие для вузов, 3-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1984, 504 с.

Изложены технология, механизация и организация очистной выемки руды, транспортирования и подъема горной массы, вопросы управления качеством рудной массы, вспомогательные производственные процессы, методы исследования и проектирования производственных процессов. Рассмотрены системы разработки, даны их классификация, характеристика и методика выбора. Исходя из требований к процессам и системам разработки даны детальный анализ показателей извлечения руды, их экономическая оценка и принципы нормирования.

В третьем издании (2-е изд.— 1978) обновлены данные о технике и технологии добычи руды; оно дополнено сведениями о разработке месторождений на больших глубинах и рациональном использовании недр и охране природы.

Для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальности «Технология и комплексная механизация подземной разработки рудных и нерудных месторождений».

Табл. 30, ил. 166, список лит.— 48 назв.

Рецензент — проф., д-р техн. наук *В. А. Симаков* (МГРИ)

Владимир Рафаилович Именитов

ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Редактор издательства *Е. И. Тележников*
Переплет художника *Т. Н. Погореловой*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технический редактор *Л. Я. Голова*
Корректор *Е. В. Мухина*

ИБ № 5812

Сдано в набор 06.02.84. Подписано в печать 20.08.84. Т-16296. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типографская № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 31,5. Усл. кр.-отт. 31,5. Уч.-изд. л. 34,5. Тираж 5400 экз. Заказ 524/146—10. Цена 1 р. 50 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский пр., 1/19

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.

ПРЕДИСЛОВИЕ

В сравнении с предыдущим в настоящем издании обновлены сведения о технике, технологии, организации работ и технико-экономических показателях работы рудников.

В соответствии с решениями XXVI съезда КПСС и постановлениями последующих Пленумов ЦК КПСС особое внимание при изложении учебного материала уделено вопросам научно-технического прогресса, рационального использования недр, интенсификации и организации производства, охраны окружающей среды. Учтены изменения за истекший период в Правилах технической эксплуатации и Нормативах технологического проектирования рудников, типовые указания и отраслевые инструкции по учету и нормированию показателей извлечения руды.

Глава XIV написана совместно с А. О. Барановым; материалы по монолитной закладке (§ 3 гл. VI) — с М. Н. Цыгаловым, материал по упрочнению пород твердеющими растворами (§ 5 гл. VI) — с Е. В. Кузьминым.

Автор выражает глубокую благодарность коллективу кафедры разработки месторождений редких и радиоактивных металлов Московского геолого-разведочного института во главе с проф., д-ром техн. наук В. А. Симаковым за ценные советы, сделанные при рецензировании рукописи; сотрудникам кафедры технологии, механизации и организации подземной разработки рудных месторождений Московского горного института А. М. Беляеву, Ю. Б. Харахонову, Ю. Е. Гребеньковой, С. Е. Красному, В. А. Королеву, М. А. Молчанову, В. В. Набатову, Р. Г. Пенелеву, И. Н. Семенову, В. Л. Тедееву, С. А. Толстых, С. В. Фомичевой, В. Г. Хуцишвили, Ю. В. Цыганову за помощь в подготовке рукописи.

Из руд получают черные, цветные, редкие и благородные металлы, драгоценные камни, химические удобрения, слюду, пьезокварц, графит, пищевую соль, строительные материалы и некоторые другие виды минерального сырья.

Экономический потенциал каждой страны определяется и в ближайшие десятилетия будет определяться уровнем производства металлов.

До Великой Октябрьской социалистической революции разрабатывались месторождения в основном железа, меди, золота и серебра, преимущественно в Кривом Роге (железо) и на Урале. Еще в тридцатых годах на рудниках СССР нередко встречалось ручное бурение, преобладали ручная (с помощью лопаты и тачки или маленькой вагонетки) доставка руды, ручная или конная откатка.

За истекшее время в нашей стране проведены огромные работы по геологической разведке, строительству горных предприятий, механизации и совершенствованию технологии горных работ. В результате горнорудная промышленность СССР заняла ведущее место в мире по запасам сырья, объему производства и техническому уровню.

Из добываемых в нашей стране руд производят все потребляемые народным хозяйством металлы, а горнохимическая промышленность создана заново. Рудники расположены по всей территории страны — от Заполярья до самых южных частей Кавказа и Средней Азии и от Белоруссии и Украины до Дальнего Востока.

В нашей стране горнорудная промышленность получила развитие в таких районах, как Криворожский железорудный бассейн, Урал (железные, медные, алюминиевые и золотые руды и калийные соли), Норильск, Рудный Алтай и Приморский край (полиметаллические руды для цветной металлургии), Кольский полуостров (апатитовые, никелевые и железные руды), Забайкалье (золотые, свинцово-цинковые руды), Кавказ (медные, свинцово-цинковые, вольфрамовые, молибденовые и марганцевые руды), Курская магнитная аномалия и Горная Шория (железные руды), Приднепровье (железные и марганцевые руды), Средняя Азия (медные, фосфоритовые и железные руды), Белоруссия (калийные соли) и др. Создана широкая сеть проектных и научно-исследовательских институтов горнорудного профиля на всей территории страны. Осуществляется еще более широкое развитие горнорудной промышленности, особенно в районах Сибири и Дальнего Востока.

При технической и экономической помощи со стороны Совет-

ского Союза горнорудная промышленность стала ведущей отраслью в целом ряде стран социалистического содружества и развивающихся стран Азии, Африки и Америки.

На долю добычи руды в себестоимости производства металлов приходится 15—30 % по стали и чугуну и до 50—65 % по ряду цветных металлов. От технологии добычи руды, определяющей ее засоренность пустой породой, зависят стабильность содержания металла и различных примесей в рудной массе.

Суммарные объемы подземной добычи металлических руд и горнохимического сырья в СССР должны существенно возрасти, причем в значительной мере за счет увеличения производительности труда. Вместе с тем, прирост запасов сопровождается снижением среднего содержания полезных компонентов в рудах, увеличением глубины работ и усложнением других горнотехнических условий разработки месторождений.

В связи с этим, в ближайшие годы на подземных рудниках должны быть решены крупные научно-технические проблемы: наиболее полное и комплексное использование минерально-сырьевой базы; коренное усовершенствование технологии, конструктивных параметров, способов механизации, создания безотходной или малоотходной технологии добычи руд и т. п.; завершение механизации вспомогательных производственных процессов; автоматизация основных производственных процессов; разработка и внедрение автоматизированных систем управления (АСУ) технологическими процессами (АСУТП), их комплексами и предприятиями в целом (АСУП). Применение АСУ требует широкого использования телемеханики, радиоэлектроники и электронно-вычислительной техники. Должны быть начаты разработки робототехники для отдельных видов работ.

На рудниках работают: геологи, осуществляющие разведку месторождения; маркшейдеры, фиксирующие, задающие и контролирующие расположение горных выработок; механики и электрики, занимающиеся монтажом и эксплуатацией машин, электрического, дизельного и пневматического оборудования и средств автоматики, контроля и связи. Эти работы выполняют специалисты узкого профиля, которыми руководят горные инженеры, по своей подготовке и накопленному опыту отличающиеся наиболее разносторонними знаниями. От компетенции горного инженера решающим образом зависят затраты на добычу и переработку руд, степень извлечения из них полезных компонентов.

В разработке рудных месторождений основными на обозримое будущее остаются открытый и подземный способы.

С переходом на более глубокие горизонты открытый способ становится все менее выгодным, так как при большой глубине разработки земная поверхность нарушается на длительное время на очень большой площади как в результате самих работ, так и в связи с размещением пустых пород.

С учетом условий разработки разведанных месторождений можно считать, что в перспективе значение подземного способа будет возрастать.

На подземных рудниках используются сотни различных типов машин с современными средствами контроля, управления и связи, расширяется применение новейших технических средств, основанных на последних достижениях в области физики. Имеется широкая сеть сигнализации и связи. Основные процессы за исключением отдельных вспомогательных операций механизированы полностью, частично механизированы вспомогательные процессы. Автоматизирована работа околоствольных машин и установок, конвейерного транспорта и частично электровозного транспорта. В компетенции горного инженера, кроме руководства горными работами в целом, находятся: исследования физических явлений, связанных с разработкой месторождений; разработка новых и совершенствование существующих методов горных работ; определение требований к созданию новых и совершенствованию существующих машин, приборов и других технических устройств и их комплексов для горных работ; оптимизация технических и организационных решений по экономическим критериям.

Изложенное предъявляет высокие требования к подготовке горных инженеров.

Раздел первый

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Глава I

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНИКА * И ТЕРМИНОЛОГИЯ

§ 1. ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Форма и размеры рудных тел. Залежи металлических руд чаще имеют неправильную форму, далекую от любой геометрической фигуры. Размеры залежей по простиранию и падению изменяются от нескольких десятков метров до сотен метров; отдельные залежи простираются на несколько километров. Запас одного рудного тела составляет от тысяч до миллионов тонн, иногда превышает миллиард тонн. Месторождения обычно представлены несколькими, иногда многими рудными телами, рассредоточенными на большой площади. Запас одного месторождения изменяется от сотен тысяч тонн до нескольких миллиардов тонн.

Месторождения марганцевых руд и калийных солей залегают в виде пластов правильной формы.

Основные элементы залегания — мощность и угол падения. **Мощность рудного тела** (залежи, месторождения) — расстояние между контактами висячего и лежащего боков по нормали к контактам — изменяется в широком диапазоне — от нескольких сантиметров до 300—400 м, а иногда до километра и более. Различают рудные тела (на основе классификации норм технологического проектирования рудников, разработанных институтом Гипроруда);

маломощные — мощностью до 5 м, в том числе тонкие — мощностью меньше 0,6—0,8 м, при выемке которых обязательно подрабатывают вмещающие породы;

средней мощности — мощностью от 5 до 10—15 м, в которых располагают выемочные блоки длинной стороной по простиранию залежи (разработке по простиранию);

мощные — мощностью более 10÷15 м, при которой выемочные блоки располагают длинной стороной вкрест простирания (разработка вкрест простирания), в том числе весьма мощные — мощностью более 50—80 м, при которой в крутых залежах разделяют этаж на блоки не только по простиранию, но

* Дана применительно к механизированной разработке месторождений.

и вкрест простираения, а пологую залежь обычно разделяют на этажи.

Основной объем руд добывают из залежей средней мощности и мощных.

От мощности залежи существенно зависят выбор методов работ и их эффективность.

Угол падения залежей (измеряемый от горизонтальной плоскости) изменяется от 0 до 90°. По углу падения различают залежи:

крутые — с углом падения более $45 \div 50^\circ$; при этом разделяют залежь по падению на этажи; отбитая руда может скатываться по лежащему боку под действием собственного веса;

наклонные — с углом падения от $20—25$ до $45 \div 50^\circ$, разрабатываемые также с разделением по падению на этажи, но отличающиеся тем, что наклон лежащего бока недостаточен для скатывания по нему руды под действием собственного веса;

пологие — с углом падения до $20 \div 25^\circ$, отличающиеся тем, что их разрабатывают без деления на этажи по падению, в том числе горизонтальные — с углом падения приблизительно до 3° , что делает возможным рельсовую откатку по почве залежи.

В СССР наиболее распространены залежи крутые, в них сосредоточено больше половины запасов руд. Значительная доля приходится на пологие залежи, меньшая — на наклонные.

Угол падения залежи также очень существен для разработки. Так, например, в крутых залежах можно по лежащему боку доставлять руду под действием силы тяжести, а в пологих залежах на лежащем боку может работать оборудование для отбойки и доставки руды, тогда как в наклонных залежах исключено или затруднено и то, и другое.

Горные породы, в том числе руды, в зависимости от крепости (сопротивлению разрушению механическим воздействием и взрывом) подразделяются условно следующим образом:

мягкие — с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова до 3 (в мягких рудах широко применяют механическую отбойку. В случае взрывной отбойки бурят шпуров электросверлами);

средней крепости — с коэффициентом крепости от 4 до 9 (при буровзрывном способе отбойки расходы на бурение имеют подчиненное значение);

крепкие — с коэффициентом крепости от 10 и выше (в затратах по отбойке основная часть приходится на бурение), в том числе весьма крепкие — с коэффициентом крепости от 15 и выше (основная доля затрат по очистной выемке приходится на отбойку).

В крепких рудах отбойку применяют взрывную. Чем выше крепость, тем больше абсолютный и относительный объемы работ по отбойке, тем труднее решаются вопросы механизации и автоматизации работ по доставке и транспортированию руды в связи с наличием крупных кусков и абразивностью.

В зависимости от **устойчивости** (способности выдерживать обнажения) горные породы подразделяются на:

неустойчивые, требующие прочного поддержания вслед за выемкой, в том числе очень неустойчивые (плывуны, сыпучие породы, насыщенные водой и т. п.) — совсем не допускают обнажения кровли и боков выработок;

малоустойчивые — обрушаются при пролете обнажения приблизительно более 3 м;

средней устойчивости — допускают обнажение кровли на сравнительно большей площади (с пролетом до 8 м), но при длительном обнажении (более нескольких недель) требуют поддержания;

устойчивые — допускают очень значительное обнажение (с пролетом 10 м и более), нуждаются в поддержании только в отдельных местах или не нуждаются вообще (очень устойчивые).

В большинстве случаев устойчивыми являются крепкие руды, однако трещиноватость может заметно снизить их устойчивость; вместе с тем мягкие, но монолитные калийные руды обладают средней устойчивостью.

Трещиноватость руды и вмещающих пород встречается самая различная — отдельные трещины, сплошная сеть редких (через 1÷2 м и более) или густых (например, через 0,1÷0,3 м) трещин, выдержанных по направлению или имеющих различную направленность. Трещины бывают открытые или закрытые, свободные или заминерализованные.

Трещиноватость имеет существенное, подчас решающее значение и для устойчивости руды и вмещающих пород, о чем сказано выше, и для дробимости руд при отбойке. Так, густая сеть трещин часто способствует хорошему взрывному дроблению руды, тогда как редкие трещины увеличивают выход негабаритных кусков. Прочность массива на растяжение может снижаться из-за трещиноватости в десятки раз.

Слеживаемость руд. Часть руд обладает этим свойством в отбитом состоянии: частицы увлажненной руды в навале слипаются между собой, образуя как бы массив. Способствует этому и статическое давление массы налегающих пород, и динамическое давление ударами массы падающих пород. Слипаются частицы мелкие, так как они обладают наибольшей относительной (на единицу массы) поверхностью. Соответственно более склонны к слеживанию руды мягкие или с мягкими прослойками, при отбойке которых получается значительный процент мелких фракций. Особенно усиливает слеживаемость содержание в рудах коалина, серицита и т. п.

Критерием количественной оценки слеживаемости можно считать начальное сопротивление сдвигу (хотя измерения этой величины выполнимы лишь в специальных исследованиях). Склонностью к слеживанию обладает отбитая руда (порода) с начальным сопротивлением сдвигу от 0,2÷0,4 даН/см² и более.

При сопротивлении около $0,8 \text{ даН/см}^2$ отбитая руда теряет сыпучие свойства и как бы превращается в массив. Это состояние в неподвижном навале руды достигается через 2—3 дня, если начальное сопротивление сдвигу составляло $0,2—0,4 \text{ даН/см}^2$.

Слеживаемость руд исключает или резко ограничивает применение методов работ, связанных со скапливанием в выработанном пространстве больших количеств отбитой руды, а также с перепуском руды под действием силы тяжести по вертикальным и крутонаклонным выработкам.

Возгораемость руд. Некоторые руды при длительном пребывании в отбитом состоянии окисляются по поверхности частиц, разогреваются и воспламеняются. Одни руды разогреваются за месяцы и годы, а другие — буквально за несколько дней, причем загореться могут даже целики, если они растрескались. Способствует возгоранию доступ воздуха, а также контакт с разрушенной деревянной крепью (гидролиз древесины вызывает повышение температуры до 200°C).

Возгораемость свойственная рудам с повышенным содержанием серы ($10\div 50\%$, в зависимости от минералогического состава руд).

Возгорающиеся руды нельзя разрабатывать такими методами, при которых в выработанном пространстве остаются навсегда (теряются) значительные количества отбитой руды, а при особенно высокой возгораемости недопустимы вообще скопления отбитой руды в очистном пространстве даже на небольшое время.

Обводненность руд. Наряду с практически сухими рудами, встречаются и значительно обводненные. В последнем случае в рудах могут быть изолированные полости, заполненные водой, как например, в оруденелых плотных известняках, или трещины, связанные с водоносным горизонтом, или поры, насыщенные водой.

Обводненность снижает устойчивость породного массива, требует специальных мер по дренажу во избежание больших или даже катастрофических водопритокков в забоях.

Ценность руды определяется содержанием в ней полезных компонентов и ценностью этих компонентов, а также примесей, улучшающих или, наоборот, ухудшающих показатели переработки рудной массы. Содержание в руде железа изменяется приблизительно от 28—35 до 55—65 %, содержание цветных металлов от 0,4 до 15 % и более, редких металлов измеряется десятками и сотыми долями процента (тысячными и десятитысячными долями), благородных металлов — граммами на одну тонну (г/т), т. е. миллионными долями, алмазов — стотысячными долями; калийные руды содержат до 30—45 % сильвина и галенита, серные — до 25—30 % серы, фосфорные — от 4—8 до 20—30 % фосфорита.

Большинство руд цветных, редких и благородных металлов содержат по несколько (до 30 и более) полезных компонентов.

Суммарная ценность полезных компонентов в 1 т руды изменяется от нескольких рублей до нескольких сотен рублей.

В зависимости от ценности принято подразделять руды на бедные, рядовые и богатые, а иногда только на бедные и богатые. Единого количественного критерия для такого деления нет; в каждой отрасли горнорудной промышленности и в каждом горнорудном бассейне складываются свои определения в зависимости от диапазона, в котором изменяется содержание полезных компонентов в рудах данной отрасли или бассейна, и от того, как это содержание влияет на технологию добычи и переработки руд. Так, в Криворожском железорудном бассейне принято считать богатыми руды, которые с рудника поступают прямо на металлургический завод, минуя стадию обогащения (содержание железа в них более 46 %), а бедными — руды с более низким содержанием железа, которые подлежат обогащению. Причем богатые железные руды имеют меньшую ценность, чем многие рядовые руды цветных металлов.

В цветной металлургии принято считать бедными такие руды, добыча которых может быть выгодной лишь при дешевых методах работ. Руды рядовой ценности — такие, при которых дешевые и дорогие методы работ конкурентоспособны, и выбор между ними требует экономического обоснования. Богатые руды цветных металлов заведомо оправдывают применение дорогих методов работ, если это повышает степень извлечения запаса из недр. При таком подходе весьма ориентировочно можно отнести к рядовым руды, в которых суммарная ценность полезных компонентов составляет 10—50 руб/т; меньшей ценностью обладают бедные руды, большей — богатые.

Как видно из изложенного, от ценности руды зависит выбор методов добычи.

Свойства вмещающих пород. Вмещающие породы обладают таким же, как и руда, разнообразием физико-механических свойств. Что касается содержания в них полезных компонентов, то иногда оно практически равно нулю и контакт рудного тела с ними вполне отчетливый. Но во многих месторождениях содержание металла в руде убывает постепенно («расплывчатый» контакт, «ореол»), и рудные тела имеют лишь условные границы, определяемые опробованием и соответствующие принятому на данный период бортовому (т. е. минимально допустимому по границам рудных тел) содержанию полезного компонента.

При отчетливых контактах более жесткие требования предъявляются к точности контуров отбойки и чистоте выемки без засорения руды вмещающими породами.

Другие особенности месторождений. Многие месторождения имеют над собой мощную (до нескольких сотен метров) толщу обводненных наносов, в том числе и месторождения калийных руд, увлажнение которых недопустимо.

Глубина разработки изменяется в настоящее время от десятков метров приблизительно до 3,8 км в мировой практике, а на рудниках СССР — до 1,5 км.

Отечественная горнорудная промышленность пока что располагала достаточной минерально-сырьевой базой на относительно небольших глубинах. Горные работы постепенно понижаются в пределах от 10—15 до 20—25 м/год в различных горнорудных районах. Начиная с глубины 400—600 м, значительно затрудняется поддержание выработок и ограничивается применение методов добычи, связанных с оставлением пустот или обрушением пород.

Общие особенности условий. Таким образом, рудные месторождения чрезвычайно разнообразны по горно-геологическим условиям, причем основные характеристики — такие, как мощность залежи, угол падения, крепость пород, трещиноватость и т. п. — могут существенно изменяться в пределах даже какого-то участка одного месторождения.

Соответственно разнообразны техника и технология горных работ; для подавляющего большинства рудников стереотипные решения возможны лишь по отдельным элементам работ, но никак ни по всему их комплексу; исключается возможность ограничиться каким-то одним, общим для всех рудников главным направлением технического развития (например, совершенствованием комбайновой выемки с конвейерным транспортом руды, которая вполне подходит для пластов мягких руд, но вряд ли приемлема в обозримом будущем для мощных залежей крепких руд).

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Добыча руд, как и вообще выработка какой-либо продукции, подразделяется на технологические процессы, которые, в свою очередь, делятся на рабочие процессы и далее на операции. Деление это условное, детальность его тем меньше, чем выше уровень, на котором рассматриваются работы.

Так, в Госплане или отраслевом министерстве нередко рассматривают добычу руд в целом, как единый технологический процесс, подразумевая, что он состоит из рабочих процессов — отбойки руды, доставки ее и т. д., тогда как в масштабе рудника отбойка руды и ее доставка считаются технологическими процессами, а рабочими процессами будут бурение, зарядание, взрывание и т. п. Но для производственного участка рудника бурение, зарядание и взрывание будут процессами технологическими.

Приводим классификацию технологических процессов подземных работ, соответствующую уровню рудника.

Напомним, что рудной массой называется руда, засоренная вмещающими породами или закладкой при добыче. В очевид-

ных случаях условно называют рудную массу рудой, например доставка руды, подъем руды и т. п.

I. Основные технологические процессы (объект работ — руда или вмещающие породы).

A. Процессы горно-капитальных работ (деление на отдельные процессы здесь не дается).

Б. Процессы проведения горно-подготовительных выработок на этажных горизонтах (деление на отдельные процессы здесь не дается).

В. Подготовительно-нарезные работы в очистных блоках — проведение в очистном блоке выработок, необходимых для очистной выемки (деление на отдельные процессы здесь не дается).

Г. Процессы очистных работ.

Отбойка руды — отделение руды от массива с дроблением на куски. Производится чаще с помощью взрывчатых веществ (ВВ); для этого бурят шпуры или скважины (отличаются от шпуров тем, что глубина их более 5 м), заряжают их ВВ и взрывают. В пластах мягких руд применяют механическую (механическим инструментом) отбойку с помощью комбайнов.

Доставка руды — перемещение рудной массы от забоя до этажных выработок, по которым ее транспортируют к шахтному стволу. Доставка бывает самотечной, механизированной с помощью самоходного пневмоколесного (реже — гусеничного) оборудования, конвейеров или скреперов либо комбинированной, т. е. самотечной по очистному пространству и рудоспускам и механизированной по горизонтальным подготовительно-нарезным выработкам. В случае применения самоходных машин доставка руды нередко совмещается с транспортом.

Вторичное дробление руды — дробление образовавшихся при взрывной отбойке чрезмерно крупных кусков (так называемого негабарита), производимое в очистном блоке и перед погрузкой на транспорт. На большинстве рудников, разрабатывающих мощные и средней мощности залежи крепких руд, вторичное дробление в том или ином объеме необходимо, особенно при скважинной отбойке. Производится взрывным и гораздо реже механическим способами. Осуществляется обычно в процессе доставки руды на промежуточных ее стадиях (что требует переывов в доставке) и поэтому как бы входит в этот процесс.

Процессы поддержания очистного пространства — закладка, крепление и упрочнение пород.

Д. Процессы перемещения и дробления рудной массы вне очистного блока.

Подземный транспорт руды — перемещение рудной массы по этажным выработкам к шахтному стволу или к удаленному от очистного блока капитальному рудоспуску, а при штольневом вскрытии — к устью штольни и далее к месту разгрузки на земной поверхности. Осуществляется электровозами в вагонах, реже автосамосвалами и конвейерами. Последние широко применяются только при механической отбойке руд. К транспорту

относится и перепуск рудной массы под действием силы тяжести по рудоспускам вне очистного блока.

Подземное дробление руды (рудной массы) в дробилках до крупности приблизительно менее 200 мм. Дробилки обычно устанавливаются около шахтного ствола. Применяют их для того, чтобы из блоков можно было выдавать руду в крупных (до 800—1000 мм и более) кусках, не прибегая к вторичному их дроблению, а скиповой подъем или конвейерный транспорт при этом работал бы на мелкой руде.

Подземное дробление применяют почти на всех крупных шахтах, разрабатывающих крепкие руды, а иногда и при средней крепости руд.

Подъем руды (рудной массы) производится по вертикальным или наклонным шахтным стволам преимущественно в скипах, реже и только на очень крупных шахтах — конвейерами, на небольших и средней производительности шахтах — в клетях или, при небольшой глубине работ, в автосамосвалах.

Складирование руды на поверхности — работы по размещению рудной массы на земной поверхности в бункерах или открытых складах, включая аварийные склады. Иногда складировуют и рудную массу с забалансовым содержанием полезного компонента — для использования в будущем.

Отгрузка руды потребителю — работы на земной поверхности по погрузке рудной массы из бункеров и открытых складов в железнодорожные вагоны, автомашины или на другие виды транспорта для транспортирования ее на обогатительную фабрику или металлургический завод.

Е. Процессы управления качеством рудной массы. Должны соблюдаться: выемка только кондиционных руд; норматив (максимально-допустимая величина) разубоживания; плановое качество рудной массы; стабильность его во времени. Этим определяются функции контроля и управления, в связи с которыми определяют количество и качество руды и рудной массы в забоях, количество и качество рудной массы в рудоспусках, транспортных средствах, бункерах; обрабатывают полученную информацию, закрывают забои с некондиционной рудой или рудной массой, регулируют пропорции в добыче руды из различных блоков, сортируют рудную массу. Количество рудной массы определяют взвешиванием и замерами объемов, качество руды и рудной массы — опробованием геофизическими методами или химическим анализом.

Сортировку осуществляют геофизическими методами (например, по интенсивности радиоактивного излучения), по крупности или визуально; делают это в очистных блоках и специальных установках под землей или на поверхности.

Ж. Процессы перемещения пустой породы вне проходческого забоя.

Транспорт пустой породы (или некондиционной руды) — перемещение ее от проходческого забоя до шахтного ствола или

породоспуска, удаленного от проходческого забоя. Осуществляется электровозами в вагонах или самоходными пневмоколесными машинами, если их используют при проходке выработок.

Подъем пустой породы осуществляют по вертикальным или наклонным шахтным стволам в клетях, скипах или, реже, автосамосвалами по съездам.

Образование породных отвалов — работы по размещению на земной поверхности выданной из шахты пустой породы. Породу размещают в отвалах, обычно плоских, и, реже, конусных либо сваливают в зону сдвижения пород. От шахтного ствола доставляют породу в отвалы автомашинами, электровозами в вагонах, конвейерами или по подвесной канатной дороге.

II. Вспомогательные технологические процессы (обеспечивают возможность выполнения основных процессов).

А. Монтажные и ремонтные работы.

Монтажно-демонтажные работы в очистных блоках выполняются рабочими механической службы рудника или забойными рабочими.

Ремонт оборудования выполняется рабочими механической службы. Мелкий ремонт забойного оборудования иногда производят на месте забойные рабочие.

Ремонт горных выработок, чистка горных выработок осуществляется рабочими добычного или транспортного участков.

Б. Транспортирование людей, материалов и оборудования.

Спуск — подъем людей, материалов и оборудования осуществляется по вертикальным или наклонным шахтным стволам в клетях или автомашинах. В последнем случае привозят людей и грузы автомашинами с земной поверхности непосредственно к рабочему месту.

Вспомогательный транспорт — перемещение людей, материалов и оборудования от шахтного ствола до рабочего места или склада. Осуществляется автомашинами, электровозами (в вагонах или специальных тележках), а на ряде зарубежных рудников — ленточными конвейерами или подвесной канатной дорогой. На вспомогательном транспорте заняты рабочие транспортного участка.

Доставка материалов и оборудования в очистных блоках, т. е. от этажных выработок до мест использования. Осуществляется специальной бригадой или забойными рабочими.

В. Процессы энергоснабжения, вентиляции и водоотлива.

Работы по электроснабжению — работы по монтажу и обслуживанию участковых подстанций и сетей для подачи энергии к электродвигателям горных машин и установок и к осветительным приборам.

Работы по снабжению сжатым воздухом — обслуживание компрессорной станции и магистральных воздухопроводов, прокладка, ремонт и демонтаж местных воздухопроводов. Местными воздухопроводами обычно заняты слесари добычных участков.

Работы по водоснабжению — прокладка и обслуживание трубопроводов для подачи воды к бурильным машинам, а также устройствам для орошения мест с сильной запыленностью, образования водяных завес на пути движения запыленного воздуха и т. п. Выполняются механической и иногда вентиляционной службой рудника.

Работы по вентиляции, кондиционированию и очистке воздуха, включая подогрев его в зимнее время и охлаждение на глубоких рудниках. Сюда входят обслуживание вентиляционных и других установок, монтаж и демонтаж вентиляторов и труб для местного проветривания, возведение и разборка вентиляционных дверей и перемычек и т. п.

Работы по водоотливу — обслуживание насосной станции и водоотливных ставов, сооружение и обслуживание местных водоперепускных устройств, чистка водосборников.

Г. Геолого-маркшейдерские работы.

Геологическое обслуживание горных работ, осуществляемое геологической службой рудника.

Внешний контроль за качеством рудной массы, осуществляемый отделом технического контроля и химической лабораторией.

Д. Прочие вспомогательные работы — обслуживание складов материалов и оборудования, бытового комбината и т. п.

С точки зрения изучения процессов можно разделить их в более крупном плане на две группы:

первая группа — процессы очистных работ, т. е. собственно выемка полезного ископаемого;

вторая группа — процессы обеспечения очистных работ, т. е. все остальные работы, выполняемые для того, чтобы можно было вынимать полезное ископаемое.

Глава II

ТРЕБОВАНИЯ К ИСПОЛЬЗОВАНИЮ НЕДР ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При разработке месторождений какая-то часть рудного запаса всегда остается неизвлеченной. Причины бывают разные.

Например, иногда месторождение рядовой ценности залегает под рекой, но отводить реку или применять твердеющую (типа бетона) закладку, необходимую при выемке руд под рекой, было бы слишком дорого.

При взрывной отбойке выемочные контуры всегда получаются неровными. Отбить полностью всю руду можно было бы,

лишь расположив заряды ВВ не только в рудном теле, но и на каком-то расстоянии за его контурами. Но это было бы связано с настолько большой подрывкой боковых пород, что оказалось бы невыгодным. Поэтому какая-то часть руды у контактов местами остается неотбитой.

Часть отбитой руды, представленная мелкими фракциями, застревает в неровностях лежащего бока, просыпается на почву выработки при погрузке вагонов и т. п.

В итоге обычно извлекают только 85—95 % запасов, а в особо сложных случаях и при малоценных ископаемых — всего 30—50 % запасов.

Неизвлекаемую часть обрабатываемых балансовых запасов принято называть потерями руды (полезного ископаемого). Название это условное, так как потери в общепринятом смысле этого слова не могут быть преднамеренными; потерями называют результат небрежности, ошибки. С этой точки зрения потерями в полном смысле слова можно считать лишь последствия неправильного ведения работ, как, например, просыпание рудной мелочи в закладку через плохо сделанный настил.

Но из приведенных выше примеров ясно, что какую-то часть руды оставляют в недрах преднамеренно, во избежание слишком высоких затрат общественного труда — на отвод реки, или на подрывку боковых пород с последующей выдачей их на поверхность и переработкой вместе с рудой, или на полную зачистку почвы выработок и т. п.

Наряду с потерями, которые характеризуют извлечение полезного ископаемого из недр с количественной стороны, существует и качественная характеристика извлечения — разубоживание руды. Это — снижение содержания полезного компонента в добытой рудной массе по сравнению с содержанием его в массиве руды. Происходит такое снижение в основном (но не только!) за счет засорения руды вмещающими породами, отбитыми вместе с ней или обрушившимися.

Разубоживание руды увеличивает расходы на доставку, транспорт, подъем и переработку рудной массы. Однако исключить совсем разубоживание можно было бы лишь при резко увеличенных затратах на разведку и отбойку, чтобы последняя точно следовала за рудным контуром, на искусственное поддержание вмещающих пород, чтобы они не обрушались, и т. п. Поэтому разубоживание в каком-то объеме экономически оправдано и лишь за пределами этого объема является результатом неправильного ведения работ.

В этой главе учтены «Типовые методические указания по определению, нормированию, учету и экономической оценке потерь твердых полезных ископаемых при их добыче», утвержденные в 1972 г. Госгортехнадзором СССР, а также отраслевые инструктивные материалы по определению, учету и нормированию потерь руды при разработке месторождений.

§ 2. ВИДЫ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Воспользуемся Единой классификацией потерь твердых полезных ископаемых, разработанной акад. М. И. Агошковым и канд. техн. наук Е. И. Панфиловым и принятой в Типовых методических указаниях.

На основании этой классификации могут быть выделены следующие виды потерь руды.

Общерудничные потери руды: оставление руды в неизвлекаемых охранных целиках около капитальных горных выработок и скважин, под зданиями и сооружениями, под водоемами, водоносными горизонтами, заповедными зонами и т. п.

Эксплуатационные потери руды (рис. II.1):

1. Эксплуатационные потери руды в массиве — в целиках у штреков и восстающих, в целиках внутри блока, около мест завалов, затоплений, пожаров, в местах выклинивания залежи, в результате неполной отбойки у контакта залежи и т. п.

2. Эксплуатационные потери отбитой руды — оставление в выработанном пространстве руды слишком сильно разубоженной или застрявшей в неровностях лежащего бока, просыпание

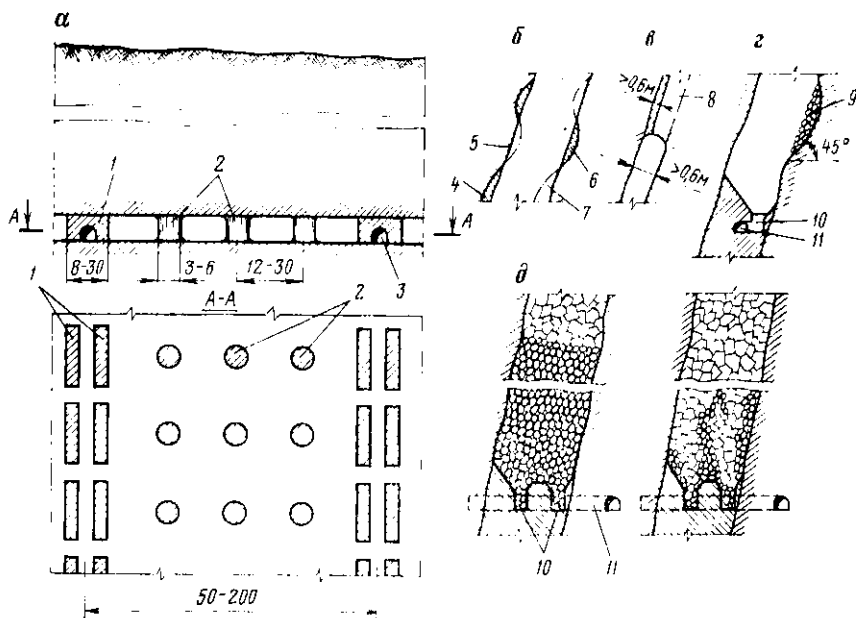


Рис. II.1. Схемы, поясняющие образование потерь и разубоживания руды:

а — постоянные целики при разработке пологой залежи; 1 — околоштрековые; 2 — опорные; 3 — штреки; б — рудный 4 и выемочный 5 контуры при разработке крутой залежи, разрез вкрест простирания; 6 — участки потерь руды в массиве; 7 — участки пустых пород, отбитых вместе с рудой; в — подработка пустых пород 8 при выемке тонкой жилы, разрез вкрест простирания; г — отбитая руда 9, оставшаяся в неровностях лежащего бока; 10 — выработка для выпуска руды; 11 — выработка для доставки руды; д — выпуск руды под налегающими обрушенными породами в начальной (слева) и конечной (справа) стадиях.

рудной мелочи в закладку и при транспортировании руды — в местах погрузки, разгрузки, складирования и на путях.

В связи с производственными процессами добычи нас интересуют потери руды только эксплуатационные. В каждый их вид могут входить потери как экономически обоснованные, так и связанные с неправильным ведением работ. Что касается потерь в целиках около мест завалов, затоплений и пожаров, то в подавляющем большинстве случаев их можно было бы избежать, если с самого начала вести работы так, чтобы не допустить аварий. Но коль скоро эти аварии возникли, оставление ограждающих целиков становится неизбежным.

В отличие от потерь, **разубоживание** бывает только эксплуатационным и имеет следующие виды.

1. Главный вид — разубоживание от засорения руды вмещающей породой (см. рис. II.1): в связи с неточной отбойкой по контактам залежи; при отслаивании пород с кровли и боков; при выпуске руды под налегающими обрушенными породами (часть пород примешивается к руде и извлекается вместе с ней); при выемке тонких жил, когда для обеспечения очистного пространства шириной 0,6—1,0 м приходится подрабатывать боковые породы, отбивая их вместе с рудой.

2. Разубоживание от потерь руды с повышенным содержанием металла по сравнению со средним по очистному блоку: из-за потерь при доставке, транспортировании и в закладке обогащенной рудной мелочи, что имеет место, если рудные минералы, содержащие полезный компонент, являются хрупкими, легко выкрашиваются и измельчаются при отбойке и перемещении; при оставлении целиков из сравнительно богатой руды по сравнению с соседними участками, чего обычно избегают.

3. Разубоживание от выщелачивания шахтной водой металла, содержащегося в руде в форме растворимых соединений, как например на медноколчеданных и урановых рудниках.

Заметим, что на рудниках, отрабатывающих залежи, имеющие включения пустых пород или забалансовых руд, вынимаемых совместно с рудой, пользуются понятием так называемого конструктивного разубоживания, которое определяют как отношение объема отрабатываемых прослоев к объему отрабатываемой руды.

В состав всех перечисленных видов может входить разубоживание как экономически обоснованное, так и связанное с неправильным ведением работ.

§ 3. СТРУКТУРА ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ

Есть полезные ископаемые, такие, например, как мрамор, гипс, которые состоят целиком из минерального вещества, используемого в народном хозяйстве. Но большинство рудных и нерудных ископаемых содержит полезные компоненты наряду с бесполезным или попутно используемым, но менее полезным мине-

ральным веществом. Потери (относительные и абсолютные) полезных компонентов, например, металла, в оставленной в недрах руде могут существенно отличаться от потерь самой руды. Они могут быть намного меньше, если потеряна сравнительно бедная часть блока, и могут иметь даже отрицательную величину, если разубоживающие породы минерализованы и принесли с собой больше металла, чем осталось в потерянной руде. Потери металла могут оказаться и выше потерь руды, если в недрах осталась богатая рудная мелочь или часть рудного тела с повышенным содержанием металла.

Разубоживание в результате засорения может быть намного меньше относительного количества засоривших руду пород, если эти породы металлоносны.

Какие же показатели в большей мере характеризуют хозяйственную деятельность предприятия — относящиеся к металлу (полезному компоненту) или относящиеся к руде? В общем случае основной результат хозяйственной деятельности предприятия — прибыль — определяется, во-первых, количеством полученного полезного продукта (концентрата или металла), которое в прямой форме зависит от количества металла в добытой рудной массе. И никакого значения не имеет, откуда поступил в рудную массу металл — из руды или засоривших ее пород (разумеется, если технология переработки, принятая для руды, эффективна и для металлизированных вмещающих пород). Во-вторых, важны затраты на добычу и переработку рудной массы. Они зависят как от ее количества, так и от количества имеющегося в ней металла, опять-таки независимо от того, откуда в нее поступил этот. Следовательно, важно здесь разубоживание. Показатели же потерь самой руды и засорения ее вмещающими породами не имеют самостоятельного значения для экономики.

Вместе с тем показатели, относящиеся к руде, т. е. потери руды и засорение руды позволяют объективнее оценить качество горных работ и сопоставить опыт различных предприятий, а потому они более удобны для анализа технической деятельности. К тому же, в некоторых случаях эти показатели определяются более точно, чем потери полезного компонента. Возьмем, к примеру, разработку калийных солей. Для определения потерь полезного компонента надо измерять количество рудной массы. Но калийные соли транспортируются конвейерами, взвешивание на которых неточное. Тогда как потери руды могут быть надежно определены прямыми замерами оставленных целиков.

В структуре показателей извлечения фигурируют балансовые запасы полезного ископаемого. Это — та часть разведанных, так называемых геологических запасов, которые по качеству руд могут быть объектом эксплуатации в настоящее время и в ближайшие десятилетия и потому передаются на баланс предприятию. Под погашением запасов имеется в виду их отработка. Таким образом, погашенные балансовые запасы, это — отрабо-

танные запасы, в том объеме, в котором они снимаются с баланса предприятия.

Показатели извлечения руды при расчетах измеряются в долях единицы, а при описании даются в процентах. Принимают следующие основные показатели.

I. Показатели извлечения по металлу (полезному компоненту): потери металла (полезного компонента)

$$n = \frac{П A_{\text{пот}} - B A_{\text{пор}}}{B A_{\text{руд}}}, \quad (\text{II.1})$$

где $П$ — количество руды, потерянной из балансовых запасов, т; B — количество погашенных балансовых запасов руды, т; B — количество вмещающих пород, засоривших руду, т; $A_{\text{руд}}$ — содержание металла в погашенных балансовых запасах, % или г/т; $A_{\text{пот}}$ — содержание металла в потерянной руде, % или г/т; $A_{\text{пор}}$ — содержание металла в породах, засоривших руды, % или г/т;
разубоживание руды

$$p = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{р.м}}}{A_{\text{руд}}}, \quad (\text{II.2})$$

где $A_{\text{р.м}}$ — содержание металла в добытой рудной массе, % или г/т.

II. Показатели извлечения по руде (полезному ископаемому):

потери руды

$$n_p = \frac{П}{B}. \quad (\text{II.3})$$

Очевидно, что $n = n_p$ только при $A_{\text{пот}} = A_{\text{руд}}$ и $A_{\text{пор}} = 0$. В остальных случаях потери руды и потери металла различаются по величине;

засорение руды

$$p_p = \frac{B}{D}, \quad (\text{II.4})$$

где D — количество добытой рудной массы, т.

В свою очередь

$$D = B - П + B.$$

Отсюда

$$p_p = \frac{B}{B - П + B}$$

$p = p_p$ при тех же условиях, что и $n = n_p$.

Кроме того, приняты также следующие дополнительные показатели, жестко зависящие от потерь металла и разубоживания, но иногда более удобные для расчетов:

коэффициент извлечения металла (полезного компонента) из недр

$$k_n = 1 - n = \frac{D A_{\text{р.м}}}{B A_{\text{руд}}}; \quad (\text{II.5})$$

коэффициент изменения качества рудной массы при добыче

$$k_k = 1 - p = \frac{A_{p.m.}}{A_{руд}}; \quad (II.6)$$

выход рудной массы при добыче

$$k_d = \frac{1 - n}{1 - p} = \frac{D}{B}. \quad (II.7)$$

Если потери металла и разубоживание руды приблизительно одинаковы по величине, то в инженерных расчетах принимают $k_d \approx 1$ и соответственно количество рудной массы равным величине погашенного запаса руды.

Пример. Из блока с запасом $B = 148000$ т и средним содержанием молибдена в руде $A_{руд} = 0,080$ % добыта рудная масса со средним содержанием в ней молибдена $A_{p.m.} = 0,076$ % (содержание в ней снизилось по сравнению с рудой за счет засорения отслоившейся пустой породой и за счет потери обогащенной металлом рудной мелочи).

В потерях остались: неотбитая руда у контакта залежи в количестве $\Pi_1 = 6900$ т с содержанием молибдена $A_{пот1} = 0,077$ % и застрявшая в неровностях лежачего бока рудная мелочь в количестве $\Pi_2 = 1350$ т с содержанием молибдена $A_{пот2} = 0,15$ %.

Найти показатели извлечения руды.

Решение.

$$\Pi A_{пот} = \Pi_1 A_{пот1} + \Pi_2 A_{пот2} = 6900 \cdot 0,077 + 1350 \cdot 0,15 = 734 \text{ т};$$

$$n = \frac{\Pi A_{пот}}{B A_{руд}} = \frac{734}{148000 \cdot 0,080} = 0,062, \text{ или } 6,2\%;$$

$$p = \frac{A_{руд} - A_{p.m.}}{A_{p.m.}} = \frac{0,080 - 0,076}{0,080} = 0,050, \text{ или } 5\%;$$

$$k_k = 1 - n = 1 - 0,062 = 0,938;$$

$$k_p = 1 - p = 1 - 0,050 = 0,950;$$

$$k_d = \frac{1 - n}{1 - p} = \frac{0,938}{0,950} = 0,987;$$

$$n_p = \frac{\Pi}{B} = \frac{6900 + 1350}{148000} = 0,056, \text{ или } 5,6\%.$$

Так как количество засорившей руды породы здесь неизвестно, то засорение руды можно определить лишь косвенным путем по формуле, которая будет дана ниже.

§ 4. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФАКТИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ

Показатели извлечения руды для каждого предприятия нормируются. Поэтому полученные на производстве потери и разубоживание относятся к отчетным показателям, по которым контролируют правильность ведения горных работ.

Учитывает потери и разубоживание геолого-маркшейдерская служба. Учет ведется по этажу, участку, блоку, слою за сутки, неделю, декаду, месяц. Учетные единицы устанавливаются свои для каждого рудника в зависимости от горно-геологических условий, системы разработки и т. д.

Качество рудной массы (содержание в ней полезных компонентов, а иногда и полезных или вредных примесей) с точки зрения переработки ее периодически контролирует служба отдела технического контроля (ОТК). Наряду с проверками, выполненными по тем же методикам, что и геолого-маркшейдерской службой рудника, служба ОТК регулярно производит контрольные анализы на обогатительной фабрике, опробуя хвосты, промпродукты и концентраты. Составляется баланс металла на стадии обогащения, из которого видно, сколько рудной массы и с каким содержанием металла (а следовательно, и сколько металла) получено от рудника. С этими данными сравнивают сведения, поступившие от рудника, и в случае необходимости корректируют их.

Существуют прямые и косвенные методы определения фактических показателей извлечения руды.

При прямых методах замеряют количество теряемой руды и засоривших ее пород. Прямые методы в принципе более точны и применяются везде, где возможно, если единственным источником разубоживания является засорение руды.

При косвенных методах замеряют количество и качество отработываемых запасов и получаемой рудной массы; затем рассчитывают потери и разубоживание по формулам, в которые входят замеряемые показатели.

Прямые методы определения фактических показателей извлечения руды. При прямых методах потери и разубоживание руды устанавливаются непосредственно замером их по составляющим источникам.

По каждому виду потерь замеряются величины P и $A_{\text{пот}}$, а по засорению замеряются B и $A_{\text{пор}}$.

Так, количество руды, потерянной в связи с неполнотой отбойки, находят по геолого-маркшейдерской документации (планам и разрезам) путем сравнения контуров рудных тел с полученными контурами очистной выемки, а содержание металла в оставленной руде по возможности определяют опробованием или принимают его равным среднему содержанию по блоку.

Аналогично можно замерить и количество пустой породы, отбитой вместе с рудой.

Обеспечить указанные замеры можно лишь при наличии безопасного доступа людей в очистное пространство. Изыскиваются и совершенствуются методы съемки контуров открытых очистных камер без доступа в них людей (съемка с помощью лазеров и т. п.), что расширяет применение прямых методов.

Количество отбитой руды, потерянной на лежащем боку, потери от просыпания в закладку и некоторые другие виды по-

терь могут быть установлены только на базе специальных контрольных замеров, требующих особо тщательной зачистки лежащего бока, опробования закладки и т. п. Такие замеры производят лишь в отдельных очистных блоках и полученные результаты распространяют на другие блоки с аналогичными условиями.

Рассмотрим выражение для определения потерь металла прямыми методами

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i A_{\text{пот}_i} - B A_{\text{пор}}}{B A_{\text{руд}}}, \quad (II.8)$$

где $i=1, 2, \dots, n$ — индексы видов потерь; Π_i — непосредственно замеряемое количество теряемых запасов в i -м виде потерь, т; $A_{\text{пот}_i}$ — содержание в i -м виде потерь, %; $A_{\text{руд}}$ — среднее содержание металла в погашенных балансовых запасах, %.

В случае, когда содержание металла в различных видах потерь ($A_{\text{пот}_i}$) мало отличается от среднего содержания металла в балансовых запасах ($A_{\text{руд}}$), т. е. когда $A_{\text{пот}_i} \approx \text{const} = A_{\text{руд}}$, пользуются выражением

$$n = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i A_{\text{руд}} - B A_{\text{пор}}}{B A_{\text{руд}}}, \quad (II.9)$$

если при этом

$$A_{\text{пор}} = 0, \quad \text{то} \quad n = \frac{\sum_{i=1}^n \Pi_i}{B}.$$

Разубоживание руды можно определять прямым методом лишь тогда, когда единственным источником разубоживания является засорение руды и при этом количество пород, засоривших руду, поддается прямому определению, как например, при спрямлении выемочных контуров за счет прирезки боковых пород, совместной выемке непромышенных включений и т. п.

В этих случаях содержание металла в рудной массе

$$A_{\text{р.м}} = \frac{B A_{\text{руд}} - \Pi A_{\text{пот}} + B A_{\text{пор}}}{B - \Pi + B}.$$

Отсюда разубоживание за счет засорения

$$\rho = 1 - \frac{B A_{\text{руд}} - \Pi A_{\text{пот}} + B A_{\text{пор}}}{(B - \Pi + B) A_{\text{руд}}}. \quad (II.10)$$

При $A_{\text{пор}} = 0$ (пустая порода)

$$\rho = 1 - \frac{B - \Pi}{B - \Pi + B} = \rho_{\text{р.}}. \quad (II.11)$$

Косвенные методы определения фактических показателей извлечения руды. Потери металла

$$n = \frac{B A_{\text{руд}} - D A_{\text{р.м.}}}{A_{\text{руд}}}. \quad (\text{II.12})$$

Разубоживание руды согласно формуле (II.2)

$$\rho = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{р.м.}}}{A_{\text{руд}}}.$$

Методы замеров исходных величин следующие. Балансовые запасы B подсчитываются по геолого-маркшейдерской документации (геологическим планам и разрезам). Полученные объемы руды пересчитываются на тоннаж через среднюю для данных участков месторождения плотность в массиве.

Количество рудной массы может определяться весовым методом или по числу вагонов. При весовом методе, применяемом на всех крупных рудниках, составы вагонов с рудой проходят через весы. Весы устанавливаются обычно в околоствольном дворе на транспортной ветви, на которой вагоны разгружаются в скиповые бункеры или с которой они подаются в клетки. При втором методе, применяемом на небольших шахтах и отдельных горизонтах, подсчитывается число вагонов с рудой и умножается на среднюю полезную массу одного вагона, определяемую по усредненным данным взвешивания нескольких составов вагонов.

Содержание полезного компонента в балансовых запасах руды находят опробованием массива руды при проведении подготовительных, нарезных и очистных выработок и скважин (как разведочных, так и пробуренных для отбойки). Применяют геофизические методы опробования — радиометрический, магнитометрический и т. п. — и химический метод, с анализом в химической лаборатории.

Для руд радиоактивных, железных, медно-никелевых, свинцовых, полиметаллических, апатито-нефелиновых все шире применяют радиометрическое опробование (гамма—гамма—методом) массива, скважин и навала отбитой руды. В большинстве случаев радиометрический метод применяют пока что для ориентировочного определения качества руды и рудной массы по блокам для оперативного управления качеством в течение смены, а для итоговых оценок результаты радиометрического опробования корректируются по данным химических анализов. На ряде рудников радиометрический метод уже стал основным для опробования руды в массиве и рудной массы в навале и в вагонах, результаты его принимаются как окончательные. Использование радиометрического способа сократило «инерцию» системы с 2—3 сут до нескольких минут.

На рудниках Горной Шории и других, разрабатывающих магнетитовые руды, используют рудничные измерители магнитной восприимчивости РИМВ-1 для опробования руды на стен-

ках выработок и скважин и рудной массы в выпускных выработках и вагонах. (При помещении измерительного устройства в магнитную среду ослабляется сигнал в приемной катушке.) Подробные сведения о разведке и опробовании даются в геологическом курсе.

Содержание металла во вмещающих породах $A_{\text{пор}}$ определяется теми же методами, что и содержание металла в руде, но менее точно, поскольку по породам длина выработок и разведочных скважин ограничивается задачами оконтуривания рудных тел и полевой подготовки.

Содержание металла в рудной массе $A_{\text{р.м}}$ определяют опробованием руды в вагонах. Пробу берут с поверхности навала руды в вагоне, как правило, «конвертом», т. е. из пяти точек (по углам вагона и в центре) по 0,25—0,5 кг. В каждом вагоне (или на весь состав) имеется бирка, где указано, из какого блока и когда погружена руда. Пробы сортируют по очистным блокам и направляют на химический анализ. Применяют также радиометрическое опробование, при котором вагоны проходят через специальные радиометрические контрольные станции (РКС).

Содержание металла в рудной массе контролируют и при необходимости корректируют по балансу металла на стадии обогащения, о чем сказано выше. Точность косвенных методов определения потерь металла обычно невелика. Вытекает это из самой структуры формулы: потери определяются как разность близких между собою величин ($BA_{\text{руд}} - DA_{\text{р.м}}$). В распространенных случаях эта разность находится в пределах 3—15 %. Согласно теории, относительная погрешность разности чисел

$$\delta(a-b) = \frac{\Delta a + \Delta b}{|a-b|},$$

где Δ — абсолютная погрешность; $|a-b|$ — модуль разности, т. е. численное значение с положительным знаком.

Очевидно, что если $|a-b| \rightarrow 0$, то $\delta(a-b) \rightarrow \infty$. Значит, при малой разнице между a и b погрешность резко возрастает.

Величины $BA_{\text{руд}}$ и $DA_{\text{р.м}}$ определяются на практике с точностью $\pm(10 \div 15)\%$. При точности, например, 10 % и различии между этими величинами в 5 и 10 % возможна ошибка соответственно в 4 и 2 раза.

Для того чтобы точность определения потерь руды косвенным методом была приемлемой (относительная ошибка $\pm(10 \div 15)\%$), необходимо замерять содержание металла в руде и в рудной массе с относительной ошибкой приблизительно не более $\pm 3\%$, что на практике не достигается.

Тем не менее, косвенные методы применяются шире, чем прямые, так как в большинстве случаев являются единственно возможными.

Определение фактических потерь руды и засорения руды. Прямыми методами определяются именно эти показатели по формулам (II.9) и (II.11).

Определение этих показателей косвенными методами основывается на следующем.

Очевидно, количество рудной массы $D = B + B - П$. С другой стороны, количество металла в рудной массе

$$DA_{p.m.} = BA_{руд} + BA_{пор} - PA_{пот.}$$

Имеем два уравнения с двумя неизвестными (B и $П$). Определим отсюда эти две величины и, подставив их в формулы (II.3) и (II.4), найдем потери руды и засорение:

$$n_p = \frac{B(A_{руд} - A_{пор}) - D(A_{p.m.} - A_{пор})}{B(A_{пот} - A_{пор})}; \quad (II.13)$$

$$p_p = \frac{A_{руд} - A_{p.m.}}{A_{руд} - A_{пор}}. \quad (II.14)$$

Эти формулы довольно громоздки, поэтому следует по возможности сводить рассмотренный общий случай к одному из следующих частных случаев.

Первый частный случай. С известным приближением можно считать $A_{пор} \approx 0$; $A_{пот} \approx A_{руд}$.

В этом случае $n_p = n$ и $p_p = p$. Для их определения подходят формулы (II.3) и (II.4).

Второй частный случай: $A_{пор} > 0$; $A_{пот} \approx A_{руд}$. Формулы (II.13) и (II.14) принимают вид

$$n_p = 1 - \frac{D(A_{p.m.} - A_{пор})}{B(A_{руд} - A_{пор})}; \quad (II.15)$$

$$p_p = \frac{A_{руд} - A_{p.m.}}{A_{руд} - A_{пор}}. \quad (II.16)$$

Третий частный случай: $A_{пор} \approx 0$; $A_{пот} \neq A_{руд}$.

$$n_p = \frac{BA_{руд} - DA_{p.m.}}{BA_{руд}}; \quad (II.17)$$

$$p_p = \frac{B(A_{руд} - A_{пот}) - D(A_{p.m.} - A_{пот})}{DA_{пот}}. \quad (II.18)$$

§ 5. ЭКОНОМИЧЕСКИЙ УЩЕРБ ОТ ПОТЕРЬ МЕТАЛЛА И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ

Неполное извлечение руды из недр имеет экономические последствия не только отрицательные, но и положительные в связи с применением более дешевых методов разработки.

В настоящем курсе рассматриваются только отрицательные последствия потерь руды — экономический ущерб от потерь. Знать его необходимо для выбора варианта технического решения, если из нескольких вариантов одни дешевле, а другие обеспечивают меньшие потери руды. Очевидно, варианты эти

должны сравниваться по сумме издержек производства и экономического ущерба от неполной выемки рудного запаса.

Экономический ущерб от потерь металла определяется следующими соображениями. На разрабатываемом участке месторождения последовательно (точнее с некоторым совмещением во времени) осуществляются разведка, вскрытие, подготовка этажных горизонтов, подготовка и нарезка блоков, затем отбойка и доставка руды в готовых к выемке блоках, подземный транспорт руды, подъем, поверхностный транспорт. На каких-то из этих стадий происходят потери руды, тогда как все предшествующие стадии уже осуществлены и, следовательно, затраты по ним уже произведены. Это, например,— затраты на разведку, вскрытие, подготовку этажных горизонтов, подготовку и нарезку блока и на отбойку, если теряют отбитую руду, а также затраты на доставку руды, если теряют просыпь при погрузке вагонов и т. д. Очевидно, перечисленные затраты по абсолютной величине не могут зависеть от потерь руды на последующих стадиях, но по удельной величине — на 1 т рудной массы или содержащегося в ней металла — они возрастают с увеличением потерь, так как погашаются на меньшее количество рудной массы. Следовательно, удорожается и каждая тонна продукции.

В масштабе отрасли потерянное количество металла требуется восполнить за счет других месторождений, других блоков и т. п. Значит, в большем объеме потребуются разведка, вскрытие и подготовка новых запасов, отбойка руды в новых блоках и т. п.

По упрощенной методике экономический ущерб от потерь металла рассматривается как недополученный доход. Это — разность между ценностью конечного продукта, оставшегося в потерянной руде, и затратами, которые потребовались бы в этом случае для завершения добычи этой руды и ее переработки до стадии получения конечного продукта.

Под конечным продуктом понимается металл, концентрат или рудная масса, в зависимости от того, что горнорудным предприятием продается потребителю.

Условность предлагаемой методики состоит в следующем. Затраты, которые потребовались бы для завершения добычи 1 т руды, которая в действительности теряется, принимаются такими же, как и по добытой руде. Тогда как на самом деле могли бы потребоваться более высокие затраты, вплоть до непомерно больших величин. Эта условность в основном правомерна, так как абсолютная величина ущерба здесь никого не интересует. Ущерб от потерь нужно знать только для сравнения вариантов технического решения с целью выбора одного из них. А для этого достаточно по каждому варианту определить ущерб по отношению к какому-либо базисному уровню потерь, например, по отношению к нулю, что и принято в рассматриваемой методике.

Ценность оставленного в недрах конечного продукта — металла, концентрата и т. п. — равна его количеству, умноженному на цену. Таким образом, для экономической оценки ущерба от потерь руды важна цена конечного продукта.

Существуют два понятия: оптовая цена и замыкающая цена.

Оптовая (продажная) цена обычно устанавливается на уровне среднеотраслевых (или среднерегionalных, средних по крупному району) затрат на получение тонны данного продукта (например средних по свинцовым предприятиям на получение 1 т свинца) плюс нормативная прибыль, составляющая 10—15 %.

Замыкающая цена — понятие условное, ни в каких расчетах между предприятиями она не фигурирует. Она принимается равной самым высоким затратам на получение тонны продукта в данной отрасли (или регионами) плюс нормативная прибыль. Самые высокие затраты имеют место на предприятиях с самыми неблагоприятными условиями: низкое содержание полезного компонента в руде, большая глубина разработки, обводненность месторождения, отдаленность района и т. п.

Отраслевая замыкающая цена превышает оптовую ориентировочно по разным видам продуктов в 1,3—2 раза.

При расчетах по оптовой цене большинство предприятий, получающих продукт с увеличенными затратами против средних величин становятся (условно!) планово-убыточными. Для этих предприятий экономический ущерб от потерь металла (или руды), подсчитанный на основе оптовой цены, имеет отрицательную величину. Если исходить из этого, то получается, будто бы чем больше потерь руды, тем выгоднее, а самое выгодное — совсем закрыть предприятие. Тогда как на самом деле оно необходимо, чтобы обеспечить потребность народного хозяйства в данном продукте.

Более объективно определяется экономический ущерб от потерь полезного ископаемого на основе замыкающей цены на конечный продукт; для всех предприятий отрасли (региона), продукция которых необходима народному хозяйству, ущерб от потерь будет положительной величиной. Но и в замыкающей цене имеются условности, представляющие предмет особого изучения (так как замыкающая цена определяется на основе оптовых цен на потребляемое оборудование, материалы и энергию).

В последние годы экономическую оценку месторождений и ущерба от потерь руды обычно производят в двух вариантах: по оптовой цене (в этом случае для планово-убыточных предприятий прибавляют к оптовой цене дотацию) и по замыкающей цене.

В приводимых ниже сравнительных расчетах используется замыкающая цена, полнее отражающая требования рационального использования природных ресурсов.

Итак, экономический ущерб (руб/т) от потерь 1 т руды (а не рудной массы)

$$y_n^* = (c_{p.m} - c_{p.m}) \frac{1-n}{1-p}, \quad (II.19)$$

где $c_{p.m}$ — ценность конечного продукта, полученного из 1 т рудной массы, руб/т; $c_{p.m}$ — затраты на получение конечного продукта из 1 т рудной массы, руб/т; $\frac{1-n}{1-p}$ — выход рудной массы при добыче.

Расшифруем величины $c_{p.m}$ и $c_{p.m}$

$$c_{p.m} = c_z \frac{A_{руд}(1-\beta)}{A_{к.п}} I_n, \quad (II.20)$$

где c_z — замыкающая цена продукта (себестоимость в наименее благоприятных условиях отрасли или региона плюс нормативная прибыль), руб/т; β — выход конечного продукта из рудной массы в долях единицы (или в тоннах из 1 т рудной массы); $A_{руд}$, $A_{к.п}$ — содержание металла соответственно в балансовых запасах руды и в конечном продукте, %; I_n — извлечение металла при переработке из рудной массы ($I_n = I_o I_m$); I_o и I_m — извлечение металла соответственно при обогащении и металлургическом переделе, доли единицы.

При определении I_o исходим из того, что если содержание металла в рудной массе такое же, как в хвостах обогащения $A_{хв}$, то извлечение равно нулю, т. е. при $A_{руд}(1-p) = A_{хв}$ $I_o = 0$.

По мере увеличения содержания металла в рудной массе извлечение на обогатительной фабрике возрастает, но не в прямой пропорции, так как кривая извлечения асимптотически приближается к единице. Можно записать, что

$$I_o = I_{обаз} \left(\frac{A_{руд}(1-p) - A_{хв.баз}}{A_{p.m.баз} - A_{хв.баз}} \right)^m, \quad (II.21)$$

где баз — индекс базисных условий по содержанию металла в рудной массе, по которым имеются надежные данные; m — коэффициент зависимости, $0 < m < 1$. При отсутствии соответствующих данных можно принимать приближенно $m = 0,5$.

I_m — приближенно может быть принято постоянным, исходя из постоянного качества концентрата.

Коэффициентом I_n в формуле (II.20) учитывается то, что часть металла уходит в хвосты при обогащении и в шлаки при металлургическом переделе. Если конечным продуктом является рудная масса, то $I_n = 1$, выход рудной массы $\beta = 1$ и ценность ее, следовательно, $c_d = c_o$.

При оценке экономического ущерба от потерь полиметалли-

ческих руд можно для определения ценности таких руд пользоваться величинами средневзвешенной цены всех получаемых продуктов и суммарного их выхода, которые для действующих предприятий можно получить из отчетной документации.

Затраты (руб) на получение конечного продукта из 1 т рудной массы

$$C_{р.м} = C_{доб.р.м} + C_{тр.р.м} + C_{пер.р.м}, \quad (II.22)$$

где $C_{доб.р.м}$ — затраты на завершение добычи рудной массы при данной степени подготовленности руды к выемке, руб/т; $C_{тр.р.м}$ — затраты на транспорт рудной массы от рудника до обогатительной фабрики плюс затраты на транспорт концентрата, полученного на обогатительной фабрике из 1 т рудной массы, от фабрики до металлургического завода, руб/т; $C_{пер.р.м}$ — затраты на обогащение 1 т рудной массы и на металлургический передел концентрата, полученного из 1 т рудной массы, руб/т.

Если конечный продукт — рудная масса, то $C_{тр} = 0$, $C_{пер} = 0$. Если же конечный продукт — концентрат, то в величинах $C_{тр}$ и $C_{пер}$ учитываются затраты только на перевозку и обогащение рудной массы.

Поясним структуру величины $C_{доб.}$ В нее входят затраты лишь по тем процессам, которые еще потребовались бы, чтобы выдать на поверхность руду, в действительности оставшуюся в потерях. Так, если в недрах оставляется неотбитая руда и в этом блоке не произведено подготовительно-нарезных работ (запасы руды разведаны, вскрыты, но не подготовлены к очистной выемке), то в величину $C_{доб.}$ входят издержки производства на подготовку и нарезку очистных блоков, отбойку, доставку, подземный транспорт, подъем. Если неотбитая руда теряется в очистных блоках, где уже проведены все подготовительно-нарезные выработки, то в издержки производства не включаются затраты на подготовительно-нарезные работы, а все остальные затраты остаются теми же. При потерях отбитой руды исключаются и затраты на отбойку.

При таком подходе вводятся в величину ущерба произведенные ранее затраты на разведку, вскрытие и т. п., о которых говорилось выше. Ведь они не включаются в состав возможных издержек производства по добыче, а это в соответствии со структурой формулы (II.19) приводит к увеличению экономического ущерба от потерь.

Удельные затраты на добычу руды по ряду таких статей, как транспорт, подъем, промплощадка и т. п., существенно зависят от производительности рудника в части накладных расходов. Поэтому, если при сравниваемых вариантах масштаб производства постоянен, а обычно это так, то при определении C_d в себестоимости производственных процессов достаточно учесть лишь прямые затраты.

Согласно формулам (II.20), (II.21), (II.22) ущерб (руб) от потерь 1 тонны руды

$$y_n^* = \left[\zeta_3 \frac{A_{руд}(1-p)}{A_{к.п}} I_{о.баз} \left(\frac{A_{руд}(1-p) - A_{хв.баз}}{A_{р.м.баз} - A_{хв.баз}} \right)^m I_m - \right. \\ \left. - (C_{доб.р.м} + C_{тр.р.м} + C_{пер.р.м}) \right] \frac{1-p}{1-p}. \quad (II.23)$$

Удельный экономический ущерб от потерь руды, т. е. отнесенный к 1 т погашенных балансовых запасов, уменьшится пропорционально потерям руды n и составит (руб/т)

$$y_n = y_n^* n.$$

Разубоживание руды увеличивает количество рудной массы без прироста металла. За счет этого возрастают затраты на транспорт и переработку рудной массы и снижается выход конечного продукта.

Экономический ущерб от разубоживания (руб/т) можно выразить через последствия примеси 1 т пустой (т. е. совсем не содержащей металла в отличие от реальных вмещающих пород, которые могут быть оруденелыми) породы, что равносильно увеличению количества рудной массы на 1 т при постоянном количестве металла:

$$y_p^* = C_{доб.р.м} + C_{тр.р.м} + C_{пер.п.п} + \zeta_3 \frac{A_{хв.п.п}}{A_{к.п}}, \quad (II.24)$$

где $C_{пер.п.п}$ — затраты на переработку 1 т пустой породы, руб/т; $A_{хв.п.п}$ — содержание металла в хвостах обогатительной фабрики, полученных из пустой породы (если рудная масса идет непосредственно на металлургический передел, то — в шлаках или других отходах); $\frac{A_{хв.п.п}}{A_{к.п}}$ — приблизительная доля конечного продукта, которую унесет с собой в хвосты пустая порода. $A_{к.п}$ стоит в знаменателе, так как чем оно выше, тем меньше выход конечного продукта

$$C_{пер.п.п} = C_{пер.р.м} k_1,$$

где $k_1 < 1$.

Так, затраты на пропуск 1 т пустой породы через обогатительную фабрику при флотационном методе ниже на 15—50 % против обогащения 1 т руды, так как ниже расход реагентов.

$$A_{хв.п.п} = A_{хв.р.м} k_2,$$

где k_2 — коэффициент, учитывающий снижение содержания металла в хвостах, полученных из пустой породы, по сравнению с рядовыми хвостами; $k_2 < 1$, обычно $k_2 \approx 0,3$.

Удельный экономический ущерб от разубоживания, т. е. отнесенный к 1 т погашенного запаса

$$y_p = y_p^* \frac{1-p}{1-p} p, \quad (II.25)$$

где величиной $\frac{1-p}{1-p}$ учитывается получаемое количество рудной массы при погашении 1 т запаса, а величиной p — доля приращения этого количества в результате разубоживания.

Как сказано выше, иногда совместно с рудной массой отработывают часть вмещающих пород в виде прослоев или в связи с расширением и спрямлением выемочных контуров. Для обоснования совместной отработки надо сопоставить между собой полученную на этом экономию при очистной выемке и экономический ущерб от связанного с этим же дополнительного разубоживания.

Экономический ущерб от разубоживания за счет совместной отработки вмещающих пород (в предположении, что потери руды постоянны) определяется из следующих рассуждений.

Содержание металла в рудной массе

$$A_{p.m} = \frac{BA_{руд} + BA_{пор}}{B + B}$$

Тогда

$$p = \left(A_{руд} - \frac{BA_{руд} + BA_{пор}}{B + B} \right) : A_{руд}$$

или, после преобразования,

$$p = 1 - \frac{BA_{руд} + BA_{пор}}{(B + B) A_{руд}}$$

а при

$$A_{пор} = 0 \quad p = \frac{B}{B + B}$$

Далее по формулам (II.24) и (II.25) можно найти экономический ущерб от разубоживания за счет совместной выемки пород.

Приведенные выражения дают возможность оценить ущерб отдельно от потерь металла и отдельно от разубоживания руды. Ими следует пользоваться, когда сравниваемые варианты различаются между собой одним — двумя элементами технологии. Например, по одному из вариантов закрепляют в камерах висячий бок залежи анкерной крепью, а по другому — нет. Тогда для выбора варианта достаточно сравнить между собой расходы на анкерное крепление по первому варианту и дополнительный экономический ущерб от разубоживания в связи с засорением руды отслоившимися с висячего бока породами при другом варианте.

Другой пример: первый вариант — отработать прослой пустой породы совместно с рудным телом, второй — оставить его в недрах, но для этого заложить выработанное пространство. Здесь надо сравнить между собой по величине затраты на закладку при втором варианте и экономический ущерб от разу-

боживания за счет совместной отработки безрудного прослоя при первом варианте.

Но во многих случаях нельзя локально оценить отдельные элементы технологии, так как слишком сложны взаимосвязи. Это обычно относится к выбору системы разработки. Тогда подсчитывают все затраты в выемочном блоке, а в выражение экономического ущерба от разубоживания уже не включают затраты ни на отбойку, ни на доставку породы, так как они уже учтены в затратах по блоку. Соответственно, если расчет ведется по затратам на добычу в целом, включая подземный транспорт и подъем, то в выражение $у_r$ вообще не должна войти величина $с_{доб}$. А если расчет доводится до стадии получения конечного продукта, то ущерб от разубоживания вообще не определяют отдельно, поскольку весь он будет учтен в затратах на добычу, поверхностный транспорт и переработку рудной массы и в снижении выхода конечного продукта (если в расчетах извлечение металла при переработке будет соответственно снижено за счет разубоживания).

§ 6. НОРМИРОВАНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РУДЫ

Требования к уровню извлечения руды при добыче определяются бережным отношением не только к естественным ресурсам, но и к общественному труду. Поэтому существует некий оптимальный уровень потерь руды, свой в каждом условиях, технически возможный и экономически оправданный. Он соответствует наиболее выгодному методу горных работ и правильному его применению. Метод горных работ выгоднее будет такой, который по сравнению со всеми другими, приемлемыми в данных условиях, уменьшит сумму издержек производства и экономического ущерба от потерь металла и разубоживания руды.

Оптимальные показатели извлечения руды принимаются за нормативные. Сверхнормативные потери и разубоживание считаются неоправданными, свидетельствуют о неправильном ведении работ.

Нормативы устанавливаются для всех горнодобывающих предприятий. Нормированию подлежат эксплуатационные потери, зависящие от системы разработки и методов ведения работ. В необходимых случаях, определяемых по усмотрению предприятия, могут нормироваться также и другие виды эксплуатационных потерь (в местах погрузки, разгрузки, складирования, сортировки и на транспортных путях горного предприятия).

Процедура нормирования следующая.

На стадии проектирования для каждого блока отбирают конкурентоспособные варианты систем разработки. По каждому варианту определяют величины потерь и разубоживания руды, которые могут быть получены при правильном его при-

менении в данных условиях. Эти величины инженерному расчету подаются пока что преимущественно лишь в тех случаях, когда они связаны с отклонением проектных контуров выемки от геологических контуров рудных тел. Это относится к потерям руды в постоянных целиках или предохранительных рудных корках около слабых боков, к засорению руды за счет совместной отработки безрудных прослоев или подработку вмещающих пород тонких жил и т. п.

В остальных случаях показатели извлечения руды принимают по статистическим данным передовой практики применения выбранного (или близкого к нему) варианта системы разработки в аналогичных условиях.

Для каждого блока выбирают наиболее выгодный вариант системы разработки из условия (которое даем здесь в упрощенном виде)

$$c_i + y_{pi} + y_{pi} \rightarrow \min, \quad (II.26)$$

где c — издержки производства, руб/т; i — индекс блока; y_{pi} , y_{pi} — см. раньше.

Прогнозируемые для выбранного варианта показатели извлечения руды и принимаются за нормативные по данному блоку. По согласованию с местными органами Госгортехнадзора СССР нормативы эти утверждаются управлением, которое руководит предприятием.

Нормативные потери и разубоживание по руднику в целом на планируемый год определяются как средневзвешенные величины по намеченным к погашению в планируемом году балансовым запасам различных блоков:

$$n_{\text{н. год}} = \frac{\sum_{i=1}^m n_{in} B_i}{\sum_{i=1}^m B_i}; \quad p_{\text{н. год}} = \frac{\sum_{i=1}^m p_{in} B_i}{\sum_{i=1}^m B_i}, \quad (II.27)$$

где i — индекс блока, $i=1, 2, \dots, m$; m — число блоков, вынимаемых в планируемом году; B_i — запас блока, погашаемый в планируемом году; n — индекс нормативных величин.

С найденными нормативами в последующем сравнивают полученные фактические (отчетные) показатели за отчетный год. Наличие сверхнормативных потерь считают признаком неправильного ведения работ, за которое в большинстве отраслей штрафуют предприятие.

§ 7. РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НЕДР

Месторождения полезных ископаемых образуются в природе за миллионы и миллиарды лет, а отрабатываются за десятки, максимум за сотни лет. Поэтому месторождения можно

считать фактически невозобновляемыми. Отсюда вытекают требования к полноте использования минерально-сырьевой базы.

Для рудников дореволюционного периода, расположенных на современной территории СССР, особенно для рудников, переданных в концессию, характерной была «хищническая» разработка. Это значит, что отрабатывали выборочно наиболее богатые участки месторождения с наиболее благоприятными горно-геологическими условиями, зачастую не считаясь с тем, что это приводило к обрушению остальной части запасов, вполне приемлемых для разработки.

Рациональное использование недр и, в частности, запрещение хищнической разработки были провозглашены в первые годы Советской власти (Декрет СНК РСФСР от 30 апреля 1920 г. «О недрах земли», подписанный В. И. Лениным).

Что же следует понимать под рациональным использованием недр?

Степень использования недр определяют:

геологическая разведка (обнаружение месторождений и получение необходимых сведений о них);

полнота выемки разведанных запасов при разработке месторождения;

полнота извлечения полезных компонентов из рудной массы при ее переработке;

комплексность использования недр — всех типов руд, а также отходов (побочных продуктов) горного и металлургического производства — пустых пород, хвостов обогащения, шлаков — для дорожных работ, изготовления строительных материалов и т. п.;

эффективность использования в народном хозяйстве металлов и других получаемых продуктов.

В соответствии с содержанием изучаемой дисциплины рассмотрим здесь только полноту выемки разведанных запасов. Очевидно, полнота выемки должна быть высокой. Но никак нельзя считать рациональной абсолютную полную, без остатка, выемку всех разведанных запасов минерального сырья, так как за известным пределом это должно быть связано с неоправданными большими затратами общественного труда. Поясним это примерами.

Многие, если не большинство рудных месторождений представлены рудами различного качества, причем в каких-то частях месторождения содержание полезных компонентов может быть настолько низким, что еле улавливается опробованием. Вынимать такие руды заведомо невыгодно, так как затраты на единицу металла (или другого продукта) получатся намного выше, чем это возможно на других месторождениях при получении дополнительно того же количества металла. В связи с этим часть руд относят к забалансовым, которые не намечаются к разработке в обозримом будущем.

Критерием деления руд на балансовые и забалансовые обычно является минимальное промышленное содержание полезных компонентов в руде, при котором обеспечивается наиболее высокий народнохозяйственный эффект. Но и при выемке балансовых руд обязательно имеют место потери руды, величина которых регламентируется нормативами, определяемыми выбором той или иной технологии добычи (нормативные потери руды — см. гл. II § 5).

Наконец, при выбранной технологии лишь правильное ведение работ может обеспечить соблюдение нормативных потерь. Это например, тщательная зачистка поверхности закладки или лежащего бока, если на нем остается рудная мелочь; соблюдение определенного порядка выпуска руды под налегающими обрушенными породами; соблюдение определенного порядка разработки месторождения и т. п. Нарушение этих положений позволяет иногда выполнить план текущего периода с меньшими затратами, но увеличивает потери руды.

Изложенное показывает, что полноту выемки разведанных запасов определяют следующие три положения.

1. Принятое минимальное промышленное содержание полезных компонентов, по которому из разведанных запасов выделяют часть, подлежащую отработке в ближайшие десятилетия, т. е. балансовые запасы.

2. Выбранная технология, в первую очередь — система разработки; свойственные ей при правильном применении показатели извлечения руды из недр принимаются за наилучшие допустимые (нормативные).

3. Качество горных работ, от которого зависит выполнение нормативных показателей извлечения руды.

Рациональный уровень использования природных ресурсов диктуется бережным отношением и к этим ресурсам, и к общественному труду. Этим и определяется оптимизация как условий для подсчета запасов, так и системы разработки месторождения.

При оптимизации одна из основных учитываемых величин — экономический ущерб от потерь руды. В структуру этого ущерба, как мы уже видели, входят: цена получаемого из руды конечного продукта; затраты на погашение 1 т рудного запаса по процессам, предшествующим потере руды.

Чем больше обе эти величины, тем больше расчетный экономический ущерб от потерь руды и тем, следовательно, выгоднее по расчету будет более полная выемка разведанных запасов. Численные значения каждой из этих двух величин далеко не однозначны, так как существуют различные методики их определения. Выбор методики зависит от особенностей данного периода, определяющих расстановку акцентов между сбережением недр и сбережением общественного труда.

В первые пятилетки жизненно необходимо было за крат-

чайший срок и, следовательно, с уменьшенными затратами общественного труда создать мощную минерально-сырьевую базу индустрии, что и было выполнено; народное хозяйство и оборонная промышленность получили от горной промышленности все необходимое. В тот период в оптимизационных расчетах, во-первых, цена на конечный продукт принималась оптовая, которая определяется как среднеотраслевая и потому значительно ниже стоимости получения этого продукта в сравнительных неблагоприятных условиях отрасли; во-вторых, в затратах на добычу руды не учитывали геологическую разведку.

На рациональное использование недр в нашей стране направлены Основы законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах (1975 г.), Конституция СССР (1977 г.) и «Основные направления экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года», утвержденные XXVI съездом КПСС, постановления Пленумов ЦК КПСС. Принятые в них решения не только подтверждают один из главных принципов социалистического хозяйствования, но и усиливают его.

На декабрьском (1983 г.) Пленуме ЦК КПСС указывается, что охрана окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов представляет собой задачу большой экономической и социальной значимости.

Что же потребовало этого?

К 60-м, 70-м годам заметно изменились качество минерально-сырьевой базы и обеспеченность запасами действующих предприятий.

Обеспеченность рудными запасами всех видов по стране в целом на протяжении нескольких десятилетий оставалась и пока еще остается более или менее постоянной, причем не по абсолютной величине, а по сроку обеспеченности на будущее с учетом возрастающей потребности в данных продуктах. Таким образом убыль запасов с большим избытком перекрывается их приростом. Однако прирост происходит в значительной мере за счет месторождений с увеличенной глубиной разработки, с наличием над ними водоемов или обводненных пород, месторождений, расположенных в отдаленных и мало освоенных районах с трудными климатическими условиями. И другой существенный источник прироста — перевод на баланс сравнительно бедных руд за счет снижения принимаемого минимального промышленного содержания полезных компонентов. За 25—30 послевоенных лет минимальное промышленное содержание по многим видам руд снизилось в 2—3 раза, и такой темп сохраняется.

Иссякли или резко сократились запасы целого ряда горнорудных предприятий. Закрылись многие медноколчеданные рудники Урала. Некоторые крупные, передовые в техническом отношении предприятия цветной металлургии, а также ряд же-

лезных рудников Криворожского бассейна и ПО «Сибруда» в связи с ограниченностью сырьевой базы лишились перспектив дальнейшего развития.

Цены на мировом рынке на многие получаемые из минерального сырья продукты, в том числе и на основные металлы, возросли за 25 послевоенных лет до 4 раз и более.

На конец XX века мировые запасы еще останутся достаточными почти по всем видам минерального сырья, но по свинцу и цинку в масштабе мировой экономики уже ожидается неполное на (70—80 %) обеспечение потребности. Можно считать, что цивилизация вступила в период, когда масштабы потребления минеральных ресурсов становятся соизмеримыми с суммарным объемом всех доступных для эксплуатации существующих в природе месторождений.

Всем этим определяется новый этап в формировании требований к охране недр. В ряде отраслей и бассейнов горнодобывающей промышленности в 60—70-е годы стали усиливать экономические рычаги охраны недр. В горнорудной промышленности создана монолитная закладка, позволившая с минимальными потерями отрабатывать очень сложные месторождения.

Партийно-правительственные документы, о которых сказано выше, отразили происшедшие и предстоящие изменения в сырьевой базе и масштабах потребления, закрепили наметившиеся прогрессивные тенденции в охране недр, определили их дальнейшее развитие; меры по усилению охраны недр, принятые в отдельных отраслях и бассейнах вошли в общую систему.

Усиление экономических рычагов охраны недр сводится в основном к следующему:

- использование замыкающей (вместо оптовой) цены конечного продукта в оптимизационных расчетах;

- введение платы горно-добывающих предприятий за разведанные запасы (так называемые отчисления в бюджет) и, следовательно включение затрат разведки в стоимость добытой рудной массы;

- наложение штрафа на предприятие за сверхнормативные потери.

Использование замыкающей цены существенно увеличивает расчетный экономический ущерб от потерь руды. Включение затрат на разведку увеличивает стоимость рудной массы до 1,5—2 раз, соответственно повышает замыкающую цену конечного продукта и этим еще более увеличивает расчетный ущерб от потерь руды.

Плата (руб) за разведку на 1 т погашенного запаса

$$c_{\text{разв}} = \frac{Q}{B} (c_{\text{разв.п.к}} + \partial), \quad (11.28)$$

где Q — количество полезного компонента в погашенных запасах.

сах, т; $C_{\text{разв.п.к}}$ — среднеотраслевые затраты на разведку 1 т полезного компонента, руб/т; δ — доля отраслевой прибыли от реализации 1 т полезного компонента в разведанных запасах, руб/т; B — погашенный балансовый запас руды, т.

Пересчет затрат на 1 т рудной массы производится, как и всегда делением $C_{\text{разв}}$ на выход рудной массы при добыче.

Введением штрафа за сверхнормативные потери стимулируется более правильное ведение горных работ.

Принятые меры уже сыграли существенную роль: по многим месторождениям снижено минимальное промышленное содержание металлов в руде, что резко расширило контуры рудных тел и границы месторождений; широко применена монолитная закладка; получила распространение повторная разработка месторождений, т. е. руд, которые при первичной разработке были оставлены как забалансовые, и т. п.

Однако еще предстоит решить многие научно-технические задачи для более рационального использования недр.

Глава III

ТРЕБОВАНИЯ К РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ

Требования к разработке месторождений отражают намеченный XXVI съездом КПСС перевод экономики на интенсивный путь развития, экономию всех видов ресурсов, повышение качества работ и охрану окружающей среды.

Требования к разработке месторождений:

1. Безопасность работ и соблюдение необходимых санитарно-гигиенических условий. Это — главное и безусловное требование в социалистическом обществе.

Требования безопасности для работников предприятия изучаются как в отдельной дисциплине, так и в настоящей дисциплине, в связи с конкретными методами горных работ.

Что касается населения, то здесь следует иметь в виду: ограждение зон возможных провалов земной поверхности; предотвращение сейсмической опасности для поселка при массовых взрывах (ограничения величины взрывов или временный вывод людей из опасной зоны и т. д.); расположение воздухоподающих шахтных стволов и породных отвалов, исключающее запыление поселка и т. п.

2. Недопущение сверхнормативных потерь полезных ископаемых, а также выборочной отработки участков месторождений с богатой рудой или особенно легкими условиями работ,

если это приведет к необоснованным потерям балансовых запасов полезных ископаемых или существенно затруднит последующую разработку их. Сохранение забалансовых запасов, если это не связано с чрезмерными затратами.

3. Максимальная интенсивность отработки вскрытых и подготовленных участков месторождения.

4. Минимальные издержки производства и максимальная производительность труда на добыче руды (при соблюдении нормативов потерь и разубоживания руды).

5. Выполнение производственной программы по количеству и качеству добываемой рудной массы. Заданная производительность рудника должна быть обеспечена числом забоев и производительностью технологических процессов. Последняя же определяется технологией, механизацией и организацией процессов.

6. Комплексное использование месторождения, т. е. возможно более полное использование всех типов руд, а также вынимаемых попутно пустых пород, которые могут быть применены для производства строительных материалов, сооружения дорожных покрытий и т. п. Это требование может быть выполнено лишь при комплексном решении соответствующих вопросов добычи и переработки руд, производства стройматериалов, поставок материалов для дорожного строительства и т. п. Иногда для комплексного использования требуется выдавать руду двух или нескольких сортов. Шахтные воды, содержащие полезные компоненты, должны пройти переработку для извлечения этих компонентов (например, выщелачивание меди).

7. Постоянное во времени (точнее, изменяющееся лишь в небольших пределах) качество рудной массы во избежание увеличенных потерь полезного компонента при ее переработке. В связи с этим должны соблюдаться определенные пропорции в добыче рудной массы из различных частей месторождения с разным качеством руды. На отдельных предприятиях нет необходимости в соблюдении этого требования в связи с постоянством качества руды, или особой технологией обогащения руд, или наличием усреднительного склада между рудником и обогащательной фабрикой.

Иногда возникают те или иные требования к гранулометрическому составу руды. Так, металлургическому переделу богатых железных руд благоприятствует минимальное содержание мелких фракций.

7. Охрана месторождения полезных ископаемых от затопления, обводнения и от других нарушений, снижающих качество полезных ископаемых и промышленную ценность месторождений или осложняющих их разработку и приводящих к значительным потерям руды.

8. Возможное использование старых горных выработок под парниковое хозяйство, склады и для других целей.

К охране окружающей среды относятся следующие требования:

1. Охрана атмосферного воздуха, земель, лесов, вод и других объектов природной среды, а также зданий и сооружений от вредного влияния работ, связанных с использованием недр.

Заметим, что это дает дополнительный довод в пользу применения систем разработки, обеспечивающих сохранение земной поверхности. Иногда же эти системы разработки являются единственно приемлемыми, если над месторождением имеются ценные сооружения, водоемы и т. п.

Охране вод дополнительно способствует использование шахтных вод для технического водоснабжения рудника, обогатительной фабрики, орошения земель и т. п.

2. Исключение вредного влияния отходов производства на окружающую среду. Для обеспечения этого хвосты обогащения и получаемую попутно пустую породу, не используемую для производства стройматериалов и т. п., следует применять для закладки выработанного пространства, причем это особенно важно для калийных рудников во избежание засоления почвы. Вредные отходы производства должны быть захоронены. Сбрасываемые шахтные воды с вредными примесями должны пройти очистку перед сбросом. Отработанный воздух должен выдаваться из рудников в таких местах, откуда он не может относиться ветром на поселок.

3. Сохранность заповедников, памятников природы и культуры от вредного влияния работ, связанных с пользованием недр.

4. Приведение земельных участков, нарушенных при пользовании недрами, в безопасное состояние, а также в состояние, пригодное для использования их в народном хозяйстве. Особенно это относится к пахотным землям.

§ 2. ОБЩИЕ НАПРАВЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО ПРОГРЕССА

К настоящему времени основные технологические процессы на рудниках механизированы, причем на отдельных передовых в техническом отношении рудниках механизированы полностью, включая вспомогательные операции — перенос и монтаж оборудования, смена рабочего инструмента и т. п. Вспомогательные процессы механизированы лишь частично, наиболее высокий уровень механизации обеспечивается при использовании самоходного (автомобильного типа) оборудования.

На многих рудниках электровозный транспорт полезного ископаемого автоматизирован в части управления стрелочными переводами, светофорами, вентиляционными дверями на магистральных путях, а также электровозами в главных местах погрузки и разгрузки составов. Конвейерный транспорт на ряде рудников автоматизирован полностью. Околоствольные установки подъема, водоотлив, компрессорная, вентиляционные,

калориферные и дробильные установки и т. п. автоматизированы на достаточно высоком уровне.

На крупных горизонтах некоторых рудников полностью автоматизирован комплекс: электровозный транспорт руды, включая движение, погрузку и разгрузку составов; дробление руды в околоствольной дробильной установке; подъем руды.

Помимо автоматизированной системы управления технологическими процессами (АСУТП), работают над автоматизацией организационного управления. Последняя предполагает сбор и передачу информации с помощью технических средств, использование ЭВМ для обработки информации и подготовки решений. Объекты: планирование горных работ, диспетчерское управление, выполнение всех расчетов по снабжению рудника и реализации продукции. Диспетчерское (организационное в течение смены) управление по ряду процессов может быть автоматическим (без человека), для других процессов ЭВМ выдает рекомендации в режиме советчика.

В соответствии с директивами XXV съезда КПСС и материалами XXVI съезда КПСС главные направления научно-технического прогресса должны предусматривать широкое применение самоходного оборудования и вибротехники, создание и широкое применение технических средств и технологий для разработки бедных и сложных месторождений, эффективную механизацию вспомогательных работ. Ближайшие задачи:

1. Совершенствование механизации основных процессов с целью повышения их производительности и улучшения условий труда, и их автоматизация.

2. Полная механизация вспомогательных операций и вспомогательных процессов.

3. Внедрение дистанционного и программного управления оборудованием на очистной выемке с целью повышения безопасности работ и расширения применения высокопроизводительных систем разработки, при которых машины эксплуатируются в очистном пространстве.

4. Поисковые исследования в области робототехники, которая еще более расширит возможности работы машин в опасных для людей выработках.

5. Автоматизация процессов очистной выемки и завершение автоматизации транспортирования полезного ископаемого.

6. Разработка автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУТП), комплексами процессов и предприятием в целом (АСУП).

Совершенствованием механизации и автоматизации преследуются цели повысить эффективность и качество работы предприятия и интенсивность разработки блоков, улучшить условия труда, задалживать в забоях минимальное число рабочих на минимальное время. Большое внимание уделяется созданию комфортных условий работы. Так, на мощных самоходных машинах устанавливают кабины, снижают уровень шума, запылен-

ность, вибрационные нагрузки, внедряют дистанционное и программное управление.

Следует также учесть социальную значимость механизации и автоматизации производственных процессов в связи с тем, что они освобождают рабочих от тяжелого физического или скучного однообразного труда.

Поэтому технические решения, повышающие культуру производства, облегчающие физический труд, заменяющие автоматической однообразный труд, заслуживают предпочтения нередко и тогда, когда экономический расчет не может учесть их преимуществ. В этой связи представляют интерес поисковые исследования в области робототехники (для подземной добычи руд), включая необходимое в связи с этим совершенствование технологии добычи. Итогом может стать создание комплекса машин и роботов для непрерывной автоматической добычи.

Концентрация горных работ. Совершенствование механизации процессов выемки руд и их автоматизация, а также сокращение вспомогательных работ сдерживаются в значительной мере разбросанностью горных работ, рассредоточением их по большому числу залежей, горизонтов, блоков, подэтажей и т. п. Необходимым условием технического развития подземной добычи руды является сосредоточение горных работ на базе их интенсификации.

Концентрация целесообразна лишь до известного предела, за которым снижается надежность выполнения производственной программы в связи с малыми резервами в производительности блоков. Однако на подавляющем большинстве рудников еще далеки от этого предела, поэтому соображения об ограничении концентрации не имеют практического значения.

Концентрацию горных работ повышают преимущественно за счет интенсивных методов, увеличивающих часовую производительность блоков, забоев и т. п. (в отличие от экстенсивных методов, основанных на увеличении числа блоков и продолжительности их работы в год, сутки, смену)

Концентрация горных работ (в пределах рудника данной производительности) определяется числом действующих горизонтов, протяженностью поддерживаемых выработок, числом действующих очистных и подготовительных забоев, размером площади, на которой они расположены и т. п.

Наиболее универсальным показателем концентрации горных работ можно считать производительность очистного забоя.

Увеличение производительности забоя дает прямой эффект в виде снижения затрат (суммарных по всем забоям и удельных на 1 т руды) на оборудование и заработную плату, который поддается инженерному расчету. Но кроме того, существует и косвенный эффект. Последний выявить гораздо сложнее, но все равно его необходимо учитывать в сравнительных расчетах, если концентрация работ существенно различается при сравниваемых вариантах.

Так, сравниваются доставка руды в блоках скреперными установками производительностью по 200 т/смену и самоходными машинами производительностью по 600 т/смену. По затратам на проведение доставочных выработок, приобретение и монтаж оборудования и его эксплуатацию дешевле может оказаться скреперная доставка. Но при использовании самоходных машин удастся втрое сократить число забоев, а это даст экономию на транспортировании руды, поддержании выработок, и вспомогательных процессах, которая может значительно превысить перерасход по прямым затратам.

С известной условностью можно считать, что трудоемкость электромеханического обслуживания забоев, чистки и поддержания выработок и т. п. прямо пропорциональна фронту работ и, следовательно, числу забоев. Затраты же на транспорт и геолого-маркшейдерское обслуживание примерно в половинной своей доле прямо пропорциональны числу забоев.

Варианты технологии и механизации процессов добычи руд часто различаются по обеспечиваемой ими концентрации горных работ. Повторим пример: доставка руды самоходным оборудованием повышает производительность забоя против скреперной доставки. Уменьшение расстояния между взрывными скважинами (до известных пределов) улучшает дробление руды, за счет этого интенсифицирует доставку и опять-таки повышает производительность блока.

В таких и подобных случаях при сравнении вариантов следует учитывать различие в затратах на транспорт и вспомогательные работы, зависящие от концентрации горных работ. Аналитический расчет здесь невозможен. Весьма ориентировочно можно считать, что удельные (на 1 т рудной массы) затраты (руб), зависящие от концентрации горных работ в забоях, составляют

$$c_{\text{конц}} = c_{\text{баз}} k_{\text{баз}} l_{\text{баз}} \frac{p_{\text{баз}}}{p}, \quad (\text{III.1})$$

где баз — индекс базисного варианта (параметра); c — себестоимость добычи рудной массы, руб/т; k — удельное значение в себестоимости добычи затрат на подземный транспорт, поддержание выработок и вспомогательные процессы, зависящих от фронта работ, доли единицы; l — коэффициент пропорциональности этих затрат числу действующих забоев (блоков); p — производительность забоя (блока).

При современном техническом состоянии рудников можно принимать $k_{\text{баз}} = 0,3 \div 0,45$; $l = 0,4 \div 0,5$.

Из (III.1) следует, что экономия (руб) за счет концентрации горных работ при i -ом варианте по сравнению с базисным составит на 1 т рудной массы

$$\Delta c_{\text{конц} i} = c_{\text{баз}} k_{\text{баз}} l_{\text{баз}} \left(1 - \frac{p_{\text{баз}}}{p_i} \right). \quad (\text{III.2})$$

Для примера укажем, что повышение производительности забоя на 10 % снижает примерно на 2 % (к общей стоимости добычи руды) денежные затраты на транспортирование и вспомогательные процессы.

Этим принципом можно пользоваться только применительно к ограниченному росту производительности забоев (примерно до 1,5—2 раз), так как по мере дальнейшего роста влияние его на объем вспомогательных работ заметно снизится. Во многих случаях ввиду отсутствия методик численных оценок приходится учитывать косвенный эффект от концентрации работ лишь по общим соображениям.

§ 3. ГЛАВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В СОВЕРШЕНСТВОВАНИИ МЕХАНИЗАЦИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Условия механизации проходческих, очистных и вспомогательных работ имеют существенные особенности: рабочие места часто перемещаются — через каждые несколько часов, дней или месяцев. Вместе с тем наибольший эффект дает мощное оборудование как на отбойке, так и на доставке руды, особенно при крепких рудах.

В связи с непостоянством рабочих мест долгое время использовали оборудование переносное — перфораторы, электро-сверла, отбойные молотки — или полустационарное — скреперные установки. Это существенно ограничивало мощность оборудования и, кроме того, требовало большого объема трудоемких, в основном ручных работ по переносу, монтажу и демонтажу оборудования. На вспомогательных работах использовали тягловые лебедки, тали, ручной инструмент.

В пятидесятых годах появилась устойчивая тенденция отказа от переносного оборудования. Применение его все более ограничивают маломощными жилами, небольшими обособленными залежами, неустойчивыми рудами и т. п.

В указанной тенденции определились два основных направления. Одно из них относится к рудникам с механической отбойкой. Руды отбивают комбайнами и транспортируют к шахтному стволу конвейерами. Процесс отбойки и всей добычи здесь непрерывен, выемочные контуры выдерживаются точно, вся отбитая масса достаточно измельчена, отбойка и транспортирование поддаются автоматизации при умеренных затратах. Вспомогательные работы и перевозки осуществляются специализированными автомобилями. Однако механическая отбойка пока что осуществима лишь при рудах не выше средней крепости, главным образом в маломощных и средней мощности пластах мягких руд (калийные и марганцевые руды).

Основной же объем добычи (85÷88 %) приходится на рудники со взрывной отбойкой, к которым относятся все металлические (кроме марганцевых) и фосфатные рудники. На этих

рудниках все шире используют самоходные (безрельсовые) машины в основном пневмоколесные с автономным дизельным приводом хода. В перспективе возможен аккумуляторный или другой автономный привод, как и вообще для автомобилей общего назначения.

Применение самоходного оборудования позволяет мобильно перемещать от забоя к забою тяжелую мощную машину для бурения шпуров и скважин и погрузки горной массы, транспортировать руду без рельсовых путей, устранить тяжелые и трудоемкие работы по переносу, монтажу и демонтажу, на которых при переносном оборудовании задалживается до 20—30 % подземных рабочих рудника.

Заметим здесь же, что самоходному оборудованию свойственны и существенные недостатки, в частности дороговизна машин, их ремонта, материалов — шин и горючего, повышенные требования к проветриванию при дизельных двигателях, необходимость в высокой квалификации операторов. Этим определяется целесообразность поисков новых средств механизации работ.

При относительно большом (несколько месяцев) сроке службы рабочих мест на погрузке и доставке руды применяют с шестидесятых годов также мощные стационарные установки непрерывного действия — питатели и конвейеры; применяют промышленные методы монтажа этих установок с помощью самоходных монтажных машин. Использование питателей сочетается с применением самоходных машин на доставке руды от питателей и других работах.

Сказанное выше о самоходном оборудовании относится преимущественно к разработке месторождений мощных и средней мощности.

В маломощных жилах самоходная техника внедряется в более узкой области и менее производительных образцах. Для очистной выемки в крутых жилах правильной формы и большой протяженности создают передвижные механизированные комплексы, включающие средства бурения и поддержания очистного пространства.

Об автоматизации работы околоствольных установок и транспорта сказано выше.

На проходческих и добычных машинах должны получить применение и развитие дистанционное управление и программное управление, т. е. робото-техника (роботы, автоматические манипуляторы). Преследуемые этим цели (которые сформулированы с использованием материалов ВНИПИРудмаша): выведение людей из забоев, в которых их пребывание требует строгого соблюдения жестких мер безопасности; работа машины в забоях, где пребывание людей вообще недопустимо из-за опасности; автоматическая оптимизация режимов работы машины — комбайна, буровой установки и т. п.

Помимо этого, использование автоматических манипуляторов

для вспомогательных операций является необходимым условием увеличения мощности машин, так как последнее может дать существенные преимущества лишь при интенсификации вспомогательных операций. К тому же, при мощных машинах — комбайнах для проходки горизонтальных и вертикальных выработок, буровых установок и т. п. — манипуляторы необходимы для подъема тяжелых штанг и других деталей. Наконец, при использовании мощных машин целесообразно вывести людей из зоны высокого уровня шумов, вибрации и т. п.

Автоматические манипуляторы могут быть использованы на бурении для переноса бурового инструмента с одного шпура (скважины) на другой, на штанговом креплении, на разбурировании негабаритных кусков и ликвидации завесаний руды, оборке кровли и т. п.

На долю очистных работ приходится $20 \div 40$ % затрат труда. По уровню механизации и автоматизации в добыче руд очистная выемка занимает как бы промежуточное положение: ниже транспорта, подъема, водоотлива и других более стационарных процессов, но выше вспомогательных работ — ремонта, монтажа и демонтажа, доставки материалов и оборудования. Доля участия очистных работ в общих затратах труда по руднику более или менее стабильна во времени.

Показатели извлечения руды зависят в большинстве случаев полностью или почти полностью от очистной выемки.

Если принять денежные затраты на все процессы очистной выемки за 100 %, то каждый из них занимает следующую долю: отбойка руды — от 20 до 80 % (меньшие значения относятся к разработке слабых руд с искусственным поддержанием очистного пространства, большие — к разработке крепких руд с самотечной доставкой руды); доставка руды — от 10 до 60 %, в том числе вторичное дробление от 0 до 25 % к общим затратам на очистную выемку; поддержание выработанного пространства — от 0 до 30 %, а при дорогостоящих закладочных материалах — до 50 % и более.

Каждый из перечисленных процессов может существенно влиять на показатели других процессов. Так, удешевление отбойки может ухудшить дробление руды, а это увеличит объем вторичного дробления, снизит производительность доставки руды. Поэтому решения должны приниматься по комплексу взаимосвязанных процессов.

Глава IV

ОТБОЙКА РУДЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Под отбойкой понимается отделение части руды от массива с одновременным дроблением ее на куски.

Способы отбойки достаточно разнообразны (табл. IV.1), имеют свои особенности развития и связаны с преобладанием крепких руд. Так, на подземных рудниках цветной металлургии удельный объем крепких руд составляет около 65 %, в том числе очень крепких более 25 %; да и в сравнительно мягких рудах часто встречаются крепкие пропластки.

Таблица IV.1. Классификация способов отбойки руды

Способ	Особенности
I. Взрывная отбойка	Взрывание зарядов ВВ, помещенных в образованные в массиве полости Шпуры имеют глубину до 5 м Скважины имеют глубину от 5 до 30—60 м и более Сосредоточенные заряды размещают в подготовительно-нарезных выработках Применение механического инструмента
II. Механическая отбойка	Использование комбайнов, врубовых, камнерезных машин и т. п.
III. Самообрушение руды	Подсеченный массив разрушается под действием силы тяжести и давления вышележащих пород
IV. Другие способы	Разрушение высоконапорной струей воды
1) гидравлическая отбойка	
2) электрофизические способы отбойки	

Первой стали применять механическую отбойку, но с появлением взрывного способа она осталась преимущественно лишь в мягких рудах. В начале века для нее стали использовать отбойные молотки, затем врубовые машины, а с шестидесятых годов комбайны.

Механическая отбойка применяется в мягких рудах, а в перспективе может применяться при коэффициенте крепости 6—8 и даже в крепких рудах. Удельный вес механической отбойкой в ближайшие 10—20 лет, по-видимому, не будет превышать 12—15 % от общего объема добычи, так как преобладают крепкие руды и к тому же в мощных месторождениях взрывная скважинная отбойка особенно технологична (весь массив блока можно разбурить из небольшого числа выработок и взорвать сразу или крупными частями).

При крепкой руде взрывной способ менее энергоемок, чем другие, и остается основным (около 85 %) на неопределенно долгий срок.

Самообрушение руды применяют в основном лишь при одной системе разработки, и оно будет рассмотрено в связи с этой системой.

Гидравлическую отбойку испытывали при разработке мало-мощных пологих пластов марганцевых руд. Причиной отказа от нее послужило в первую очередь оседание на почве залежи наиболее тяжелых частиц, обогащенных металлом.

Электрофизические способы находятся в стадии разработки. Остановимся на **требованиях к отбойке руды.**

Во-первых, это — безопасность работ, особенно при взрывной отбойке.

Во-вторых, минимальные материально-трудовые затраты на отбойку.

В-третьих, хорошее качество отбойки, а именно:

возможно более полная отбойка в проектных контурах выемки;

минимальные законтурные разрушения массива как рудного, во избежание его самообрушения и плохого дробления последующими взрывами, так и породного, во избежание засорения отбитой руды;

хорошее дробление руды, т. е. отсутствие или минимальный выход слишком крупных кусков (негабарита), требующих вторичного дробления; обычно желателен и минимальный выход мелких (приблизительно менее 5 мм) фракций, которые способствуют слеживанию руды, а иногда затрудняют переработку рудной массы.

Улучшение качества отбойки требует увеличения затрат на нее, например, в связи со сгущением сети взрывных скважин, уменьшением объема взрывов, что увеличивает их число и т. п. Поэтому решение с точки зрения затрат на отбойку и ее качества, от которого зависят затраты по другим процессам и показатели извлечения руды, должно быть компромиссным. Следует отметить, что идеальное качество отбойки в большинстве случаев невозможно.

И еще одно требование — возможно более высокая интенсивность отбойки для увеличения производительности блока и, следовательно, концентрации горных работ. Причем, при очень крепких рудах производительность блока нередко ограничивается именно отбойкой.

§ 2. ФУНКЦИОНАЛЬНАЯ ОЦЕНКА СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В ИНЖЕНЕРНЫХ РАСЧЕТАХ

В инженерных расчетах используются прочностные и деформационные характеристики горных пород, такие как: прочность в образце и коэффициент структурных ослаблений, модуль деформации, скорость распространения звуковых и ударных волн в массиве пород и т. п.

Вместе с тем в расчетах не всегда удается учесть физико-механические свойства пород в прямой форме, тогда их оценивают функционально.

Принцип функциональной оценки нагляднее всего пояснить на бытовом примере. Так на вопрос, далеко ли до такого-то объекта, часто отвечают: «15 минут ходьбы», «5 минут езды на автобусе» и т. п. Эти величины не являются непосредственными критериями расстояния, но зато они нам лучше знакомы из опыта и обычно более существенны для спрашивающего.

Физико-механические свойства пород функционально оцениваются через какой-либо существенный в рассматриваемом случае технологический параметр, величина которого (рациональная, или предельная, или необходимая для получения определенного результата) зависит от этих свойств и может быть установлена экспериментально. Назовем его функциональным технологическим параметром. Им может быть, например, в расчете взрывных работ удельный расход ВВ, необходимый для определенной крупности дробления руды при данном диаметре заряда, данных размерах забоя и т. п. (и, очевидно, при данных горных породах), или, скажем, в расчете размеров очистных камер максимально допустимая по условию устойчивости ширина обнажения породного массива при данной глубине разработки, данном угле наклона обнажения и т. п.

Очевидно, из опыта мы можем узнать величину функционального параметра в частных случаях. Но нас могут интересовать в практических целях какие-то другие случаи. Чтобы перейти к ним, надо знать зависимость этого параметра от других условий, помимо свойств горных пород, например зависимость требуемого удельного расхода ВВ от диаметра зарядов и размеров забоя или зависимость максимально допустимого обнажения массива пород от глубины разработки, угла наклона обнажения и т. п. Тогда от частного случая можно сделать пересчет функционального параметра для других ситуаций.

Теперь о технике пересчета. Обычно имеется несколько практических примеров, которые могут быть использованы, и несколько случаев, требующих расчета. Причем при пересчете с каждого примера на какие-либо другие конкретные условия получится несколько иной результат против пересчета с других примеров. (Объясняется это, очевидно, неточностью экспериментальных данных и исходных зависимостей). Поэтому необходимо усреднение.

Прямой пересчет от каждого практического примера к каждому рассматриваемому случаю с последующим усреднением результатов потребовал бы большого объема вычислений. Для упрощения удобнее задаться произвольно какими-то постоянными условиями (назовем их базисными), затем по данным всех имеющихся практических примеров найти усредненную величину функционального параметра в базисных условиях и уже по этой величине определять функциональный параметр для любого интересующего случая.

Для записи этого в математической форме примем обозначения:

x — функциональный параметр; k — коэффициент влияния переменных условий (помимо свойств горных пород) на функциональный параметр; i — индекс практического примера, результаты которого используются в расчете, $i = 1, 2, \dots, n$; баз — индекс базисных условий.

Схема расчета следующая. Сперва по каждому практичес-

кому примеру в отдельности находят для базисных условий функциональный параметр

$$x_{\text{баз } i} = x_i k_i. \quad (\text{IV.1})$$

Затем определяют усредненную величину этого параметра в базисных условиях

$$x_{\text{баз}} = \sum_{i=1}^n x_i k_i / n \quad (\text{IV.2})$$

и по этой величине находят функциональный параметр для любого случая:

$$x_j = x_{\text{баз}} k_j, \quad (\text{IV.3})$$

где j — индекс расчетного случая.

Этим принципом пересчета через базисные условия можно пользоваться при функциональной оценке свойств горных пород для определения необходимых параметров отбойки, устойчивых размеров обнажения и т. п.

§ 3. ОСОБЕННОСТИ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ

Взрывной отбойкой называется отбойка взрыванием зарядов ВВ, помещенных в образованные в массиве полости (шпуры, скважины, выработки).

Взрывной способ остается основным для отбойки руд крепких и средней крепости. Эффективность его, помимо свойств пород, зависит в первую очередь от способа бурения и типа ВВ.

Основным способом бурения на ближайшие десятилетия остается механический. Отметим, что если рассматривать одно только бурение, то его удельная энергоемкость при механическом, струйно-гидравлическом и термическом способах бурения будет находиться в соотношении 1:9:100. Особенно энергоемок электро-термо-механический способ.

ВВ используются химические с нормальной энергетической характеристикой (теплота взрыва 800—1300 ккал/кг). Вместе с тем есть попытки значительно расширить диапазон мощности зарядов. Так, для резкого увеличения мощности зарядов технически возможно применение ядерных зарядов в определенных, весьма ограниченных условиях: очень большая мощность залежи, невысокая ценность руды, а также малая населенность района и изолированность грунтовых вод, что необходимо в связи с сейсмическим действием и радиацией.

С другой стороны, исследуется возможность создать ВВ с уменьшенной (примерно в 10 раз против нормальных химических ВВ) разрушающей силой и выделением только неядовитых газов с целью практически исключить сейсмическое действие и перемены в работах по проветриванию.

В обозримом будущем следует рассчитывать на применение ВВ главным образом с нормальной энергетической характеристикой.

Удельные значения элементов затрат на взрывную отбойку составляют: при средней крепости руд — бурение 20—30 %, ВВ 40—60 %, зарядание и взрывание 20—40 %; при крепких рудах — бурение 60—70 %, ВВ 20—30 %, зарядание и взрывание 10—20 %. Эти величины полезно знать для того, чтобы можно было судить о главных путях снижения затрат на отбойку.

Очевидно, в первую очередь необходимо снижать расходы по наиболее высоким статьям затрат. В породах средней крепости целесообразно применять более дешевые ВВ, даже если это несколько увеличит расходы на бурение. В крепких же породах главное удешевить бурение, а ВВ должны применяться такие, которые дают наибольший дробящий эффект и позволяют уменьшить расходы на бурение за счет расширения сетки скважин, даже если это будет связано с некоторым увеличением стоимости израсходованного количества ВВ.

Показатели отбойки. Для технико-экономической оценки отбойки используют следующие показатели:

производительность труда бурильщика, выраженная количеством отбитой руды, т/смену или м³/смену;

удельный расход ВВ, кг/м³ или кг/т отбиваемой руды (обычно обозначается буквой q);

выход руды с 1 м шпура или скважины, м³/м (в пересчете на массив) или т/м; либо обратная величина — удельный расход бурения, м/м³, м/т;

выход негабарита в процентах по массе.

Основные факторы, влияющие на показатели отбойки руды.
Крепость руды. Ориентировочно удельный расход ВВ и удельный расход бурения зависят от крепости руды почти в прямой пропорции. Это же относится и к трудоемкости бурения 1 м скважины. Поэтому трудоемкость буровых работ на 1 т отбитой руды пропорциональна коэффициенту крепости руды в степени, близкой к 2.

Трещиноватость руды. Массив расчленяется по естественным трещинам даже при уменьшенном расходе ВВ. Вместе с тем трещины ограничивают распространение энергии взрыва, поэтому участок руды, заключенный между трещинами, чаще остается неразрушенным, если не будет взорван заряд именно в нем.

Благоприятна густая сеть трещин с расстоянием между ними меньше кондиционного куска. В этом случае обеспечивается хорошее дробление руды при относительно небольшом объеме буровзрывных работ.

При редкой сети трещин необходим увеличенный объем буровзрывных работ с тем, чтобы минимальное число рудных участков, ограниченных трещинами, оказалось в интервалах

между зарядами ВВ. Но даже при этом возможен значительный выход негабаритных кусков руды.

Мощность залежи. Влияние ее на эффективность отбойки связано с тем, что на крайние скважины ряда приходится уменьшенный объем руды. Так, при параллельном расположении скважин оконтуривающая скважина отбивает почти в два раза меньше руды по сравнению с остальными. Чем меньше ширина забоя, тем меньше число остальных скважин, работающих в нормальных условиях, а следовательно, меньше средний выход руды с 1 м скважины и, очевидно, на столько же больше удельный расход ВВ.

Свойства пород при расчете отбойки обычно учитываются через функциональный технологический параметр (см. гл. IV, § 2)—удельный расход ВВ, обозначаемый q .

Чтобы учесть в расчетах влияние мощности залежи, примем за базисные условия неограниченно большую ширину забоя.

Удельный расход ВВ в базисных условиях

$$q_{\text{баз}} = q_i \frac{n_i - 1}{n_i},$$

где i — индекс практического примера, давшего удовлетворительные результаты; n — число скважин по ширине забоя. Тогда в расчетном случае

$$q = q_{\text{баз}} \frac{n}{n - 1}.$$

В свою очередь

$$n = \frac{M}{a} + 1,$$

где M — мощность залежи; a — расстояние между скважинами.

Отсюда и из предшествующей формулы

$$q = q_{\text{баз}} \left(1 + \frac{a}{M} \right). \quad (\text{IV.4})$$

Согласно этому выражению увеличение q по сравнению с очень широким забоем составит 50 % при $M=2a$ и лишь 14 % при $M=7a$.

Таким образом, мощность залежи может оказывать существенное влияние на q , если она составляет меньше $7a$, т. е. менее:

3—5 м при шпуровой отбойке ($a=0,4-0,8$ м);

10—20 м при скважинной отбойке ($a=1,5-3$ м);

30—50 м при минной отбойке ($a=5-7$ м).

Минимальная выемочная мощность достигается при шпуровой отбойке. В этом случае из практики

$$q \approx 4q_{\text{баз}}.$$

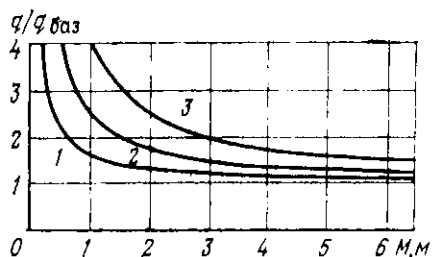


Рис. IV.1. График зависимости относительного удельного расхода ВВ $q/q_{\text{баз}}$ от мощности залежи M для шпуровой отбойки при расстоянии между шпурами 0,6 м (1), 1,5 м (2) и 3 м (3); $q_{\text{баз}}$ — удельный расход ВВ при неограниченно большой ширине забоя

Для определения q можно пользоваться зависимостью (IV.4) и графиком (рис. IV.1). В конечном итоге

$$q = q_{\text{баз}} \frac{1 + \frac{a}{M}}{1 + \frac{a}{M_{\text{баз}}}}.$$

Для скважинной и минной отбойки минимальная мощность залежи, при которой приемлем данный метод отбойки, определится из условия свободного размещения по мощности залежи хотя бы трех зарядов, т. е. $M \geq 2a$. Отсюда минимальная мощность залежи для скважинной отбойки 3—5 м; для минной отбойки — 10—15 м.

Аналогичные рассуждения правомерны и в отношении влияния вообще ширины забоя на необходимый удельный расход ВВ, если только забой не имеет по краям ни одной обнаженной плоскости. Поэтому с точки зрения показателей отбойки целесообразно иметь максимально возможную ширину забоя.

Число обнаженных плоскостей. При очистной выемке, в отличие от проходческих работ, забой чаще имеет не одну, а две или при шпуровой отбойке три обнаженные плоскости. Это увеличивает объем руды, отбиваемой крайними зарядами, что снижает необходимое число шпуров или скважин и, следовательно, удельный расход ВВ. Влияние числа обнаженных плоскостей нетрудно определить по схемам расположения шпуров (рис. IV.2).

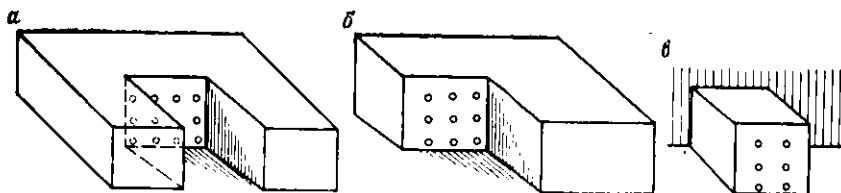


Рис. IV.2. Расположение шпуров в забое с двумя (а), тремя (б) и четырьмя (в) обнаженными плоскостями

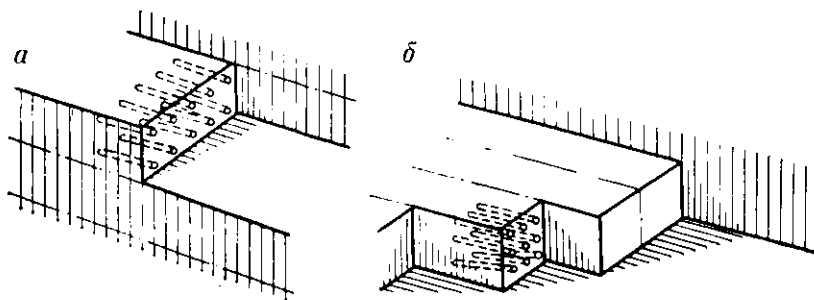


Рис. IV.3. Схемы шпуровой отбойки при нисходящей послойной выемке:
 а — сплошным забоем; б — заходками

В частности, при квадратной форме забоя, типичной для выемки слоя заходками (рис. IV.3), получаются соотношения

$$\frac{q_{2п}}{q_{4п}} = \frac{b}{a \left(\frac{b}{a} + 1 \right)}; \quad \frac{q_{4п}}{q_{2п}} = \frac{\frac{b}{a} - 1}{\frac{b}{a} + 1}, \quad (\text{IV.5})$$

где q — удельный расход ВВ; 2п, 3п, 4п — индексы, обозначающие число обнаженных плоскостей; b — ширина забоя; a — расстояние между шпурами или скважинами.

Чем шире забой, тем меньше влияет на эффективность отбойки число обнаженных плоскостей. Так, учитывая (IV.5),

при $\frac{b}{a} = 3 \quad \frac{q_{2п}}{q_{4п}} = 0,67; \quad \frac{q_{4п}}{q_{2п}} = 0,5;$

при $\frac{b}{a} = 4 \quad \frac{q_{2п}}{q_{4п}} = 0,8; \quad \frac{q_{4п}}{q_{2п}} = 0,57.$

Удельный расход и сечение подготовительно-нарезных выработок. Из сказанного очевидно, что отбойка наименее эффективна в узких выработках с одной обнаженной плоскостью. Поэтому отбойка при проходке нарезных выработок обходится сравнительно дорого. Для повышения производительности отбойки по блоку в целом следует по возможности обуривать весь массив блока из минимального числа выработок или непосредственно из очистного пространства, если это безопасно.

§ 4. ТРЕБОВАНИЯ К ПРОИЗВОДСТВЕННЫМ ПРОЦЕССАМ С ТОЧКИ ЗРЕНИЯ ГАБАРИТА КУСКОВ РУДЫ

При взрывной отбойке часть кусков получается размером в 1—2 м и более. Крупные куски требуется дополнительно измельчать в выемочном блоке (т. е. осуществлять вторичное дробление руды) до максимально допустимого размера по условию

транспортабельности, называемого габаритным или кондиционным размером кусков руды.

Габаритный размер кусков зависит от поперечных размеров выработок, типов и размеров оборудования для доставки, транспортирования и подъема руды, наличия или отсутствия подземной дробильной установки перед скиповым подъемом и т. п. Выбирают габаритный размер кусков совместно с элементами и параметрами технологии, от которых он зависит.

Поэтому целесообразно выявить общие требования к производственным процессам, вытекающим из их взаимосвязи через габаритный размер кусков.

Габаритный (кондиционный) размер кусков руды. Отбитая руда при перемещении ее проходит, например, через перепускные выработки в выемочном блоке, размещается в рабочем органе погрузочной машины, в скреперном ковше, на питателе или конвейере, пропускается через люк, размещается в вагоне, проходит через капитальный рудоспуск, бункер и дозирующее устройство (питатели и затворы) скипового подъема, размещается в скипе.

Минимально допустимое отношение ширины выпускной выработки к поперечному размеру куска руды изменяется приблизительно от 1,8:1 до 5:1. Меньшие величины относятся к легкодоступным местам горных выработок, в которых затвор ликвидировать легко и пропускная способность которых не лимитирует производительности рудника в целом или крупных его участков. Значения от 4:1 и выше относятся к особенно ответственным и труднодоступным местам, например к капитальным рудоспускам. Размеры выработок в сечении обычно выбираются такие, какие необходимы при данном габарите кусков, и потому не являются ограничительным фактором.

Выделим ограничения с точки зрения подъема руды. Скиповой подъем возможен при крупности кусков не более 400, максимум 500 мм (по условию работы дозаторов и допустимого износа скипов под ударами падающей руды). На многих шахтах перед поступлением руды в загрузочный бункер скипов ее измельчают примерно до минус 200 мм в дробилках, которые принимают куски крупностью до 900—1500 мм. Это позволяет увеличить габарит кусков до любой величины, приемлемой по остальным факторам, увеличить грузоподъемность скипов от 15—20 до 50—100 т и полностью автоматизировать подъем. С другой стороны, оборудование подземных дробильных установок связано со значительными расходами. Для рудников большой производительности указанные достоинства применения подземных дробильных установок особенно важны, а недостатки менее существенны. Поэтому при скиповом подъеме крепкой руды подземные дробилки применяют на большинстве крупных рудников, реже на рудниках средней производительности (около 1 млн. т/год).

При вскрытии штольной или при перепуске руды с несколь-

ких этажей на один горизонт подают руду в глубокие (120—300 м и более) рудоспуски, в которых, если обеспечено свободное падение руды на высоту 70—100 м и более, большинство крупных кусков при падении разбивается. В этом случае с точки зрения выдачи руды также можно увеличить кондиционный кусок до значительных размеров.

При разработке маломощных жил максимальный размер кусков ограничивается тем, что в узких магазинах (камерах или блоках, заполненных отбитой рудой) крупные глыбы застревают и образуют своды, опасные для бурильщиков, находящихся на поверхности магазина.

Большой размер кусков может снизить производительность погрузочных машин в связи с трудностью зачерпывания, а также увеличивает износ рабочих органов и шин этих машин, полотна питателей и конвейеров и т. п.

Максимально допустимый размер кусков, на который рассчитаны перепускные выработки, погрузочно-доставочные и транспортные средства и все остальное оборудование, является габаритным (кондиционным) размером. Он изменяется от 200 до 1000 мм и более. Меньшие значения ($200 \div 300$ мм) относятся только к разработке тонких залежей, где руду мелко дробят, а оборудование имеет небольшие размеры. На мощных месторождениях габарит куска составляет $400 \div 500$ мм при скиповом подъеме без подземной дробильной установки, а в остальных случаях $800 \div 1000$ мм, а на отдельных рудниках — до $1200 \div 1500$ мм.

Имеется пока нетипичный пример увеличения габарита до 2 м на алмазном руднике «Премьер» (Южная Африка); более крупные куски поступают из блока в молотковую дробилку, где разрушаются до минус 500 мм.

Негабарит. Так называют куски руды, размер которых больше габаритного и которые поэтому должны подвергаться вторичному дроблению.

Отношение массы негабарита к массе всей отбитой руды принято называть выходом негабарита (в процентах).

Выход негабарита, помимо горно-геологических условий, зависит от метода и параметров отбойки и, конечно, от установленного габарита.

Вторичное дробление крепких и средней мощности руд осуществляется преимущественно взрывным способом в течение рабочей смены. Воздух запыляется и загазовывается, в связи с чем оборудование простаивает до 50—70 % времени смены, соответственно снижается производительность забоев и концентрация работ. Работы по взрыванию крупных кусков, зависших в горловинах выпускных выработок, наименее безопасны. Если взрывают негабарит в выработках, выходящих на горизонт откатки, то разрушаются кабельные линии и практически исключается возможность полной автоматизации работы транспорта. Таким образом, наличие негабарита отрица-

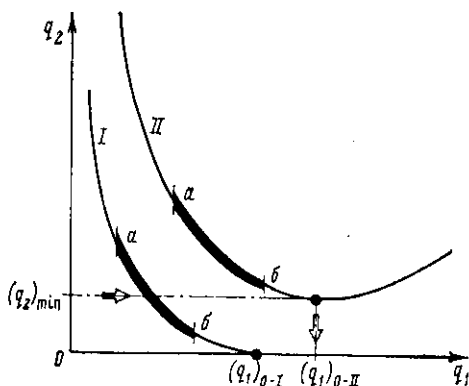


Рис. IV.4. График зависимости удельного расхода ВВ на вторичное дробление q_2 от удельного расхода ВВ на отбойку q_1 .

I — в условиях, когда q_1 может быть снижен до нуля; *II* — в других случаях; *a* — *б* — участки, на которых $q_1 + q_2 = \text{const}$; $(q_1)_{0-I}$; $(q_1)_{0-II}$ — значения q_1 , при которых $q_2 = \text{min}$

тельно сказывается на работе шахты.

Уже многие десятилетия стремятся исключить выход негабарита. Для этого идут по двум встречным направлениям.

Первое: улучшение дробления руды при отбойке. Второе, встречное, направление: увеличение габарита кусков руды на базе необходимых для этого технических мероприятий, включая сооружение подземных дробильных установок — как перед скиповым и конвейерным подъемом, так и участков.

В общем случае увеличение удельного расхода ВВ при отбойке q_1 снижает выход негабарита, что в свою очередь уменьшает удельный расход ВВ на вторичное дробление q_2 (рис. IV.4).

Снижение q_2 до нуля характерно главным образом для отбойки шпурами, а также скважинами уменьшенного диаметра (менее 90 мм) и ограниченной глубины (до 10÷15 м). Но при отбойке скважинами большой глубины или большого диаметра q_2 снижается обычно лишь до известного предела (см. рис. IV.4, кривая II), после которого дальнейшее увеличение q_1 не дает положительного эффекта, а иногда даже и увеличивает q_2 . Объясняется это следующим. Остаются неразрушенными рудные участки в интервалах между трещинами. Причем с повышением удельного расхода ВВ на отбойку возрастает трещиноватость невзорванного массива. Из-за этого и в связи с горным давлением часть пробуренных скважин приходит в негодность. Скважины при бурении искривляются, особенно при малом диаметре (отклонение до 12÷15 %), в результате расстояние между ними местами увеличивается против расчетной величины. В крепких рудах в случае отбойки скважинами большого диаметра наименьшее значение q_2 достигается обычно при $q_1 = 1,8 \div 2,2 \text{ кг/м}^3$.

В большинстве случаев наиболее выгоден такой удельный расход ВВ на отбойку, при котором q_2 равно нулю или имеет минимально возможное для данных условий значение. Объясняется это тем, что на основной части нисходящего участка кривой q_2 (*a*—*б*) (см. рис. IV.4) $q_1 + q_2 \approx \text{const}$. Следовательно, на этом участке повышение q_1 на какую-то величину примерно на-

столько же снижает q_2 , что дает увеличенную экономию по сравнению с дополнительными затратами на отбойку. При очень крепкой руде, в которой еще не удалось достичь высокой производительности бурения взрывных скважин, приходится в виде исключения допускать увеличенный объем вторичного дробления против минимально возможного объема.

Что касается увеличения габарита кусков руды, то для этого повышают размеры, мощность и прочность оборудования на доставке и транспорте, устанавливают дробилку перед скиповым стволом и т. п. С увеличением габарита от 400 до 800—1000 мм на ряде рудников выход негабарита сократился в 15—20 раз, это удешевило добычу и позволило окупить за 2—4 года дополнительные капитальные затраты, потребовавшиеся для увеличения кондиционного размера кусков.

Возможности улучшения дробления при отбойке и увеличение кондиционного куска обоих указанных направлений расширяются по мере совершенствования техники и технологии горных работ, но в обозримом будущем при скважинной отбойке крепких руд в большинстве случаев какая-то часть кусков будет иметь негабаритные размеры, и на это приходится ориентироваться.

§ 5. ШПУРОВАЯ ОТБОЙКА

Шпуровой отбойкой называется отбойка взрыванием зарядов ВВ, помещенных в шпуры, т. е. в цилиндрические полости глубиной до 5 м.

Удельный объем шпуровой отбойки составляет около 35 % по отношению ко всем способам отбойки и около 40 % во взрывной отбойке.

Шпуровая отбойка излагается без подробностей о бурении и взрывании шпуров, которые приведены в курсе проведения выработок.

Главная ее особенность при очистной выемке, по сравнению с проведением выработок, касается технологии и состоит в том, что забой обычно имеет минимум две обнаженные плоскости: одну, в которой выбуривают шпуры, и другую, на которую производится отбойка (шпуры бурят параллельно ей, что исключает необходимость во врубовых шпурах).

Пологие залежи малой мощности отрабатывают без деления на слои по вертикали. В остальных случаях при шпуровой отбойке применяют, как правило, выемку горизонтальными или слабонаклонными слоями. Порядок погашения слоев — восходящий или нисходящий (рис. IV.5).

Послойную выемку в восходящем порядке применяют преимущественно при устойчивой руде, а в нисходящем порядке (см. рис. IV.3) — как при неустойчивой руде под защитой твердеющей закладки, так и под устойчивой кровлей в пологих залежах.

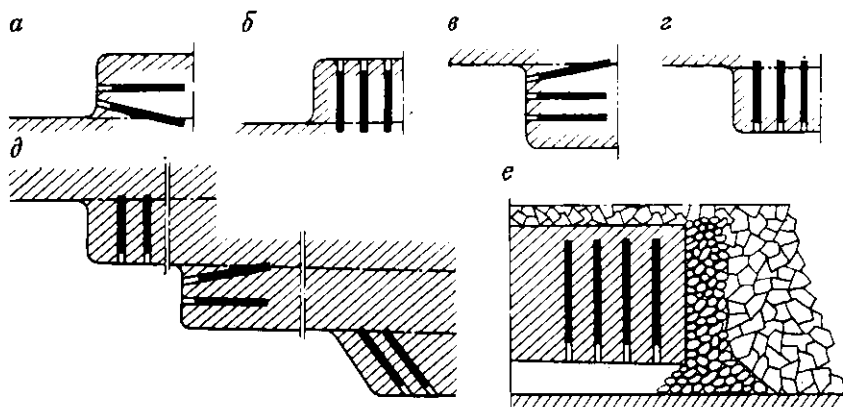


Рис. IV.5. Схемы отбойки руды шпурами:

а — нисходящая слоевая выемка с отбойкой горизонтальными шпурами; б — то же, вертикальными шпурами; в — восходящая слоевая выемка с отбойкой горизонтальными шпурами; г — то же, вертикальными; д — потолокуступная выемка; е — подэтажная отбойка

При слоевой выемке шпуры могут быть горизонтальными или вертикальными. Применение вертикальных шпуров обеспечивает более широкий фронт работ для бурения, но кровля (при выемке слоев в восходящем порядке) оформляется менее тщательно, что способствует образованию заколов. Поэтому вертикально располагают шпуры только при достаточно устойчивых рудах.

С точки зрения качества дробления шпуры целесообразно располагать нормально к основной системе трещин для уменьшения их экранирующего действия.

Важен правильный выбор глубины шпуров. С увеличением ее увеличивается выход руды с 1 м шпура, так как уменьшаются потери энергии взрыва на повышенный разброс породы и выброс в атмосферу газов взрыва при высоких давлениях и температуре. Поэтому необходимо стремиться к максимальной глубине (3 м и более). Однако часто приходится органичивать глубину шпуров из-за малой устойчивости боковых пород, малой мощности рудного тела, недостаточной устойчивости руды. При системах разработки с креплением глубина шпуров также ограничивается максимально допустимым шагом установки крепи (1—2 м). Диаметр шпуров — от 30 до 70 мм, обычно 40—45 мм; менее 40 мм — в основном в тонких залежах; более 45 мм — при большой площади забоя в залежах мощных и средней мощности.

В маломощных залежах целесообразно уменьшать диаметр шпуров до величины, не превышающей определенное соотношение с выемочной мощностью жилы. Слишком большой диаметр приводит к отрыву пустой породы, а занижение диаметра увеличивает расход шпуров и снижает эффективность взрыва.

Бурят шпурь в подавляющем большинстве случаев перфораторами, средними и тяжелыми; последние часто размещаются на самоходных буровых установках.

При мягкой руде применяют ручные и колонковые электро-сверла, устанавливаемые на колонках или на каретках.

Перфораторы применяют ручные ПР-25Л, ПР-30К на пневмоподдержках, телескопные ПТ-29, ПТ-38, ПТ-29М, ПТ-36М и колонковые КС-50, а также мощные колонковые с независимым вращением бура ПК-60 и ПК-75. Из перечисленных перфораторы ПТ-29М, ПТ-36М, ПК-60 и ПК-75, выпускаемые криворожским заводом «Коммунист», имеют улучшенную характеристику по шуму и вибрации.

Производительность пневматического перфоратора за 7-часовую смену по породам с коэффициентом крепости $4 \div 6$, $10 \div 14$ и $19 \div 20$: легкого перфоратора — соответственно 60, 30 и 20 м/смену, тяжелого — 95, 50 и 35 м/смену.

Широко применяют самоходные шахтные буровые установки, оснащенные одним или несколькими перфораторами (как правило, типа ПК-60 или ПК-75). При их использовании бурильщики не имеют длительного контакта с перфоратором, не испытывают вибрации и находятся в зоне с более низким уровнем шума. Один бурильщик с пульта дистанционно управляет всеми перфораторами буровой установки. Эти установки часто используют в комплексе с самоходным оборудованием для погрузки и доставки руды.

Самоходные буровые установки (табл. IV.2) оснащены двумя-тремя манипуляторами, колонковыми перфораторами, имеют пневмоколенный или, реже, гусеничный ход, дизельный или, реже, пневматический двигатель. Гусеничные установки предназначены в основном для работы в тяжелых условиях; на подэтажах, с подъездами под крутым углом, в загрязненных буровым шламом выработках и т. п. Характеристику некоторых установок см. в табл. IV.2.

В СССР разработан унифицированный ряд самоходных буровых установок, включающий 5 типоразмеров. Криворожский завод «Коммунист» выпустит 7 модификаций трех типоразмеров таких машин серии УБШ: две модификации на рельсовом ходу с пневмоприводом и пять модификаций — на пневмоходу с дизельным приводом. Машины оснащены одной-тремя буровыми установками на манипуляторах, диаметр шпуров $40 \div 56$ мм глубиной $2 \div 5$ м, ширина зоны бурения $6,9 \div 11,3$ м, высота — $3,5 \div 8$ м, масса установок — $8 \div 22$ т.

Производительность труда бурильщика по породам средней крепости на лучших образцах буровых установок достигает 500 м/смену.

Самоходные буровые установки на крупногабаритных шасси с мощным ($45 \div 60$ кВт и более) дизельным приводом применяют в крупных забоях. При малой производительности забоев нередко используют самоходные буровые установки на

84 Таблица IV.2. Техническая характеристика некоторых самоходных шахтных установок для бурения шпуров

Показатели	Модель установки, страна								
	СВКН-2П	1СВУ-2К	БКГ-2	Универсал — Джумбо, «Гарден» — Денвер, США	Каводра — 555	Буммер H121	Миниматик-Н	Параметик	
	Дарасунский завод, СССР	Кузнецкий машиностроительный завод, СССР			Атлас — Копко, Швеция	Тамрок, Финляндия			
		Размеры обуриваемого забоя, м:	2,5 2,5	6,7 6			5,5 4	5 4	7,6 4,5
Ширина	2	2	2	3	2	2	2	2	2—3
Высота	ПТ-36	ПК-60	Гидроперфоратор	Перфоратор пневматический	Перфоратор пневматический	Гидроперфоратор	Гидроперфоратор	Перфоратор пневматический	Перфоратор пневматический
Число буральных машин	40—50	40—65	—	43—50	35—41	41—51	40—42	41	41
Тип бурильной машины	2,2	4	2,75	3	2,75	3,0—3,5	2,8	3,6	3,6
Диаметр шпуров, мм	Пневмокопальный	Гусеничный	Рельсовый	Пневмокопальный	Пневмокопальный	Пневмокопальный	Пневмокопальный	Пневмокопальный	Пневмокопальный
Глубина шпуров, м	Пневматический	Электрический	Пневматический	Дизель	Дизель (пневматический)	Дизель	Дизель	Дизель	Дизель
Ходовая часть	—	17,7	—	49	33 (17,6)	—	70	57	57
Привод хода	1,5	14,7	5,5	12	ок. 10	14	14,1	18,5	18,5
Мощность привода, кВт									
Масса, т									

П р и м е ч а н и е: Сведения об отечественных дизельных пневмоколесных буровых установках УБШ даны в тексте.

малогабаритных шасси с менее мощным дизельным или пневматическим приводом, трехколесные, оборудованные одним или двумя колонковыми перфораторами; стоят они приблизительно в 7 раз дешевле против мощных дизельных.

Для оборки кровли и крепления ее штангами, а также зарядания шпуров на самоходные буровые установки на место среднего манипулятора может быть установлен манипулятор с платформой.

Начинают использовать буровое оборудование типа роботов, т. е. с полной автоматизацией бурения направленных шпуров в заданных точках и на заданную глубину.

Появилась тенденция перехода с пневматической на гидравлическую энергию. Гидравлические перфораторы монтируются на двух-трех манипуляторах самоходной установки. На ней же установлены электродвигатели (например, два электродвигателя по 45 кВт на одной из кареток фирмы «Атлас—Копко») и масляные насосы, от которых работают перфораторы и манипуляторы. Гидравлические перфораторы испытываются на рудниках СССР; выпущен ряд установок (см. табл. IV.2, IV.5).

По сравнению с пневматическими перфораторами гидравлические обеспечивают увеличение в $1,5 \div 2$ раза скорости бурения, меньший (на $60 \div 70$ %) расход энергии, более высокую стойкость бурового инструмента, более благоприятные условия труда бурильщиков: меньший шум, отсутствие пыли. Недостатки: более сложная и дорогая буровая установка; необходимость более квалифицированного электромеханического обслуживания; помимо электроэнергии сохраняется необходимость в сжатом воздухе для продувки шпуров и скважин.

В некоторых странах, например в Финляндии, все новые рудники строятся под гидравлическое бурение.

Заряжание и взрывание шпуров. Применяемые ранее для зарядания шпуров (и скважин) аммиачно-селитренные ВВ — аммониты и детониты ввиду своих особых свойств — слеживание в рассыпном виде, сильное пыление и высокая чувствительность к механическим воздействиям — непригодны для механизированного зарядания в рассыпном виде. Ручное зарядание шпуров и скважин патронированными ВВ было тяжелой и трудоемкой операцией и не обеспечивало необходимой плотности заряда.

Применяют главным образом гранулированные ВВ, при которых зарядание полностью механизуется. Это — гранулит АС-8, гранулит АС-4, зерногранулит 79/21, игданит и др. (табл. IV.3). Гранулированные ВВ характеризуются хорошей сыпучестью и безопасностью в обращении, обеспечивают более длительное воздействие импульса взрыва на массив, уменьшают переизмельчение руды в ближней зоне и более равномерно дробят массив. Гораздо реже и только для зарядания шпуров используют патронированные ВВ — аммониты, аммоналы и детониты.

8 Таблица VI.3. Характеристика ВВ для подземных горных работ

ВВ	Заряжание		Коэффициент работоспособности относительно аммонита № 6 ЖВ при плотности 1 г/см ³	Вид тары	Стоимость, руб/т	Журнальное постановление о допуске к применению
	способ	коэффициент плотности в шпуре (скважине)				
Гранулированные и водонаполненные пластичные ВВ						
Игданит	Механизированный	1,1—1,2	0,8	—	95—110	2/66
Гранулит М	То же	1,1—1,2	0,8	Бумажные с полиэтиленовым вкладышем	123	95/72
Гранулит С-2	»	1,0—1,1	0,8		117	72/70
Гранулит АС	»	1,1—1,2	0,85		155	72/70
Гранулит АС-8	»	1,1—1,2	0,85		193	13/66
Гранулит АС-4В	»	1,1—1,2	1,0		160	186/76
Гранулит АС-8В	»	1,1—1,2	1,1	200	186/76	
Граммонал А-8	»	1,0	1,1	225	93/71	
Граммонит 79/21-В	»	1,0—1,1	1,0	162	13/66	
Акванит 3Л	»	1,45—1,5	0,75	390	83/70	
Патронированные ВВ						
Аммонит № 6 ЖВ	Ручной	0,85	1,0	Бумажные мешки, гофрокартонные ящики	240	5/57
Динафалит	»	0,85	0,9		285	5/57
Аммонал скальный № 3	»	0,8	1,2		245	5/57
Аммонит скальный № 1:	»	0,8	1,2		660	5/57
патронированный пресованный	»	1,15	1,35		860	5/57
Детонит 10-А	»	0,8	1,1		450	13/61
Детонит № 1	»	0,8	1,1		500	35/68

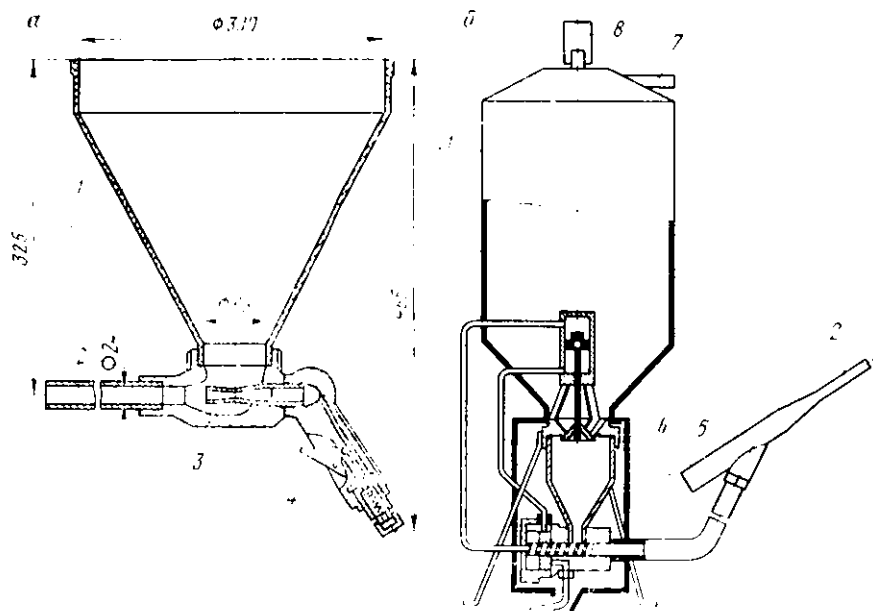


Рис. IV.6. Пневмозарядчики для шпуров:

а — «Курама»; б — ЗП-«Темп»; 1 — бункер для ВВ; 2 — зарядная трубка; 3 — сопло эжектора; 4 — рычаг управления; 5 — место крана дистанционного управления; 6 — дозирующая камера; 7 — загрузочный трубопровод; 8 — сигнализатор

Заряжание гранулированными ВВ производят простыми по конструкции и удобными в эксплуатации пневматическими зарядчиками: эжекторными «Курама-7М» для наклонных шпуров, «Курама-8» для вертикальных шпуров и камерно-порционными типа ЗП (рис. IV.6).

Техническая характеристика зарядчиков «Курама-7М» и ЗП-1

	«Курама-7М»	ЗП-1
Производительность, кг/мин	До 18	6—8
Угол наклона шпуров, градус	0—60	0—360
Диаметр шпуров, мм	До 46	До 50
Полезная емкость зарядчика, кг	До 8	До 2
Плотность заряжания, г/см ³	1,15	1,2
Масса, кг	2,2	17

Наряду с гранулированными ВВ находят применение производные от них.

Для взрывания шпурового заряда применяют патрон-боевик с размещенным в нем капсюлем-детонатором при огневом взрывании или двумя электродетонаторами при электрическом. Патрон-боевик подают в шпур той стороной вперед, с которой введен детонатор.

Расчет параметров шпуровой отбойки. Соображения о выборе диаметра шпуров приведены выше. Что касается сетки

расположения, то при выборе ее обычно основываются на устанавливаемой экспериментально площади забоя на 1 шпур s (при данных свойствах пород, данном типе ВВ, примерно такой же глубине шпуров и т. п.).

Зная s , определяют:

$$W = \sqrt{\frac{s}{m}}; \quad a = mW, \quad (\text{IV.6})$$

где W — л. н. с.; a — расстояние между шпурами в ряду; m — коэффициент сближения зарядов,

$$m = \frac{a}{W}. \quad (\text{IV.7})$$

Коэффициент m изменяется от 0,6 до 1,5; большие значения принимаются, если направление отбойки перпендикулярно основной системе трещин. Число шпуров в ряду должно быть целым, соответствующие коррективы вносятся в a и W при заданной ширине забоя.

При отсутствии надежных аналогов можно пользоваться методиками, учитывающими условия отбойки в прямой форме.

При расчете параметров отбойки рядами скважин (шпуров) исходят из очевидного равенства двух величин: общей массы зарядов ВВ, размещенных в скважинах, и требуемой массы ВВ для отбойки заданного объема руды, равной произведению объема отбиваемой руды на удельный расход ВВ, необходимый для ее отбойки

$$\delta \frac{\pi d^2}{4} k_3 = W^2 m q, \quad (\text{IV.8})$$

где δ — плотность заряда в скважине (шпуре), г/см³; d — диаметр скважин (шпуров), м; k_3 — коэффициент заполнения скважин (шпуров) ВВ; W — л. н. с., м; m — коэффициент сближения скважин (шпуров) (величина дана выше); $W^2 m$ — объем руды, отбиваемый 1 метром (погонным) скважины, м³/м; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Из выражения (IV.8)

$$W = 28d \sqrt{\frac{\delta k_3}{qm}}, \quad (\text{IV.9})$$

где $\delta = 0,9 \div 1,2$ — плотность заряда, г/см³; $k_3 = 0,6 \div 0,72$ по ЕПБ — коэффициент заполнения шпура; $m = 1 \div 1,5$ — коэффициент сближения зарядов; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

По данным проф. Б. Н. Кутузова

$$q = q_0 k_{\text{ВВ}} k_{\text{разм}} k_{\text{элр}} k_d k_l,$$

где q_0 — эталонный расход ВВ, кг/м³ (табл. IV.4); $k_{\text{ВВ}}$ — коэффициент работоспособности ВВ (см. табл. IV.3); $k_{\text{разм}}$ — коэффициент размещения шпуров, $k_{\text{разм}} = 1$ при размещении параллельно обнаженной поверхности; 1,4—1,6 — при одной обна-

Таблица IV.4. Эталонный удельный расход ВВ при шпуровой отбойке, кг/м³

Коэффициент крепости пород	Ширина забоя, м				
	до 1	1—2	2—3	3—5	более 5
20 и более	3,9	2,6	2,3	2,1	2
18—20	3,6	2,3	2,1	1,9	1,8
16—18	3,3	2,1	1,9	1,8	1,7
14—16	3,0	1,8	1,7	1,5	1,4
12—14	2,7	1,5	1,5	1,4	1,2
10—12	2,4	1,4	1,2	1,1	1,1
8—10	2,1	1,2	1,0	0,9	0,9
6—8	1,8	1,1	0,9	0,8	0,8

женной плоскости и размещении шпуров перпендикулярно ей; $k_{зар}$ — коэффициент способа заряжания (0,9÷0,95 при пневмо-заряжании, 0,8÷0,85 при использовании патронированных ВВ); k_d — поправочный коэффициент на диаметр шпура

$$k_d = \left(\frac{d}{0,042} \right)^n;$$

$n = 0,33 \div 0,5$ — максимальные значения коэффициента для монолитных пород и крупноблочных; k_l — поправочный коэффициент на длину шпура, равный 1,3 при $l = 1$ м, 1,0 при 3 м и 0,8 при $l = 5$ м.

Организация работ. Обычно бурение шпуров выполняют комплексные бригады, в состав которых помимо бурильщиков входят рабочие, занятые на погрузке и доставке руды. Это заинтересовывает бурильщиков не только в объемных, но и в качественных показателях работы, так как от качества дробления руды решающим образом зависит производительность погрузки и доставки руды. При малой площади забоев и некрепкой руде, когда объем работ по бурению недостаточен для полномасштабной загрузки бурильщика, последний, закончив бурение, переходит к погрузке руды и т. д. Заряжание и взрывание производят взрывники, которые чаще всего не входят в бригаду, осуществляющую бурение.

Показатели шпуровой отбойки. Производительность труда бурильщика достигает 400—700 м³/смену при использовании самоходных буровых установок, снабженных бурильными машинами и инструментом высокого качества, при переносных перфораторах — 5—50 м³/смену; выход отбитой руды 0,3—1,5 м³/м; удельный расход ВВ 0,6—3 кг/м³.

Меньшие значения производительности труда и выхода отбитой руды относятся к крепкой руде и малой (1—1,5 м) ширине забоя.

Приведенные показатели даны применительно к дроблению руды до крупности менее 400—600 мм.

Сравнительная оценка шпуровой отбойки (по сравнению со скважинной). Пренумерация:

возможность применения при любой мощности залежи;
 возможность работы людей в очистном пространстве;
 наиболее полная выемка руды у контактов залежи и относительно меньшее засорение пустой породой;
 достаточно мелкое дробление руды.

Недостатки:

более высокие материально-трудовые затраты;
 работа бурильщика в непосредственной близости к разрушаемой части блока, что менее безопасно, чем бурение из специальных выработок.

сложность или практическая невозможность одновременного обрушения больших объемов руды в виде целиков;

повышенная запыленность рудничной атмосферы (при пневматическом бурении).

§ 6. СКВАЖИННАЯ ОТБОЙКА

Скважинной отбойкой называется отбойка руды взрыванием зарядов ВВ, помещенных в скважины, т. е. в цилиндрические полости глубиной более 5 м.

Создание скважинной отбойки является одним из важнейших достижений в технологии подземной разработки рудных месторождений.

Приоритет в этом направлении принадлежит СССР, где скважины начали применять с 1931—1932 гг. на железных рудниках и с 1947—1948 гг. на рудниках цветной металлургии.

Скважины имеют глубину 5—60 м и более, диаметр — от 30÷40 до 150÷200 мм. Диаметр скважин принято подразде-

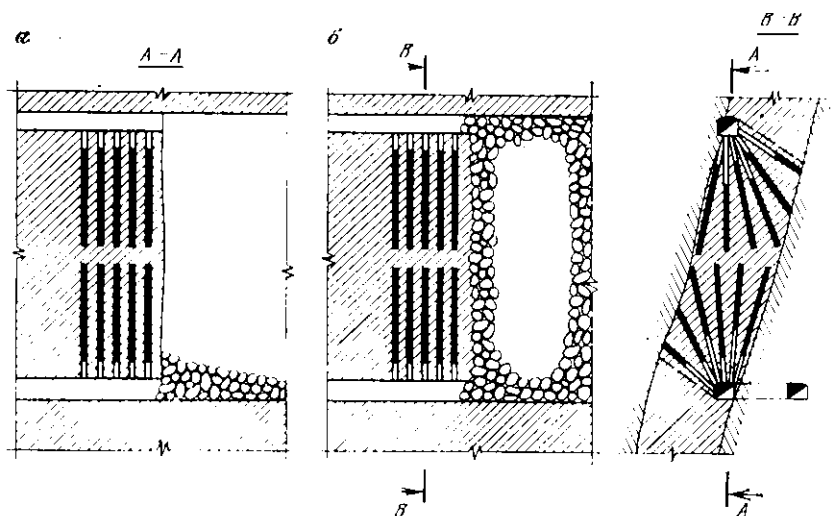


Рис. IV.7. Схемы отбойки скважинами:

а — на открытое пространство; б — в зажиме

лять на малый (уменьшенный) — до 90 м и большой (увеличенный) — 100 мм и более.

Во взрывной отбойке на рудниках СССР удельный объем скважинной отбойки составляет около 60 %; в общем объеме скважинной отбойки удельный объем скважин малого диаметра составляет около 25 %, но в ближайшие 10—15 лет может стать преобладающим.

Схемы отбойки. Скважинами обычно отбивают руду послойно, располагая их веерами или рядами, параллельными поверхности массива, на которую производится отбойка (рис. IV.7; IV.8). Эта поверхность может ограничить как со значительным свободным пространством, достаточным для увеличения объема взорванной руды в 1,3÷1,5 раза (отбойка на свободное пространство), так и с раздробленной на куски горной массой (отбойка в зажиме).

Обычно применяют много-рядное (по 2—5 рядов или

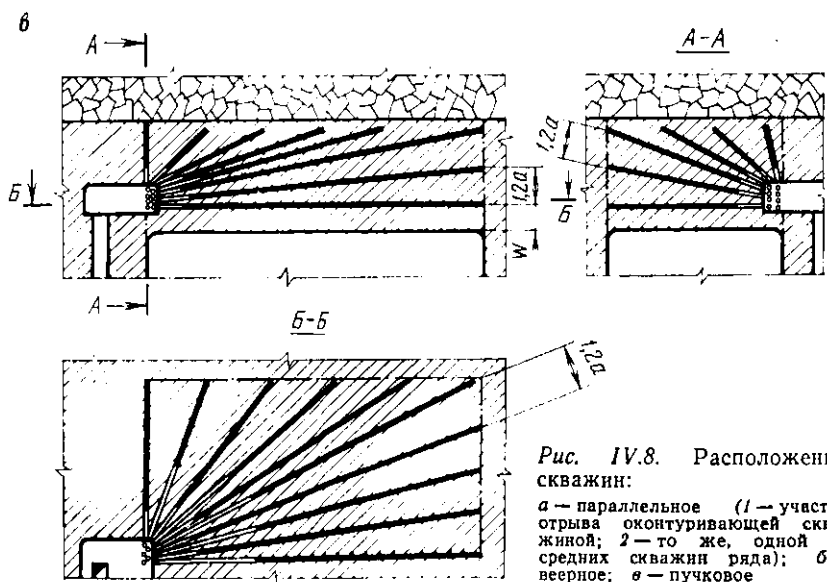
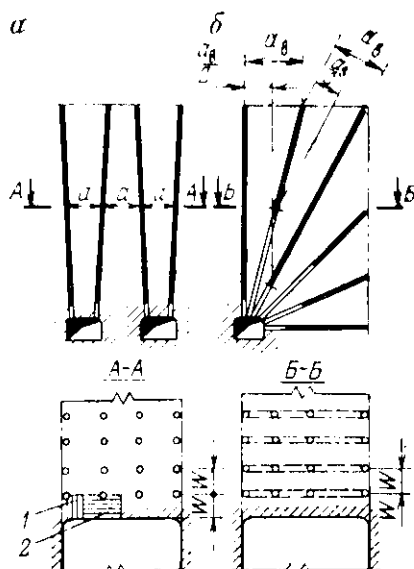


Рис. IV.8. Расположение скважин:

a — параллельное (1 — участок отрыва околонуривающей скважиной; 2 — то же, одной из средних скважин ряда); *б* — веерное; *б* — пучковое

вееров) короткозамедленное (15—50 мс) взрывание скважин. Замедление в большинстве случаев производят по рядам (веерам), начиная с крайнего ряда, а иногда замедляют взрывание скважин и внутри ряда — в шахматном порядке (рис. IV.9).

Расположение скважин в блоке (рис. IV.10). По углу наклона можно выделить отбойку слоями: вертикальными (крутонаклонными) и горизонтальными (слабонаклонными).

При вертикальных слоях разбуривают блок с одного или двух-трех ярусов, тогда как при горизонтальных слоях необходимо гораздо большее число ярусов.

Первоначально обе эти схемы имели одинаковое распространение, в последующем предпочтение получила отбойка вертикальными (или крутонаклонными) слоями, так как малое число ярусов бурения резко облегчает доставку станков, их эксплуатацию и улавливание бурового шлама в буровых выработках.

При вертикальных и крутонаклонных слоях различают этажную скважинную отбойку и подэтажную (см. рис. IV.10). В первом случае отбивают всю руду в камере или блоке из выработок, пройденных на уровнях только верхней и нижней его границ; во втором случае буровые выработки имеются также на промежуточных уровнях (подэтажах).

Соблюдать с достаточной точностью проектное расположение скважин проще всего при вертикальном положении отбиваемых слоев. Однако иногда целесообразно наклонять слои под углом 45—80°. Выбор угла наклона слоев может зависеть, в частности от слоистости руды, если она явно выражена, а также от угла падения залежи. При большом расстоянии между плоскостями ослабления целесообразно располагать скважины перпендикулярно к плоскости основной системы трещин, с тем чтобы исключить отделение взрывом крупных частей массива и уменьшить утечку газов взрыва по трещинам. При мелкослоистой руде

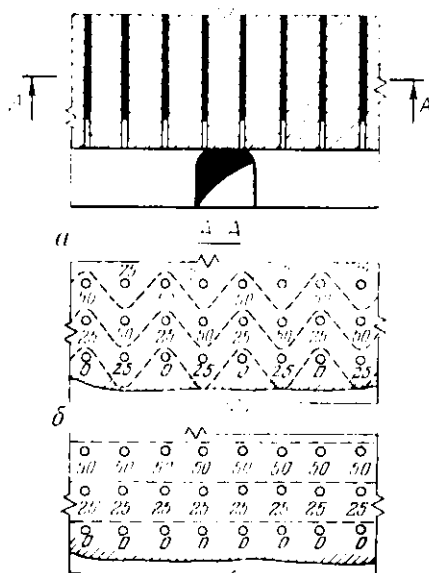


Рис. IV.9. Порядок взрывания параллельных скважин с замедлением:

а — в шахматном порядке (схема «волна»); б — по рядам (0; 25; 50; 75 — замедления, мс). Пунктиром разграничены очереди замедления

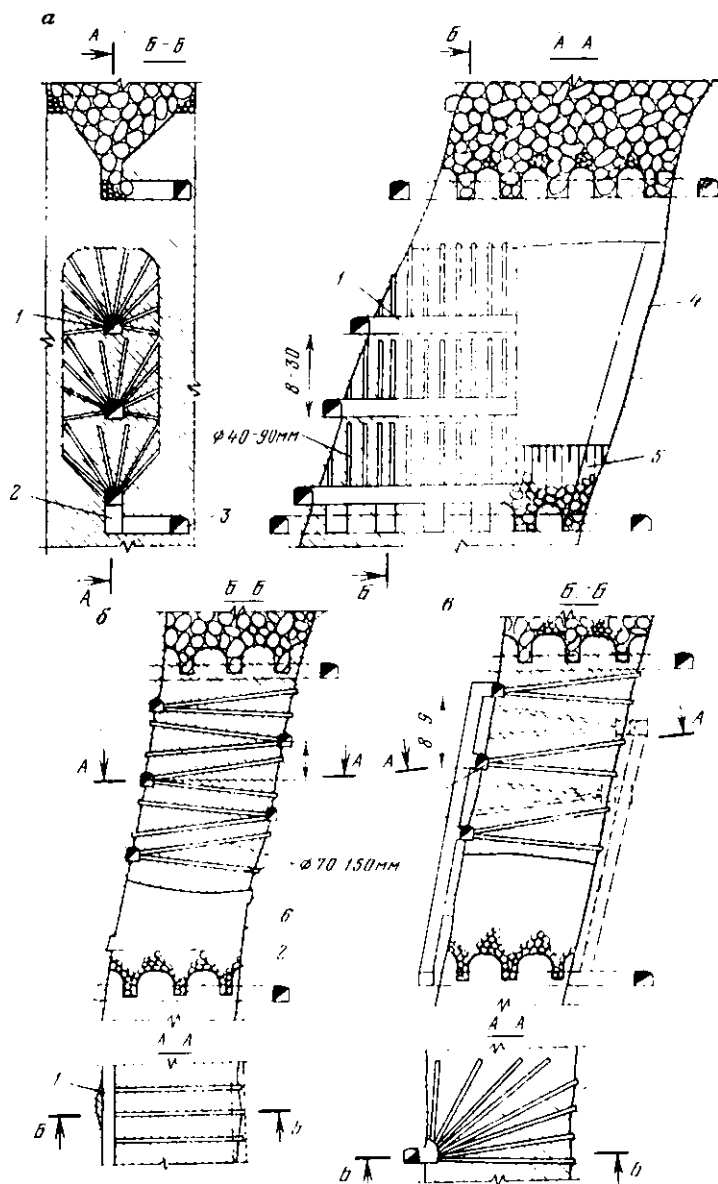


Рис. IV.10. Скважинная отбойка:

а — подэтажная вертикальными слоями, верное расположение скважин (1 — буровые выработки; 2 — выработки для выпуска руды; 3 — выработки для доставки руды; 4 — отрезная щель; 5 — траншея). Штрихпунктиром показаны намечаемые контуры отбойки, включая промежуточные; б — горизонтальными слоями (параллельное расположение скважин в плане); в — горизонтальными слоями (верное расположение скважин в плане); 6 — верхняя граница подески

(при относительно малом расстоянии между плоскостями трещин), наоборот, целесообразно бурить скважины параллельно плоскостям преобладающей трещиноватости; это позволяет отделять большие объемы руды каждой скважиной при удовлетворительном дроблении.

Угол падения залежи имеет значение преимущественно при этажной отбойке в крутых залесках средней мощности с углом падения 30—70°. Здесь лишь при наклоне слоев по падению залежи можно отбить по основной схеме весь или почти весь запас блока.

При обычных типах ВВ наибольшее число отказов при взрывании имеет место в обводненных скважинах. Поэтому стараются располагать скважины так, чтобы бурить их снизу вверх, а скважины нисходящие пробуривать до подсечного пространства.

Расположение скважин в отбиваемом слое. Различают веерное расположение скважин и параллельное (см. рис. IV.8). При параллельном полнее используется длина всех скважин, так как отсутствуют сближенные участки; заряды ВВ равномернее распределяются в массиве; меньше расход скважин. Достоинство веерного расположения — меньший объем буровых выработок, так как с каждого места бурят несколько скважин (а не одну, как при параллельном расположении).

Более распространено веерное расположение, причем сравнительная (а не только абсолютная) эффективность его повышается с ростом производительности бурения. Веерное расположение скважин диаметром 100—150 мм выгоднее параллельного при скорости бурения не менее 10 м/смену.

Скважины в веере обычно направлены вверх, реже практикуется бурение «нижних» и «круговых» вееров.

Параллельное расположение скважин может быть рекомендовано главным образом при бурении из очистного пространства. Оно было бы рациональным при бурении диаметром 200—250 мм и более, так как это позволяет разместить все буровые выработки на одном уровне, оставив между ними целики достаточного размера по условию прочности.

Расстояние между скважинами в ряду или в веере принимается в определенном соотношении с л. н. с. При параллельном расположении скважин это соотношение (как и при шпуровой отбойке) называют коэффициентом сближения скважин $m = a/W$, где a — расстояние между скважинами в ряду; W — л. н. с.

Расстояние между скважинами в веере регламентируется величиной $a_{\max}$ — расстоянием между концом данной скважины и ближайшей более длинной скважиной (см. рис. IV.7).

Учитывая, что в основной части веера расстояние между скважинами меньше указанной величины, за соизмеримый с параллельным расположением скважин параметр веера можно принять $a = 0,8 a_{\max}$.

При мгновенном взрывании зарядов в ряду (веере) коэффициент сближения скважин во избежание пробоя по плоскости их расположения увеличивают в 1,6—2, иногда в 3—4 раза, а при взрывании поочередном или в шахматном порядке — в 1,0—1,2 раза (квадратная сетка).

При расстоянии между скважинами в ряду меньше л. н. с. ($m < 1$) возможен преждевременный прорыв газообразных продуктов взрыва между скважинами.

При наличии господствующей системы трещин коэффициент сближения скважин увеличивают в случае расположения скважин параллельно основным трещинам и, наоборот, уменьшают при перпендикулярном расположении.

Пучковое расположение скважин. Это означает, что из одного места пробурено несколько вееров скважин в плоскостях с различными углами наклона (см. рис. IV.8). Пучковое расположение применяют в основном лишь для посадки потолочины и разрушения целиков. Взрывают скважины в пучке одновременно или с короткими задержками по веерам. По отбойке пучками скважин в очистной камере имеются лишь отдельные примеры (шахта «Южная» Нижне-Тагильского комбината).

Расположение скважин по отношению к проектным контурам отбойки. Наиболее ровная стенка получается при оконтуривании скважинами, расположенными в плоскости проектной границы или, при большом диаметре скважины, параллельно этой плоскости на расстоянии от нее около 0,1 л.н.с. (рис. IV.11). Если же очистное пространство оконтуривают торцами скважин, то во избежание сужения его необходим перебур на $0,2 \div 0,4$ л. н. с.

В случае отбойки до контактов залежи расположение буровых выработок и скважин зависит от характера контактов. Так, при четких ослабленных контактах почва бурового восстающего может быть совмещена с почвой залежи, что обеспечит отбойку до контакта без дополнительного разубоживания руды и ослабления боковых пород по сравнению с заглублением восстающего в лежащий бок. Торцы скважин не должны доходить до контакта висячего бока приблизительно на 0,1 л. н. с. во избежание подрыва пустых пород. При нечетком контакте буровой восстающий может быть заглублен в лежащий бок на $0,5 \div 1$ м с тем, чтобы оконтуривающие скважины располагались в плоскости контакта или близ него, как и при отбойке внутри рудного массива; скважины верхней части веера должны иметь перебур в породы висячего бока.

Диаметр скважин изменяется от $30 \div 40$ до $150 \div 200$ мм. При разработке сверхмощных месторождений ПО «Апатит» и «Сибруда» испытывают применение скважин увеличенной глубины $60 \div 100$ м с диаметром 200 мм и более.

Преимущественное применение на рудниках СССР имеют скважины диаметром 60—90 мм при средней крепости руды и диаметром 100—150 мм при крепкой руде.

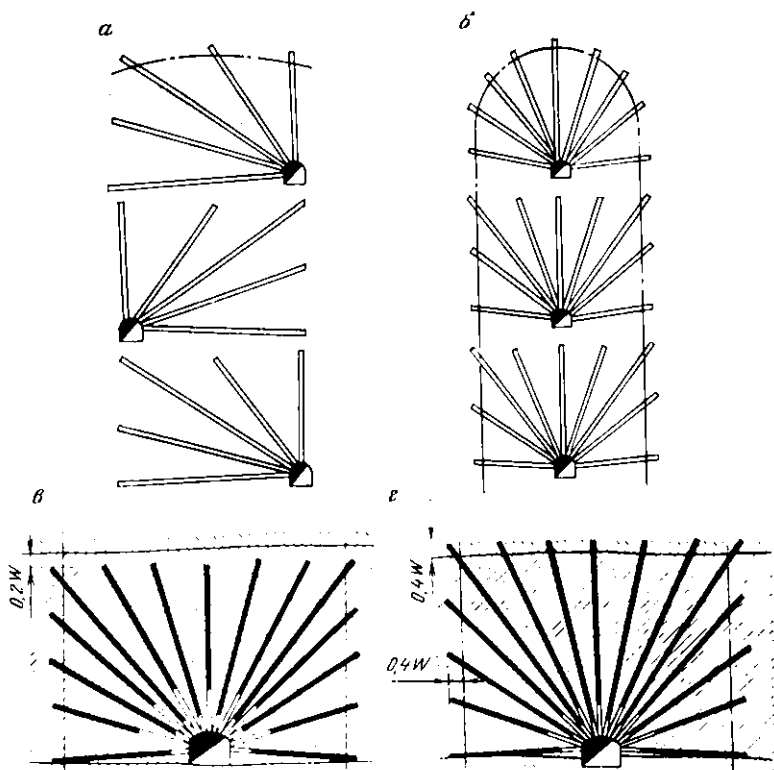


Рис. IV.11. Расположение скважин по условию оконтуривания выработки:

а — при подэтажной отбойке (вертикальный разрез поперек камеры), камеру оконтуривают торцами скважин и скважинами, расположенными по границе отбойки; *б* — то же, камеру оконтуривают торцами скважин; *в* — недобур при ослабленных контактах; *г* — перебур при прочных контактах

За рубежом применяют скважины диаметром 40—80 мм. В 70-х годах по опыту рудников СССР на ряде предприятий США, Канады и других стран перешли на большие диаметры скважин — 150—200 мм, которые бурят преимущественно погружными пневмоударниками.

При сравнении скважин большого (100 мм и более) и малого (менее 90 мм) диаметра следует учитывать, что:

с увеличением диаметра скважин (и соответствующим изменением способа бурения) объемная производительность бурения ($\text{см}^3/\text{смену}$), как правило, возрастает, например, в 2—3 раза при увеличении диаметра от 70 до 150—200 мм;

вместе с тем необходимый для определенного качества дробления удельный расход ВВ на отбойку при увеличении диаметра скважин изменяется по-разному в зависимости от трещиноватости руды: почти не возрастает при густой сетке тре-

шин, возрастает до 2—3 раз при монолитной руде, еще более при редкой сетке трещин в рудном массиве.

Из этих двух положений вытекает, что если с увеличением диаметра скважин изменять их расположение таким образом, чтобы выход негабарита не увеличивался (или почти не увеличивался), то производительность бурения в объеме отбитой руды упадет лишь при крупноблочной руде, несколько возрастет при монолитной руде и значительно возрастет при мелкоблочной структуре руд.

Дополнительно отметим следующее:

1) при малой мощности рудных тел с неправильной конфигурацией, а также вообще при отбойке руды в выработках небольшой ширины (до 2—5 м) достаточную точность выемочных контуров обеспечивает лишь уменьшенный диаметр скважин. Приблизительно можно считать, что для крепких пород $d \leq M/30$, а для пород средней крепости $d \leq M/50$ (M — мощность залежи или ширина очистного пространства);

2) с уменьшением диаметра скважин уменьшаются вызываемые взрывом нарушения в окружающем массиве;

3) предполагается, что в крупноблочной руде исключить или почти исключить выход негабарита можно только при малом диаметре скважин. В связи с более равномерным дроблением и более точной отбойкой по контурам снижаются потери и разубоживание руды.

Эти дополнительные обстоятельства, очевидно, говорят в пользу малого диаметра. Но есть и противоположные соображения, а именно:

при одновременном обрушении крупных массивов и уменьшенном диаметре скважин требуется слишком большое их число (например, 2500—4000 скважин для обрушения 500 тыс. т руды). Это очень усложняет взрывные коммуникации, увеличивает продолжительность заряжания, снижает надежность взрыва, а в итоге возрастает число отказов, уменьшается безопасность работ;

смещения пробуренных скважин, вызываемые производимыми поблизости взрывами или горным давлением, приводят к потере скважин мелкого диаметра, тогда как скважины большого диаметра нередко удается зарядить и при наличии смещений.

С учетом всех сравнительных достоинств и недостатков следует считать, что более широкое применение должен получить малый диаметр скважин, особенно выгодный или единственно приемлемый в следующих случаях:

при отбойке у контакта с закладкой;

при редкой сетке трещин, чтобы руда не обрушалась крупными отдельностями, которые при большом диаметре скважин оказались бы в интервалах между скважинами;

при малоустойчивой руде или вмещающих породах — во избежание законтурного разрушения;

при сравнительно небольшой мощности рудных тел, а также на нарезных работах (подсечка, образование выпускных выработок и т. п.);

если в очистном пространстве должны работать люди.

Скважины большого диаметра целесообразно применять при одновременном обрушении больших масс руды, близких к объему блока, а также при густой сети трещин.

В мощных залежах с крепкими монолитными рудами малый и большой диаметры скважин могут оказаться равноценными.

Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин. На рудниках ПО «Сибруда», «Кривбассруда» и др., разрабатывающих мощные крутые залежи крепких руд применяют скважины диаметром около 100 мм. Их располагают вертикально или с крутым наклоном по падению залежи, бурят сверху вниз (рис. IV.12). Комплект состоит из 9 (иногда от 4) до 27 скважин, расположенных на расстоянии около 200 мм одна от другой. Каждые 9 скважин выбуривают с одной установки переносного станка, поворачивая лишь его рукав.

Этот вариант за счет увеличения л. н. с. (до $7 \div 11$ м) позволяет уменьшить объем буровых выработок при достаточно широких (прочных) целиках между ними и пробурить сверху вниз все скважины до подсечных выработок, что освобождает скважины от воды.

Бурение скважин различают: штанговое (перфораторами с составными буровыми штангами), погружными пневмоударниками (вращатель работает около устья скважины), шарошечное, вращательное твердосплавными и реже алмазными коронками. Способы бурения скважин погружными пневмоударниками и подземного шарошечного бурения созданы в 1949—1955 гг. в СССР.

В шестидесятых годах в СССР начинают изготавливать мощные перфораторы с независимым вращением бура. С помощью таких перфораторов стало возможным штанговое бурение скважин по крепким породам на глубину до $25 \div 40$ м.

В семидесятые годы появилась возможность использовать для армировки коронок алмазы — как природные, так и синтетические.

Штанговое бурение — основной способ бурения скважин уменьшенного диаметра. Перфораторы применяют тяжелые, в основном с независимым вращением бура.

Из отечественных образцов машин для бурения скважин диаметром 50—70 мм и глубиной до 30 м в любом направлении по породам и рудам крепким и средней крепости используются преимущественно машины вращательно-ударного действия БУ-70У, СБУ-3к, КБУ-50М. Производительность машин КБУ-50 при бурении коронкой диаметром 56 мм по породам с коэффициентом крепости 12—14 составляет 50—60 м/смену. Для бурения веерных и параллельных скважин по породам крепким и средней крепости применяют некоторые из самоходных шахт-

ных буровых установок, используемых и для бурения шпуров (см гл. IV. § 5).

Производительность с т ь перфоратора (в относительных единицах) с независимым вращением бура при различной глубине и различных диаметрах характеризуется следующими величинами:

при диаметре 50, 60, 75 и 85 мм — соответственно 1,3; 1,0; 0,75 и 0,6; при глубине до 10, 15 20 и 50 м — соответственно 1,2; 1,0; 0,8 и 0,7.

На рудниках СССР используются также зарубежные самоходные буровые установки.

Для бурения скважин диаметром 51—70 мм на подземных рудниках США, Канады, Швеции, Австралии и других стран наиболее широко применяют мощные колонковые перфораторы с энергией удара до 260 Дж и диаметром поршня до 130 мм. Перфораторы (один, два или, реже, три) монтируются на манипуляторах самоходных пневмоколесных буровых установок (табл. IV.5). Производительность установки до 300—500 м/смену или 1000—2000 т/смену.

Один рабочий обслуживает одну установку, поскольку не все вспомогательные работы автоматизированы: обслуживание двухперфораторной (и, тем более, трехперфораторной) установки требует напряженного труда.

В отношении использования гидравлических перфораторов для скважин диаметром 50÷100 мм и автоматизации управления буровым оборудованием к бурению скважин относится все то, что сказано об этом выше применительно к бурению шпуров.

Бурение погружными пневмоударниками. Так называют бурение, при котором в скважину вводится только ударный механизм, а вращатель устанавливается около устья скважины. Этим устранен недостаток перфораторного (штангового) бурения скважин — поглощение силы удара инерцией колонки штанг. Способ предложен С. П. Юшко в 1949—1951 гг.

Основной объем бурения скважин на отечественных рудниках производят с помощью погружных пневмоударников станками НКР-100м (табл. IV.6), диаметр скважин 105÷110 мм, и станками ЛПС-3, диаметр 150 мм. Выпускаются пневмоудар-

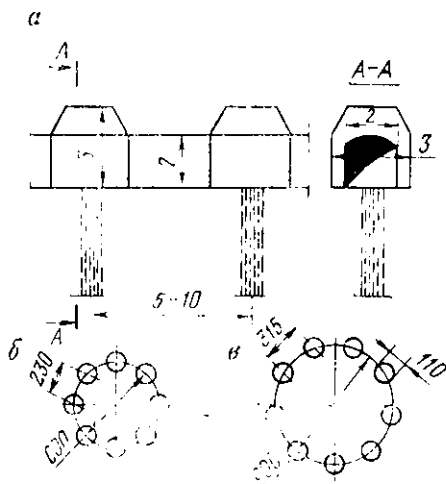


Рис. IV.12. Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин (ПО «Сиб-руда»):

а — общая схема; б — план комплекта диаметром 600 мм; в — то же, 900 мм

Таблица IV.5. Техническая характеристика некоторых самоходных пневмоколесных шахтных буровых установок зарубежных фирм (диаметр скважин 48—64 мм, глубина бурения 30 м, число бурильных машин — 2)

Показатели	Модель, фирма, страна			
	«Симба-22», «Атлас—Копко», Швеция	«Симба-26», «Атлас—Копко», Швеция	«Фэн Дрил», «Гарднер—Дейвер», США	«Симба—Н221», «Атлас—Копко», Швеция
Минимальные размеры буровой выработки (ширина×высота), м Тип бурильной машины	4×3 Перфораторы ВВС-100 или ВВС-120	4×3 Перфораторы ВВС-100 или ВВС-120	4,3×3,2 Перфоратор ДН-123 с энергией удара 26 Дж 1,5 Дизель	4×3 Гидроперфоратор
Усилие подачи, кН Тип привода хода	8 Пневмодвигатель	8 Пневмодвигатель	— Дизель	— Электрический кабельный
Масса, кг Средняя производительность бурения, м/смену	3500 280	2800 180	6800 —	9400 —

ники ПБ-85 для бурения скважин диаметром 85 мм (при диаметре менее 75÷80 мм значительно уменьшается энергия единичного удара, а многопоршневые конструкции создать затруднительно).

Отечественные станки с погружными пневмоударниками в основном смонтированы на распорных колонках, вращатель — пневматический. Создан самоходный буровой станок ПКР-80 на пневмоколесном ходу конструкции НИГРИ.

Производительность станков при бурении скважин диаметром 100 мм в направлении от вертикального вниз до наклонного вверх с углом наклона не более 30° на глубину до 50 м по породам с коэффициентом крепости 4÷6, 10÷14 и 19÷20 составляет соответственно 40, 15 и 5 м/смену.

Увеличение глубины скважины снижает скорость бурения в связи с ростом продолжительности спуско-подъемных операций, повышением затрат энергии на преодоление трения штанг о стенки скважин, а при бурении вверх снижает давление инструмента на забой, что снижает скорость, например, на 20÷40 % при глубине до 40÷50 м.

Для современных конструкций пневмоударников оптимальное давление сжатого воздуха 0,5÷0,7 МПа, так как при большем давлении учащаются поломки инструмента.

Пути повышения производительности бурения: улучшение качества металлов и твердого сплава, а также технологии изготовления машин и инструментов; высокая механизация и ав-

Таблица IV. 6. Техническая характеристика некоторых отечественных буровых станков

Показатели	Модель, завод-изготовитель.			
	НКР-100м, Криворожский завод «Коммунист»	БШ-145М Восток- машзавод	БУ-705, Поваровский завод	СБУ-50Э*, СКБ СГО
Способ бурения	Погружным пнеумоудар- ником	Шарошеч- ное	Вращательно-ударное	
Минимальные размеры буровой выработки, м:				
ширина	2,6	3,0	2,3	2,5
высота	2,6	3,0	2,3	2,5
Диаметр скважин, мм	95—105	145	60—70	52—65
Глубина бурения, м	50	До 100	50	25
Направление бурения	Круговой веер	Верхняя полусфера	Вертикаль- ный веер	Круговой веер
Тип бурильной маши- ны	Пнеумоудар- ники П-1-75, М-49 и другие	—	БГУ, БГВ-70	Гидропер- форатор
Масса, кг	350	1800	720	5000
Производительность бурения, м/смену	4—15	10—20	20—50	—

* Самоходный на пневмошнурном ходу.

томатизация вспомогательных операций, которые занимают 20÷40 % общего времени работы; широкое применение самоходных пневмоколесных кареток.

Буровые камеры для бурения горизонтальных скважин станками НКР-100м должны быть высотой не менее 2 м, шириной 3÷3,5 м, а длиной не менее 2,5 м. При бурении восходящих или нисходящих скважин высота буровой камеры (бурового штрека, орта) должна быть 3÷3,5 м, ширина — не менее 2,5 м.

Перед началом работы маркшейдер согласно паспорту буровзрывных работ определяет в забое места устьев скважин и основную линию для отсчета углов в горизонтальной плоскости. Углы в вертикальной плоскости устанавливаются обычно с помощью угломера бурильщиком по заданным величинам.

Для уменьшения отклонения скважин от проектного направления распорная колонка станка должна точно устанавливаться вертикально в обеих взаимно перпендикулярных плоскостях с помощью отвеса и горного компаса. Разрабатываются технические средства повышения точности бурения.

Два человека обслуживают обычно два или три станка и лишь в виде исключения — один станок, если он работает в удаленном забое.

Погружные пневмоударники применяют главным образом в крепких породах при глубине скважин более 10÷12 м (при меньшей глубине эффективнее штанговое бурение).

На зарубежных рудниках применяют станки для бурения погружными пневмоударниками взрывных и вспомогательных скважин диаметром 80—200 мм и глубиной до 150 м. Как правило, станки самоходные на гусеницах с дизельным или электрическим приводом хода и гидроприводом для вращения бурового става.

На отечественных рудниках испытываются пневмоударные расширители РС скважины диаметром 105 мм до 212, 250, 320 мм (конструкция ИГД СО АН СССР). Испытывается также плазменное расширение скважин,— достигнуто увеличение объема скважин диаметром 100 мм в 4—9 раз за счет создания котловой полости или увеличения диаметра.

Шарошечное бурение скважин заимствовано из нефтяной промышленности. Для подземной отбойки руд использовать его предложил И. М. Бирюков в 1949 г. В отличие от нефтяной, в горнорудной промышленности применяются меньшие диаметры скважин и промывочная вода (вместо глинистых растворов), а шарошечные долота армируются твердым сплавом.

Наиболее распространен станок БШ-145 института Гипромашобогатение.

Глубина скважин достигает 50—60 м, а в опытном порядке до 100 м (при диаметре 145 и 214 мм). При максимальной глубине искривление скважин составляет 2—2,5 м. Для бурения нисходящих скважин рудники вносят в станок конструктивные изменения, скорость бурения нисходящих скважин снижается на 15—20 % в связи с худшей очисткой забоя скважины от продуктов разрушения пород.

Шарошечные станки серийного выпуска переносные, применяются для бурения глубоких скважин диаметром 150 мм, преимущественно в очень крепких породах.

Каждый шарошечный станок обслуживается двумя рабочими, два станка — тремя рабочими.

С 1984 г. планируется выпуск гусеничного самоходного станка БШ-200С для бурения скважин диаметром 200÷250 мм и глубиной 50÷80 м. При испытаниях производительность станка составила 15 м/смену, что по объему отбойки в 5÷÷6 раз выше против диаметра скважин 105 мм.

Преимущества шарошечного бурения по сравнению с погружными пневмоударниками:

- меньше запыленность атмосферы и меньше шум при работе станка;

- более высокая (в 2÷3 раза) производительность станка по очень крепким породам;

- меньший износ долот по диаметру и более высокая стойкость их;

- меньшая стоимость бурения на 1 м³ отбитой руды.

Преимущества бурения скважин погружными пневмоударниками по сравнению с шарошечным бурением (переносными станками в обоих случаях):

более легкое и транспортабельное оборудование;

меньшее число обслуживающих рабочих;

более широкая область возможного применения, включая залежи ограниченной мощности с неправильным залеганием, где приемлемый диаметр скважин не превышает 110 мм.

В силу указанной сравнительной оценки бурение погружными пневмоударниками распространено значительно шире шарошечного. Безусловные преимущества оно имеет на подэтажах, когда доставка станка к месту работ затруднена, а также при бурении параллельных и одиночных скважин, требующем частых передвижек станка. Шарошечное бурение диаметром 150 мм конкурентоспособно при бурении вееров скважин в весьма крепких рудах.

Вращательное бурение твердосплавными коронками применяют при коэффициенте крепости пород до $6 \div 8$. Продукты разрушения удаляются из скважины водой. Для бурения диаметром $45 \div 80$ мм применяют станки СВБ-50, СВБ-80 и др. Коронки используют, как правило, торцевого резания, армирование пластинчатыми или цилиндрическими вставками твердого сплава ВК-15, ВК-8, ВК-11. Производительность станка $120 \div 150$ м/смену.

Точность бурения скважин. Отклонение скважин малого диаметра достигает $12 \div 15\%$ их длины, что является основной причиной негабарита при отбойке. Работают над приборами и устройствами, которые позволили бы уменьшить отклонение до $2 \div 3\%$ и контролировать направление скважин в процессе бурения.

Таблица IV.7. Основные условия применения различных способов бурения взрывных скважин

Бурение	Коэффициент крепости пород (или пропластков)	Глубина бурения, м	Диаметр скважин, мм
1. Штанговое			
а) вращательно-ударное с независимым вращением бура	Любой	До 25—30, редко до 50	40—85
б) ударно-поворотное (перфораторами с геликоидальным стержнем)	До 15	До 10—15	40—85
2. Погружными пневмоударниками	Более 8	15—50	В основном 100, реже 150
3. Шарошечное	Более 8	15—100	150, в перспективе 200—250
4. Вращательное твердосплавными коронками	До 8	10—40	80—100

Выбор способа бурения скважин часто очевиден по общим соображениям (табл. IV.7), но может производиться и на основе экономического сравнения приемлемых в рассматриваемом случае способов по сравнительным затратам на проведение буровых выработок, бурение, зарядание, взрывания, доставку и вторичное дробление руды плюс сравнительный экономический ущерб от потерь и разубоживания руды.

Зарядание и взрывание скважин. В основном используют гранулированные ВВ, а при малом диаметре скважин — водонаполненные ВВ. Для зарядания скважин гранулированными ВВ используют пневмозарядчики (см. рис. IV.6), различные по принципу действия и условиям применения в части глубины и угла наклона скважин. Скважины диаметром до 150 мм и глубиной до 50 м заряжают пневматическими зарядчиками непрерывного или циклического действия (табл. IV.8).

К первым относятся, в частности: барабанные УЗС-1500, УЗС-6000, (рис. IV.13), УЗДМ-1, типа ПРН; многопоршневые типа МПД. Зарядчики циклического действия: ВАХШ-5, ПЗЛ, КНВВ.

Зарядчики непрерывного действия имеют барабанный или многопоршневой дозатор и смесительную камеру, где образуется взрывчатая смесь «ВВ — сжатый воздух». При относительно небольшой массе эти зарядчики обеспечивают высокую производительность.

Таблица IV.8. Техническая характеристика пневматических зарядчиков для зарядания гранулированными ВВ скважин с любым углом наклона (кроме ПРН-10)

Показатели	ПЗЛ-100	УЗС-6000	УЗДМ-1	ПРН-10 *	МПД-2
Действие	Циклическое	Непрерывное	Непрерывное	Непрерывное	Непрерывное
Производительность, кг/мин	100	100	133	До 150	До 300
Диаметр скважин, мм	105	60—105	105	105	105
Плотность зарядания, г/см ³	1—1,15	1,15—1,2	1,0—1,2	1,0—1,2	1,0—1,2
Габариты, мм:					
длина	600	1350	1700	1090	1475
ширина	600	700	1000	1100	440
высота	920	1000	1150	930	357
Масса, кг	60	550	1000	180	88
Организация, сконструировавшая зарядчик	Ленингорский полиметаллический комбинат	НИПИГормаш		КазПТИ	

* Рассчитан на зарядание восходящих скважин с углом наклона к горизонту не более 45°.

В камерных зарядчиках ВВ под давлением сжатого воздуха подается из камеры в трубопровод. Зарядчики с камерой большого объема имеют значительную массу и смонтированы на тележках с рельсовым ходом.

Пневматические зарядчики могут транспортировать ВВ по дюралюминиевым трубам и гибким полиэтиленовым шлангам на расстояние до 200÷250 м и более под любым углом наклона.

Карпинский машиностроительный завод производит зарядные машины ЗМБ-1 и ЭМБС-2 для доставки ВВ на расстояние до 250 м и для заряжания скважин глубиной до 50 м.

Полиэтиленовые шланги во избежание опасного накопления на их поверхности статического электричества должны быть полупроводящими (удельное сопротивление $10^3 \div 10^4$ Ом). При этом должны быть предусмотрены средства для снижения потенциала статического электричества. Обязательна маркировка шлангов, предназначенных для заряжания, так как по внешнему виду они мало отличаются от шлангов другого назначения.

Диаметр шланга находится в пределах 35÷40 мм, и должен быть не более 50 мм, так как иначе жесткость шлангов увеличивается, что затрудняет обращение с ними. При диаметре скважины менее 40 мм используют вместо шланга тонкостенные алюминиевые трубы диаметром, равным половине диаметра скважины.

Зарядный шланг вводят в скважину так, чтобы его конец находился на расстоянии 0,6÷1,2 м от забоя скважины. При подаче сжатого воздуха в смесительную камеру образуется аэрозоль, которая по шлангу поступает в скважину. По мере заполнения скважины зарядный шланг извлекают из нее.

Сменная производительность труда при пневмозаряжании составляет 1000÷2500 кг/чел.

Универсальная смесительно-зарядная установка УЗДМ-1 может быть использована также для приготовления игданита. Она имеет рельсовый ход и дает высокую производительность заряжания.

Добавление в ВВ воды в количестве 2—3 % позволяет повысить плотность заряда ВВ в скважине, уменьшает потенциал статического электричества, снижает запыленность рудничной атмосферы и устраняет просыпь при заряжании снизу вверх даже вертикальных скважин увеличенного диаметра. Большое

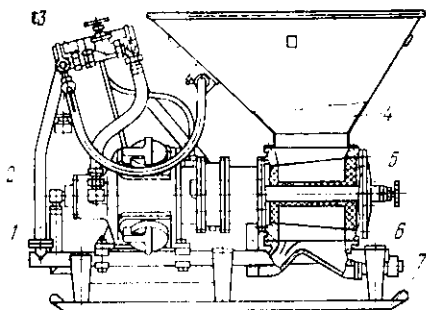


Рис. IV.13. Пневмозарядчик для скважин УЗС-6000:

1 — пневмодвигатель; 2 — редуктор; 3 — пульт управления; 4 — бункер; 5 — ротор; 6 — смесительная камера; 7 — салазки

содержание влаги приводит заряд в кашцеобразное состояние.

Патрон-боевик в заряде размещают обычно со стороны торца или устья скважины. Его подают в скважину той стороной вперед; с которой введен в него детонатор. Практикуется прокладка ДШ вдоль всего заряда. Для инициирования обычно применяют электродетонаторы мгновенного действия (ЭД-8-Э, ЭД-8-Ж, ЭД-8-П), короткозамедленного действия с замедлением 25, 50, 75, 100, 150, 250 мс (ЭДКЗ) и с замедлением 0,5; 0,75; 1; 2; 4; 6; 8; 10 с (ЭДЗД).

Исследуются возможности более полного использования энергии взрыва за счет полостей в зарядах. На рудниках Кривбасса по предложению НИГРИ при зарядании скважин гранулированными ВВ оставляют в заряде осевую полость, применяя для этого специальную насадку с выступающим стержнем. При диаметре скважин 105 и 55 мм диаметр полости соответственно 45 и 20 мм. Расход ВВ снижается на 20 % при постоянном или лучшем качестве дробления руды, улучшается действие зарядов в торцах скважин, надежнее обеспечивается полная детонация заряда.

Расчет параметров скважинной отбойки. Диаметр скважин обычно принимают единый для всего рудника, либо один уменьшенный — для образования выпускных траншей и подсечки блоков, а другой увеличенный — для отбойки основного запаса блока. Тип ВВ, конструкцию заряда, порядок взрывания, интервалы замедления выбирают на основе практики по инженерным соображениям.

Такие элементы, как веерное или параллельное расположение скважин, восходящее или нисходящее бурение, наибольшая глубина скважин, расстояние крайних скважин от проектного контура отбойки, перебур и т. п., устанавливаются для данных горнотехнических условий на длительный период на основе технико-экономических расчетов и соображений, изложенных выше.

Объектами технического расчета конкретного взрыва определенной части массива являются: линия наименьшего сопротивления (л.н.с.); расстояние между скважинами в ряду при параллельном расположении или между концами веерных скважин (см. рис. IV.7).

По аналогии со шпуровой отбойкой линия наименьшего сопротивления (м)

$$W = 28d \sqrt{\frac{\delta k_3}{qm}}, \quad (\text{IV.9})$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; d — диаметр скважин, м; $\delta \approx 1$ — плотность заряда в скважине, г/см³; k_3 — коэффициент заполнения скважины ВВ; $m = a/W$ — коэффициент сближения

скважины (a — расстояние между скважинами в ряду или концами скважин в веере).

Для параллельных скважин $k_3 = 0,9 \div 0,95$, для веерных — $0,7 \div 0,8$. m принимается равным от $1 \div 1,2$ при замедлении по скважинам до $3 \div 4$ при порядном взрывании, обычно — $1,6 \div 2,0$.

Для конкретных условий удельный расход ВВ может быть определен по методике проф. Б. Н. Кутузова:

$$q = q_0 k_{вв} k_{тр} k_y k_{зар} k_d k_{расп}, \quad (IV.10)$$

где q_0 — эталонный расход ВВ в породах данной крепости, кг/м³. По данным автора $q_0 = 0,065f$, кг/м³ ($0,065$ — эмпирический коэффициент; f — коэффициент крепости по Протодюкову); $k_{вв}$ — коэффициент работоспособности ВВ; $k_{тр}$ — коэффициент трещиноватости руды,

$$k_{тр} = a_{тр}^{n_1},$$

здесь $a_{тр}$ — среднее расстояние между трещинами в массиве, м; n_1 — эмпирический коэффициент, $n_1 \approx 0,5$; k_y — коэффициент условий отбойки. При одной обнаженной плоскости $k_y = 1$, при двух обнаженных плоскостях — $0,7 \div 0,9$; $k_{зар}$ — коэффициент влияния способа зарядания. При пневмозарядании $k_{зар} = 0,9 \div 0,95$; при ручном зарядании $k_{зар} = 1$; k_d — коэффициент, учитывающий диаметр скважин

$$k_d = \left(\frac{d}{0,105} \right)^{n_2},$$

здесь $n_2 = 0,33 \div 0,5$, большие значения относятся к монолитным и крупноблочным рудам, т. е. с редким расположением трещин; $k_{расп}$ — коэффициент, учитывающий расположение скважин.

По данным автора, при отбойке параллельными скважинами и $a/M \leq 7$ (где a — расстояние между скважинами, принимается ориентировочно, M — длина ряда) $k_{расп} = 1$; при $a/M > 7$ $k_{расп} = 1 + a/M$; при веерном расположении скважин — $1,2 \div 1,3$; при пучковом расположении — $1,4 \div 1,5$.

Практические данные и обобщенные показатели скважинной отбойки приведены в табл. IV.9.

Улавливание бурового шлама. Буровой шлам загрязняет откаточные и другие выработки. А если в блоке, где бурят, начинают взрывать скважины, то вода с буровым шламом попадает в отбитую руду, а это создает опасность прорыва большой массы мокрой руды при погрузке вагонов. При использовании глухих вагонов зашламленная мокрая руда попадает в бункера и при погрузке скипов также возможна авария. Из вагонов с откидной стенкой или откидным днищем вода с буровым шламом вытекает по пути и загрязняет выработки. Поэтому необходимо улавливать буровой шлам. На многих рудниках перепускают воду из буровой выработки по специальной

Таблица IV.9. Примерные величины удельного расхода ВВ при скважинной отбойке в средних условиях

Коэффициент крепости руды	Диаметр скважин, мм	Расход ВВ, кг/м ³	Коэффициент крепости руды	Диаметр скважин, мм	Расход ВВ, кг/м ³
6—8	5	0,4	12—16	100	1,6
	70	0,5		150	1,8
	100	0,7	18—20	50	1,2
	150	0,8		70	1,4
12—16	50	1,0		100	1,8
	70	1,2		150	2,1

скважине в нижележащую выработку, служащую отстойником. Для этого ее заперемычивают почти на всю высоту, и в ней оседает буровой шлам. В качестве отстойника используют какую-либо ненужную выработку или проходят специальную выработку. Необходимый объем шламоотстойной выработки определяют из расчета 1,5—4 м³ на 1000 м³ объема разбуриваемого массива, например в Кривбассе — 2,2 м³ на 1000 м³ объема.

Шламоотстойники общешахтные проходят обычно вне рудного тела с уклоном около 10°. В отстойник из всех забоев откачивают зашламленную воду грязевыми насосами по шлангам диаметром 50—75 мм. Патрубок для отвода осветленной воды пропущен через бетонную перемычку.

На ряде рудников ПО «Сибруда» заканчивают по возможности все буровые работы в блоке до начала взрывания скважин. Вода от промывки скважин стекает в откаточные выработки и в них в районе блока оседает шлам. По окончании бурения очищают выработки от шлама погрузочной машиной (на рельсовом ходу) и лишь после этого приступают к взрыванию и выпуску руды в данном блоке.

Сравнительная оценка и область применения скважинной отбойки. По сравнению со шпуровой в два-три раза увеличивается производительность труда на отбойке; обеспечивается взаимозависимость во времени бурения, взрывания и доставки руды; повышается безопасность работ по бурению и взрыванию по сравнению с отбойкой шпурами из больших очистных пространств; можно отрабатывать руды даже невысокой устойчивости без закладки и крепления очистного пространства (отбитую руду тогда выпускают через выработки в основании блока); уменьшается запыленность воздуха и повышается обшая культура труда.

Недостатки скважинной отбойки: худшее дробление руды за счет расширения сетки расположения зарядов (по сравнению со шпурами); меньшая точность отбойки на контурах и, как следствие, дополнительные потери и разубоживание руды у контактов залежи, что особенно ощутимо при малой

мощности залежи; невозможность применения при системах разработки, которые требуют вынимать руду небольшими участками (меньшими, чем глубина скважины); увеличивается законтурное разрушение массива пород.

Для применения скважинной отбойки необходимо, чтобы мощность залежи была не менее 5—8 м во избежание больших потерь и разубоживания руды в связи с неточностью отбойки по контактам залежи. В виде исключения при очень правильных контактах иногда отбивают руду скважинами при мощности $3 \div 2$ м.

Другое ограничение: скважинную отбойку применяют, как правило, в том случае, если в очистном пространстве не работают люди. В иных случаях обычно безопаснее шпуровая отбойка, меньше нарушающая окружающий массив.

§ 7. ОСОБЕННОСТИ СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКИ РУДЫ В ЗАЖИМЕ

Отбойкой в зажиме (рис. IV.14) называется отбойка на контактирующую вплотную с забоем отбитую руду или обрушенную вмещающую породу (так называемый зажимающий материал). Свободного пространства около взрываемого массива не имеется совсем или имеется не более 10—20 % объема взрываемого массива. Поэтому взорванная руда увеличивается в объеме в основном за счет уплотнения зажимающего материала.

Руду в зажиме отбивают взрывными скважинами (можно и минными зарядами, но последние вообще применяются редко).

Долгое время считали возможной отбойку лишь на свободное пространство, объем которого достаточен для компенсации увеличения объема взрываемого массива при разрыхлении взрывом (не менее $\frac{1}{3}$ объема этого массива).

В 1954 г. в ПО «Апатит» вынуждены были произвести крупный взрыв минными зарядами в условиях зажима и получили удовлетворительные результаты, после чего перешли на отбойку руды в зажиме минными зарядами, обоснование которой дано проф. М. Д. Фугзаном. Удовлетворительные результаты объяснили тогда тем, что относительный объем минных и подсечных выработок (составлявший лишь около 12 %) оказался тем не менее достаточным для компенсации разрыхления руды взрывом. Такая трактовка не позволяла перенести опыт минной отбойки в зажиме на скважинную, при которой отсутствуют какие-бы то ни было компенсационные выработки во взрываемом массиве.

Положение изменила новая трактовка, предложенная автором и состоящая в том, что увеличение объема взрываемой в зажиме руды может происходить за счет уплотнения зажи-

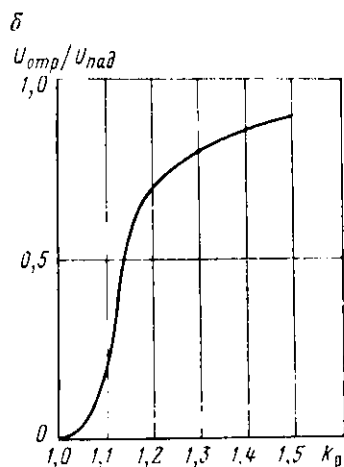
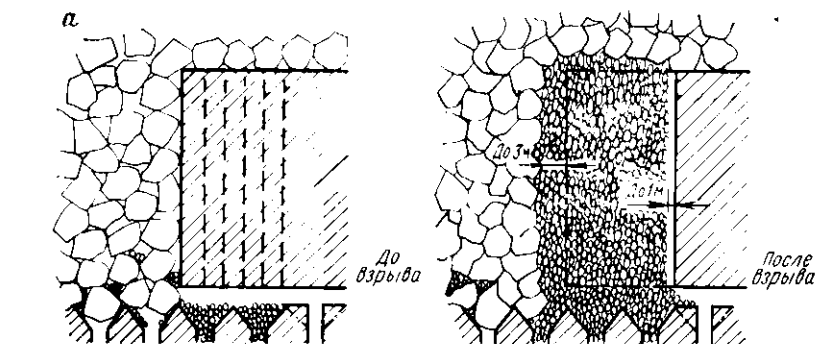


Рис. IV.14. Отбойка руды в зажиме:

а — схема; б — зависимость коэффициента отражения энергии взрывной волны $U_{отр}/U_{пад}$ от коэффициента разрыхления k_p зажимаемого материала

мающего материала. В этом случае компенсационных выработок в массиве не требуется, поэтому в зажиме возможна и скважинная отбойка.

Исследования возможности отбойки руды в зажиме взрывными скважинами начаты Московским горным институтом совместно с Зыряновским свинцовым комбинатом в 1956 г. С 1962—1963 гг. этот метод отбойки становится основным на многих рудниках.

Отбойка руды в зажиме взрывными скважинами рассматривается ниже на основании исследований, выполненных под руководством автора (по предложению его и Ю. П. Вороненкова) Р. М. Гамбургом, И. К. Жаксыбаевым, М. Л. Жигаловым, И. В. Плаксой, А. И. Пустоваловым. С этим методом отбойки связаны существенные явления.

Рассмотрим их, чтобы потом представить себе картину в целом. Количественная характеристика дается применительно к крепкой руде, мощности залежи не менее 20—25 м; диаметр взрывных скважин 100—150 мм.

Распределение энергии взрывной волны на контакте массив—зажимающий материал. Известно, что при наличии открытого пространства действуют на обнаженную поверхность на первой фазе взрыва ударные волны напряжений. Основное разрушение в крепких породах вызывает волна растяжения, отраженная от обнаженной поверхности массива, причем энергия прямой (падающей) волны почти полностью переходит в энергию отраженной волны. Отделившиеся куски выбрасываются в открытое пространство. На второй фазе под давле-

нием расширяющихся газов раскрываются образовавшиеся в массиве трещины и отбрасываются отделившиеся части массива. При соударении кусков и ударах их о стенки блока часть кусков дополнительно раскалывается.

При отбойке в зажиме поверхность забоя контактирует с зажимающим материалом.

Известно, что при переходе упругой волны из одной среды в другую коэффициент отражения энергии падающей волны

$$\frac{U_{\text{отр}}}{U_{\text{пад}}} = \left(\frac{\gamma_1 c_1 - \gamma_2 c_2}{\gamma_1 c_1 + \gamma_2 c_2} \right)^2, \quad (\text{IV.11})$$

где $U_{\text{пад}}$ — энергия падающей волны; $U_{\text{отр}}$ — энергия отраженной волны; γ_1 , γ_2 — плотность соответственно массива и зажимающего материала; c_1 , c_2 — скорость распространения упругих волн соответственно в массиве и зажимающем материале.

Величины γ_2 , c_2 зависят от коэффициента разрыхления зажимающего материала, который может изменяться за счет уплотнения материала предшествующим взрывом и предварительного выпуска части материала.

Как показывает эксперимент, c_2 резко возрастает с увеличением плотности зажимающего материала.

Для γ_2 эта зависимость устанавливается расчетом, для c_2 — экспериментально. Для примера укажем, что при уменьшении k_p от 1,5 до 1,1 скорость c_2 возрастает более чем в 12 раз.

На основании полученных данных по приведенной выше формуле найдена зависимость $U_{\text{отр}}/U_{\text{пад}}$, изображенная на рис. IV.14. При нормальном разрыхлении зажимающего материала ($k_p = 1,3 \div 1,4$) основная доля энергии прямой волны (75—90 %) идет на дробление массива, тогда как при уплотненном материале ($k_p = 1,1 \div 1,15$) энергия отраженной волны составляет лишь 10—50 % энергии прямой волны. Таким образом, при взрывании первого ряда скважин можно иметь лишь небольшие потери энергии взрывной волны в зажимающем материале, если он нормально разрыхлен.

Следовательно, надо за счет частичного выпуска создавать нормальное разрыхление зажимающего материала перед отбойкой и взрывать лишь такое число рядов, при котором этот материал не будет слишком уплотнен.

Уплотнение зажимающего материала взрывом. Зажимающий материал под действием взрыва уплотняется в основном за счет уменьшения пористости при смещении кусков породы. Последнее становится возможным в связи со скалыванием и раздавливанием углов и выступов кусков под действием ударной нагрузки.

Смещение зажимающего материала у забоя после взрыва первого ряда скважин составляет 2—2,5 м и достигает 3 м при взрывании 4—5 рядов (или трех рядов из комплектов параллельно сближенных скважин), а в дальнейшем прекращается.

Уплотнение происходит в зоне шириной 25—30 м от забоя (и до 60—80 м при средней крепости руды в весьма мощных залежах), а если ширина зоны зажимающего материала меньше этой величины, то и смещение его у забоя будет меньше, чем указано выше.

У вновь образованного забоя создается просвет — узкое свободное пространство. Это отчетливо зафиксировано и в натуре, и на взрывных моделях. Ширина просвета после взрывания одного ряда скважин составляет около 1 м. При многорядном взрывании просвет на короткое время образуется после взрывания каждого ряда, но в связи с разрыхлением отбиваемой руды ширина просвета по мере увеличения числа взорванных рядов будет уменьшаться и настанет такой момент, когда просвета образовываться не будет. С этого момента забой вплотную контактирует с уплотненным предшествующими взрывами зажимающим материалом, что делает неэффективной работу следующего ряда скважин.

Эффект удара взрывающей руды через просвет о руду, отбитую предшествующим рядом скважин. При взрывании второго ряда скважин с замедлением массив разрушается ударной волной в условиях наличия свободной поверхности (если пренебречь противодавлением газов, скопившихся от взрыва первого ряда). Слой руды отрывается от массива и с огромной скоростью ударяется через просвет об уплотнившуюся руду, отбитую первым рядом скважин, т. е. практически о жесткую преграду.

Напряжения, возникающие при ударе, могут быть определены из условия равенства количества движения импульсу силы:

$$mv = Ft, \quad (IV.12)$$

где v — скорость движения слоя руды в момент удара, м/с; F — сила удара, даН; t — продолжительность действия удара, с; m — масса отбиваемого слоя, кг.

$$m = LS\gamma, \quad (IV.13)$$

где L — толщина слоя (линия наименьшего сопротивления), м; S — общая площадь слоя руды, м²; γ — плотность руды, кг/м³.

В свою очередь,

$$\sigma = \frac{F}{Sk}, \quad (IV.14)$$

где σ — напряжение в слое руды в момент удара, даН/м²; k — коэффициент плотности контакта, учитывающий относительную площадь соприкосновения отбиваемого слоя руды с кусками зажимающего материала (в долях единицы).

Из последних трех формул следует, что

$$\sigma = \frac{L\gamma v}{tk} \quad (IV.15)$$

По этой формуле при $L=3$, $\gamma=2800$ кг/м³, $v=20\div 50$ м/с, $k=0,02\div 0,05$, $t=0,01$ с получается, что напряжение в слое руды в момент удара об отбитую ранее руду достигает 10—20 тыс. МПа, т. е. в несколько раз превышает предел прочности массива горных пород. Следовательно, удар имеет достаточную силу, чтобы вызвать дополнительное дробление и взрыванной руды, и зажимающего материала, т. е. отбитой руды по другую сторону просвета.

Этот положительный эффект используется до тех пор, пока образуется просвет и пока противодействие взрывных газов не слишком велико.

Сущность явлений, связанных с отбойкой руды в зажиме. Восстановим теперь картину отбойки в зажиме в целом при многорядном короткозамедленном взрывании скважин (рис. IV.15).

При взрывании первого ряда скважин в зажиме часть энергии прямой волны (около 25 %) переходит в зажимающий материал. Соответственно уменьшается энергия отраженной волны, которая дробит массив в первой фазе.

С другой стороны, подпор забоя зажимающим материалом замедляет (примерно в 1,5 раза) образование трещин в массиве, что увеличивает продолжительность действия вызванных взрывом напряжений и тем самым улучшает дробление руды. Точечный характер контакта массива руды с зажимающим материалом также может несколько улучшить качество дробления.

За счет волны напряжений в первую очередь образуется трещина по линии, соединяющей заряды (так как по ней происходит столкновение

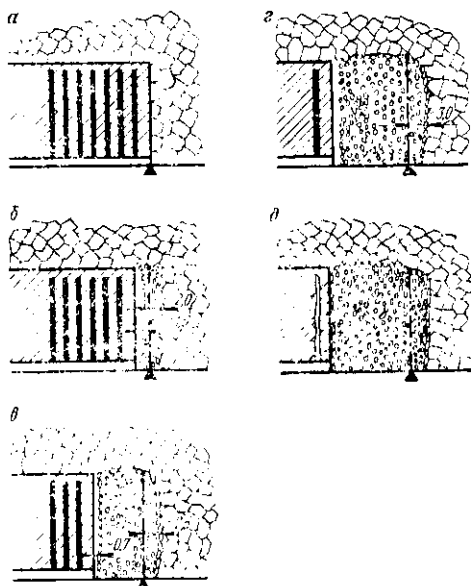


Рис. IV.15. Схема многорядной скважинной отбойки в зажиме:

а — до взрыва; б, в — после взрыва одного и четырех рядов скважин (между массивом и рудой образуется просвет); г — после взрыва шести рядов скважин (просвет не образуется); д — после взрыва седьмого ряда (прострел скважин)

ударных волн от соседних зарядов, что создает «пиковые» участки напряжений по этой линии).

Во второй фазе расширяющиеся газы раздвигают трещину до образования щели. Отрыв слоя происходит как бы плитой, на которую расширяющиеся газы оказывают поршневое действие, препятствуют разрыхлению руды и перемещают ее. Под действием плиты зажимающий материал уплотняется, смещение у контакта достигает приблизительно 2,5 м. Руда перемещается в стесненных условиях, в связи с чем происходит дополнительное дробление ее и зажимающего материала за счет части той энергии, которая при отбойке на открытое пространство израсходовалась бы на отброс руды. Поэтому во второй фазе качество дробления руды при отбойке в зажиме улучшается по сравнению с отбойкой на открытое пространство.

Значит, в итоге при взрывании первого ряда (а следовательно, и при однорядной отбойке) наличие зажима оказывает и положительное, и отрицательное влияние на дробление руды, эти факторы, как показывает опыт, в основном взаимно компенсируются.

При взрывании второго и последующих рядов скважин образуется на короткое время просвет между вновь образованным забоем и отбитой рудой. Благодаря этому при взрыве очередного ряда энергия падающей волны почти полностью превращается в энергию отраженной волны (если пренебречь противодавлением взрывных газов).

Слой оторванной от массива руды ударяется с огромной скоростью об уплотнившуюся руду, отбитую предшествующим рядом скважин, в результате происходит дополнительное дробление. (При многорядном взрывании с миллисекундным замедлением на открытое пространство происходит соударение летящих кусков руды; однако в этом случае энергия, расходуемая на разрушение, прямо пропорциональна лишь разности квадратов скоростей кусков, летящих примерно в одном направлении).

В связи с сопротивлением со стороны зажимающего материала и противодавлением газов увеличивается продолжительность действия в массиве напряжений, вызванных взрывом, что также способствует более полному использованию его энергии.

Зажимающий материал дополнительно уплотняется, но уже немного; максимальное смещение у забоя достигает приблизительно 3 м после взрывания 4—5 рядов.

Таким образом, при многорядном взрывании с отбойкой в зажиме дробление руды улучшается по сравнению с отбойкой на открытое пространство, но лишь до известного предела. По мере увеличения числа отбиваемых рядов просвет у забоя постепенно исчезает. Зажимающий материал, как и для первого ряда, начинает подпирать забой, но теперь этот материал уплотнен до предела (коэффициент разрыхления 1,1). От та-

кого материала отражается лишь около 20 % энергии падающей волны и отрыва руды не происходит. Даже при наличии просвета давление газов, скопившихся от предшествующих взрывов, может возрасти настолько, что заметно снизит скорость летящих кусков и, следовательно, уменьшит эффект их удара о жесткую преграду.

Отбойке в зажиме свойственны не только положительные, но и отрицательные явления. Во-первых, расширение газов под огромным давлением в стесненных условиях вызывает выброс части отбитой руды в буровые выработки, соединенные с очистным пространством.

Во-вторых, в связи с тем, что при взрывании последних рядов скважин массив руды находится под высоким давлением газов, скопившихся от предшествующих взрывов, ударная взрывная волна может нарушать массив в направлении, обратном линии удара скважин. Казалось бы, ударная волна сжатия должна вызвать одинаковые разрушения во всех направлениях от заряда, независимо от наличия обнаженной поверхности. Но опыт показывает, что наличие обнаженной поверхности снижает действие ударной волны в противоположную сторону, а давление зажимающего материала на поверхность забоя, наоборот, может привести к разрушению массива за проектным контуром отбойки. Объясняется это тем, что скорость ударной волны больше, чем скорость образования трещин, поэтому отраженная волна успевает в какой-то мере изменить результаты действия напряжений, вызванных прямой волной. В результате при недостаточно устойчивой руде происходят отдельные нарушения в невзорванной части массива на глубину, достигающую величины л.н.с.

Технология скважинной отбойки руды в зажиме. В качественном отношении эта технология основывается на физической сущности явлений, в количественном — на экспериментальных данных.

При определении толщины отбиваемой за один взрыв части массива следует исходить из того, что с увеличением числа рядов скважин полнее используется для дробления руды эффект удара отбиваемых слоев через просвет об уплотненную горную массу. С другой стороны, с увеличением числа рядов отбитая руда все более уплотняется (снижается коэффициент разрыхления), что затрудняет ее выпуск; усиливается разрушающее действие взрыва в глубь массива; увеличивается выброс руды в выработки; просвет у забоя уменьшается и далее исчезает, после чего почти вся энергия упругой волны очередного взрыва переходит в зажимающий материал и дробления массива не происходит. Расчет толщины отбиваемого слоя дается ниже.

Размеры л.н.с. даются применительно к диаметру взрывных скважин 150 мм, при иных диаметрах эти размеры должны быть соответственно уменьшены или увеличены.

По указанным условиям в мощных залежах крепких руд толщина взрывающей части массива должна составлять 15—18 м, превышение этого размера увеличивает выброс руды в выработки.

Мерой против выброса руды в выработки может служить применение отбойки из обособленных выработок, что, однако, требует образования дополнительных подходов к ним и затрудняет использование самоходных буровых станков. Другая мера: оставление временного козырька за счет недозаряжения скважин (оставшиеся участки скважин взрывают в последующем, что несколько усложняет работу). При проведении указанных мер толщина взрывающей части массива может быть увеличена до 20—30 м (большие значения относятся к рудам средней крепости). Дальнейшее увеличение приводит к неполному дроблению взрывающего массива и переуплотнению отбитой руды.

Указанные размеры слоя относятся к мощным залежам. При мощности залежи 10 м толщина взрывающего слоя должна быть приблизительно в 1,5 раза уменьшена по сравнению с рекомендованной, так как уплотнению зажимающего материала противодействует влияние стенок очистного пространства.

Линию наименьшего сопротивления для первого ряда скважин целесообразно несколько увеличить (до $1,3 \div 1,5$ раза при пониженной устойчивости руды) во избежание разрушения их предшествующим взрывом. Желательно увеличить и число скважин в этом ряду, чтобы дробление массива и уплотнение зажимающего материала были достаточными.

Интервал короткозамедленного взрывания зарядов должен быть примерно в 1,5 раза больше по сравнению с обычным (например, 25 мс вместо 15 мс), с тем чтобы, во-первых, реализовать преимущества более продолжительного действия взрыва на массив, связанного с сопротивлением зажимающего материала и противодавлением газов, и, во-вторых, чтобы успел образоваться просвет между массивом и отбитой рудой.

После взрыва должна быть выпущена часть отбитой руды (примерно 20 %), что создает нормальное разрыхление и уменьшает потери энергии взрывной волны в зажимающем материале при очередном взрыве.

Расчет рациональной толщины отбиваемого слоя. В общем случае по практическим данным или расчетным путем определяют величину максимального смещения зажимающего материала. При расчете исходят из того, что смещение вызывается только первыми 4—5 рядами скважин диаметром 100 мм или 3 рядами при отбойке комплектами параллельных сближенных скважин. Коэффициент разрыхления зажимающего материала, если им является отбитая руда, после частичного ее выпуска, составляет $1,35 \div 1,45$ (1,45 — на рудниках «Таштагол» и «Шерегеш» ПО «Сибруда»).

Далее, задаются коэффициентом разрыхления, который должен быть получен в отбитом слое. Обычно принимают его приблизительно на 0,15 ниже против свободного разрыхленного состояния, получаемого в результате частичного выпуска.

Очевидное условие:

$$\frac{l + \Delta l}{l} = k_p,$$

где l — рациональная толщина отбиваемого слоя; Δl — максимально возможное смещение зажимающего материала; k_p — заданный коэффициент разрыхления отбиваемой руды.

Из приведенного выражения получим

$$l = \frac{\Delta l}{k_p - 1}. \quad (\text{IV.16})$$

Требования к технологии отбойки руды в зажиме в связи с уплотнением зажимающего материала под давлением налегающих обрушенных пород (по данным исследований Б. Х. Блаева). В пологих и наклонных залежах обычно лишь нижняя часть массива висячего бока успевает обрушиться при выемке руды. Невелика высота толщ налегающих пород и в крутых залежах близ устойчивого висячего бока. В этих условиях зажимающий материал если и уплотняется со временем, то мало и медленно. Поэтому допустимы длительные, до нескольких месяцев, перерывы между взрыванием и выпуском руды.

Иная картина наблюдается в крутых залежах близ лежащего бока, а иногда и по всей площади этажа, если висячий бок неустойчив. Здесь толща обрушенных пород может составлять сотни метров, и зажимающий материал намного уплотняется за несколько недель. Причем уплотнение интенсифицируется производимыми по близости взрывными работами (ускоряется приблизительно в 10 раз, если в радиусе до 100 м производятся 1—2 взрыва в месяц по 10 т и более). В этих условиях взрывать очередной слой необходимо сразу по окончании выпуска руды. Если же почему-либо в будущем может потребоваться задержка, то в зоне уплотнения предстоящим взрывом выпуск должен быть приостановлен с таким расчетом, чтобы осталась отбитая руда высотой 0,2—0,3 высоты блока. Перед очередным взрыванием эту руду выпускают, что разрыхлит зажимающий материал. Если же зажимающий материал уплотнен, то ширина первых отбиваемых на него секций должна быть уменьшена. Для меньшего уплотнения на ряде рудников создают подсечкой свободное пространство с относительным объемом 15÷20 %. Особенно это необходимо при мягких рудах, которые при взрыве дают большой выход мелочи и поэтому слипаются при уплотнении.

Область применения и сравнительная оценка отбойки руды в зажиме. Отбойка в зажиме может применяться в мощных и средней мощности залежах с любым углом падения при креп-

ких и средней крепости рудах, а также в мягких рудах, если они не обводнены и не очень слеживаются.

Ее преимущества:

1. Снижение выхода крупных кусков при отбойке, что интенсифицирует выпуск и доставку руды в 1,5—2 раза.

2. Не надо предварительно образовывать открытое пространство, что повышает устойчивость массива и позволяет вести выемку в одну стадию с однотипной технологией.

3. Появляется возможность: магазинировать руду при отбойке не только горизонтальными, но и вертикальными слоями: выпускать руду непосредственно в буровую выработку (торцовый выпуск), что исключает необходимость проведения специальных выпускных выработок.

Недостатки отбойки в зажиме: затруднения при выпуске первых доз уплотненной взрывом руды (зависания руды над выпускными отверстиями): выброс руды в буровые выработки или некоторое усложнение схем подготовки блока во избежание выброса. В большинстве случаев эти недостатки менее существенны, чем отмеченные достоинства.

§ 8. МИННАЯ ОТБОЙКА

Минная отбойка—это отбойка сосредоточенными зарядами большой массы, размещенными в подготовительно-нарезных выработках, специально проходимых для этой цели или имеющихся. Производится она как на свободное пространство, так и на обрушенную ранее горную массу (в зажиме); может применяться при разработке мощных месторождений крепких руд. Устойчивость руд желательна не ниже средней, однако можно отбивать в зажиме и сильно трещиноватые массивы.

Отбивают руду вертикальными или горизонтальными слоями (рис. IV.16).

Основные схемы минной отбойки: с минными карманами и забутовкой; без минных карманов и забутовки.

По схеме (см. рис. IV.16, а) минный орт (штрек) проходят сечением $1,5 \times 1,8$ м, из него высекают карманы сечением $1,2 \times 1,8$ м, а под карманами иногда образуют минные колодцы глубиной $0,5 \div 1$ м. Руду, полученную при нарезке карманов и колодцев, временно размещают в орте, а затем, после заряжания, используют для заполнения (забутовки) свободной части карманов. При нарезке карманов и колодцев и забучивании перемещают руду в основном вручную. В связи с этим, иногда отказывались от нарезки карманов и располагали заряды непосредственно в прямолинейных выработках без забутовки. Положительные результаты таких взрывов позволили узаконить (по предложению М. А. Альшулера) схему без минных карманов и забутовки (см. рис. IV.16, б). В этом случае заряды размещают непосредственно в минных ортах через $5 \div 8$ м.

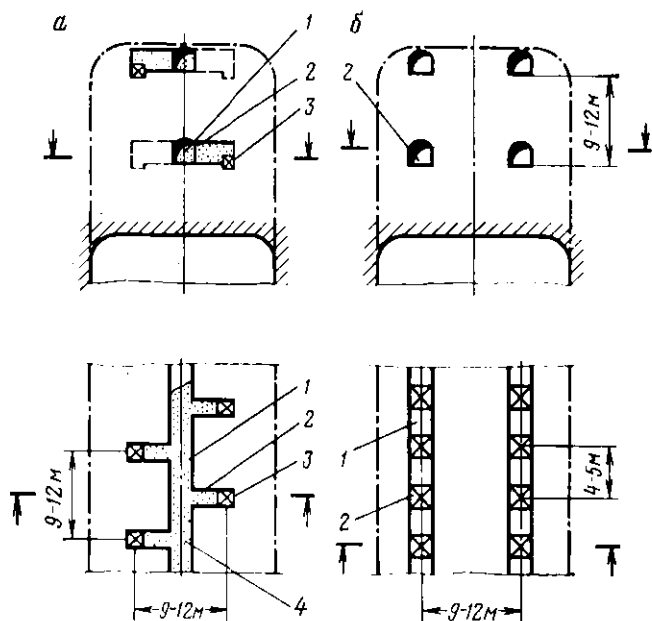


Рис. IV.16. Схемы минной отбойки:

а — с минными карманами; *б* — без минных карманов; 1 — минный орт сечением 1,5×1,8 м; 2 — минные карманы сечением 1,2×1,8 м; 3 — минные колодцы глубиной около 0,5 м; 4 — забутовка рудной мелочью

При схеме без минных карманов, по сравнению с предыдущей, уменьшается трудоемкость работ, улучшаются условия труда, но увеличивается примерно в 1,5 раза удельный расход ВВ и усиливается разрушающее действие взрыва на окружающие выработки. Для уменьшения последнего недостатка в выработках по направлению распространения взрывной волны выкладывают костровые перемычки из шпал или устанавливают гидравлические перемычки толщиной около 0,8 м из полиэтиленовых мешков, заполненных водой. Применяют также опережающую взрывную забутовку.

Л.н.с. при минной отбойке обычно 8—10 м. При л.н.с. менее 6 м подрываются минные выработки, предназначенные для очередного взрыва, а при л.н.с. более 12 м получается чрезмерный выход негабаритных кусков (30 % и более), нарушается окружающий массив, что приводит к еще более неравномерному дроблению руды последующими взрывами.

В случае принудительной посадки налегающих пород, если при этом степень дробления не имеет значения, л.н.с. иногда увеличивают до 14 м и более.

Величина сосредоточенного (минного) заряда (кг)

$$Q = qWs, \quad (IV.17)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; s — площадь забоя на один заряд, м².

Для одиночного заряда $s = W^2$ для одного ряда зарядов $s = Wa$, где a — расстояние между зарядами.

При многорядном расположении $s = ab$, где b — расстояние между рядами.

По данным ВостНИГРИ удельный расход ВВ

$$q = q_0 k_c k_y \frac{k_{\text{вв}}}{k_{\text{зар}}} k_{\text{заб}} f(n), \quad (\text{IV.18})$$

где $q_0 \approx (0,65 \div 0,75) f$ — эталонный расход ВВ, кг/м³ ($0,65 \div 0,75$ — эмпирическая величина, меньшие ее значения относятся к меньшей крепости пород; f — коэффициент крепости пород по Протодяконову; k_c — коэффициент структуры руд и пород; k_y — коэффициент условий отбойки, составляющий от $0,75 \div 0,9$ при двух обнаженных плоскостях до $1,0 \div 1,2$ при одной плоскости; $k_{\text{вв}} \approx 1$ — коэффициент работоспособности ВВ; $k_{\text{зар}}$ — коэффициент влияния заряжания; при уплотненном заряде $k_{\text{зар}} = 1$; при укладке ВВ россыпью — $0,7 \div 0,9$; при укладке ВВ в мешках — $0,6 \div 0,85$; $k_{\text{заб}}$ — коэффициент забойки, при полной забойке $k_{\text{заб}} = 1$; при неполной — $1,25 \div 1,5$; при отсутствии забойки — $1,5 \div 2$; $f(n) = 0,4 \div 0,8$ (формула М. М. Борескова; $f(n)$ — показатель действия взрыва; для зарядов дробления — $0,8$; $W = 7 \div 10$ — л. н. с., м.

Пример. Рассчитать подэтажную минную отбойку руд с коэффициентом крепости 16 без минных карманов и забутки в камере шириной 30 м и высотой (от подсечки) 36 м.

Решение. Принимаем $q = 3$ кг/м³; $f = 1$; $k_{\text{заб}} = 1,5$. Высота подэтажа может быть $W = 36 : 3 = 12$ м или $36 : 4 = 9$ м, или $36 : 5 = 7,2$ м. Принимаем $W = 9$ м. Расстояние минных ортов от границ камеры $9 \cdot 0,3 \approx 3$ м. Следовательно, расстояние между минными ортами может быть $a = (30 - 6) : 3 = 8$ м, или $(30 - 6) : 2 = 12$ м. Принимаем $a = 8$ м; расстояние между зарядами в орте 6 м.

Тогда $Q = 3 \cdot 1 \cdot 1,5 \cdot 8 \cdot 6 = 1850$ кг.

Минная отбойка дешевле и производительнее шпуровой отбойки, а иногда и скважинной при очень крепкой руде.

Недостатки: неровные контуры выемки; увеличенные (примерно в 1,5 раза против скважинной отбойки) потери и разубоживание руды; нарушение окружающего массива и частичное разрушение ближних выработок.

В свое время минная отбойка была распространена, но в последующем, в связи со своими существенными недостатками, она почти вытеснена скважинной отбойкой и имеет лишь вспомогательное назначение, например, обрушение пустых пород и рудных потолочин, в которых есть выработки для размещения зарядов. Как основной способ она сохранилась в ограниченных масштабах, например, для выемки сильно трещиноватых руд, если в них взрывные скважины пересыпаются. В перспективе при разработке весьма мощных бедных месторождений возможно частичное возвращение к минной отбойке.

§ 9. МЕХАНИЧЕСКАЯ ОТБОЙКА

Механическая отбойка — отделение полезного ископаемого от массива при помощи различных инструментов. Осуществляют ее машинами и лишь в незначительном объеме отбойными молотками.

Машинную механическую отбойку руд в СССР применили впервые в 1952 г. на марганцевых рудниках Никопольского бассейна и в 1964 г. на Солигорских калийных рудниках. Удельный объем машинной отбойки в СССР уже достиг на калийных рудниках примерно 70 %, на марганцевых рудниках — 50 % и продолжает расти.

Классификация разновидностей механической отбойки:

отбойка горными комбайнами и комплексами;

отбойка врубовыми машинами;

пиление;

разрушение бурением (без взрывания).

Основная доля приходится на горные комбайны и комплексы, которые и применяют на калийных и марганцевых рудниках. Врубовые машины используют сравнительно редко и лишь для вспомогательных целей. Пиление и разрушение бурением применяются в специфических условиях. Причем разрушение бурением осуществляется при выемке только тонких жил в порядке эксперимента.

Ниже рассматриваются отбойка комбайнами и комплексами и пиление.

Отбойка комбайнами и комплексами. Общие сведения. Комбайнами отбивают руду и грузят ее на конвейер, в самоходный вагон или другие доставочные средства. Применяют комбайн главным образом при естественном поддержании очистного пространства. Комплекс же включает в себя комбайн, конвейер для доставки руды и гидрофицированную крепь. Применяют механизированные комплексы в тех случаях, когда вынимают руду под защитой крепи и сразу вслед за выемкой обрушают кровлю.

Условия применения. Комбайны и комплексы современных конструкций могут применяться лишь при следующих условиях: сравнительно мягкие руды (коэффициент крепости до 3—5); угол падения пласта не более 10—15°; малая мощность пласта, что определяется высотой комбайновой выемки, или средняя мощность при двух — трехслойной выемке; выдержанная мощность пласта.

Отвечают этим условиям пласты марганцевых и калийных руд. Соответственно механическая отбойка больше распространена при разработке калийных солей (СССР, ГДР, Франция, США и др.) и марганцевых руд (СССР), в меньшем объеме при добыче мягких железных руд (ФРГ).

Испытывают разрушение руд средней крепости и крепких гидроударниками.

Таблица IV.10. Характеристика проходческо-очистных роторных комбайнов

Показатели	Комбайны		
	ПК-10	ПК-8	ПК-6
Разработчик конструкции и изготовитель	Институт Гипроуглемаш, Копейский машиностроительный завод им. Кирова		Гипроуглемаш
Производительность по калийным солям, т/мин	4,5	3,0	Нет свед.
То же, тыс. т/мес	27	16—20	Нет свед.
Ширина выработки, м	5,3	3; 3,2	2,3
Высота выработки, м	2,5—3,0	3; 3,2	2,3
Минимальный радиус закругления (по внутренней стенке), м	8	25	—
Габариты, мм:			
длина	9890	7600	6550
ширина (по гусеницам)	2700	2060	2300
высота	2380	2620	2300
Общая мощность двигателей, кВт	544	333	96,5
Масса, т	80	57	17,7

Типы комбайнов и комплексов. Используют проходческие и очистные комбайны, имеющиеся на угольных шахтах, модификации этих комбайнов, созданные с учетом условий добычи тех или иных руд, а также специально сконструированные машины и комплексы (табл. IV.10).

Комбайны проходческого типа с лобовым размещением рабочего органа используют для очистной выемки узкими забоями (камерами) обычно в сочетании с самоходными вагонами или конвейерами для доставки руды от комбайна до места перегрузки на магистральный транспорт.

Комбайны типа угольных очистных с фланговым размещением рабочих органов используют в составе механизированных комплексов комбайн — конвейер — гидромеханизированная крепь при широких забоях (лавах); комбайн перемещается вдоль забоя.

Комбайны с роторным рабочим органом наиболее распространены при разработке калийных солей. Рабочий орган их представляет собой как бы вращающийся бур большого диаметра, армированный зубками из твердых сплавов. Имеются модели, созданные специально для калийных солей. В СССР нашли применение на калийных месторождениях комбайны ШБМ-2, ПК-6 (рис. IV.17), ПК-8, ПК-10. Они предназначены для пород с коэффициентом крепости до 5, имеют 1—3 рабочих органа и снабжены гусеничным движителем, преодолевают уклон до 15°. К машинам этого типа относятся комбайны «Гудмэн» и «Мариэтта» производства США.

Сечения очистных забоев для некоторых комбайнов показаны на рис. IV.18.

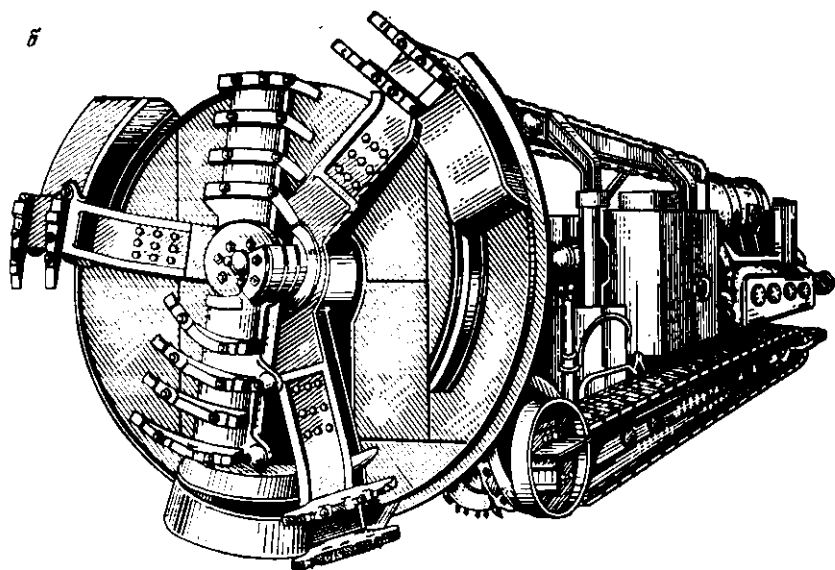
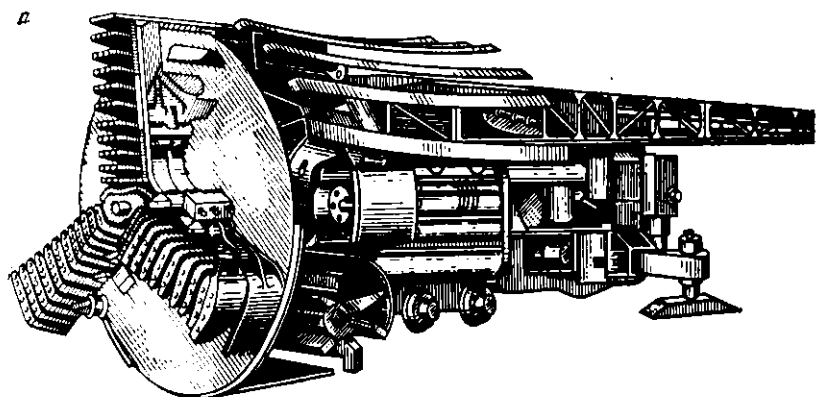


Рис. IV.17. Комбайны роторные:
а — ШБМ-2; б — ПК-6

Комбайны с планетарно-дисковым рабочим органом (рис. IV.19, табл. IV.11) используются при разработке калийных солей Верхнекамского месторождения (СССР).

Комбайнами типа «Урал» с двумя рабочими органами забой разрушается сразу на полное сечение при непрерывном движении машины. Комбайны типа «Караганда» имеют один рабочий орган. Для проходки выработок большего сечения они сначала заглубляются на 500 м, а затем расширяют выработку до полного сечения. Формы поперечного сечения выработок показаны на рис. IV.20.

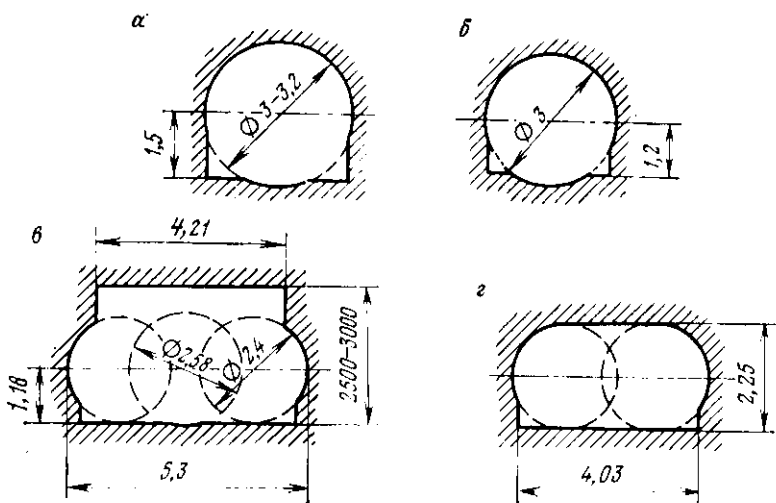


Рис. IV.18. Поперечное сечение выработок (м²), проходимых роторными комбайнами:

а — 8—8,9 (ПК-8); б — 7,5 (ШБМ-2); в — 12,2—14,3 (ПК-10); г — 8,08 (2ВТ-6)

Комбайны с барово-цепным рабочим органом. Типичный представитель — комбайн «Джой-6РМ». Ширина проходимой выработки — 3,0—6,8 м; комбайн обслуживают машинист и помощник. Производительность на калийных солях — 4700—8200 т/мес, на мягкой железной руде (ФРГ) — до 1000 т/сут.

Комбайны с барабанно-лопастным рабочим органом. В СССР на разработке марганцевых руд Никопольского бассейна используются почти исключительно машины этого типа.

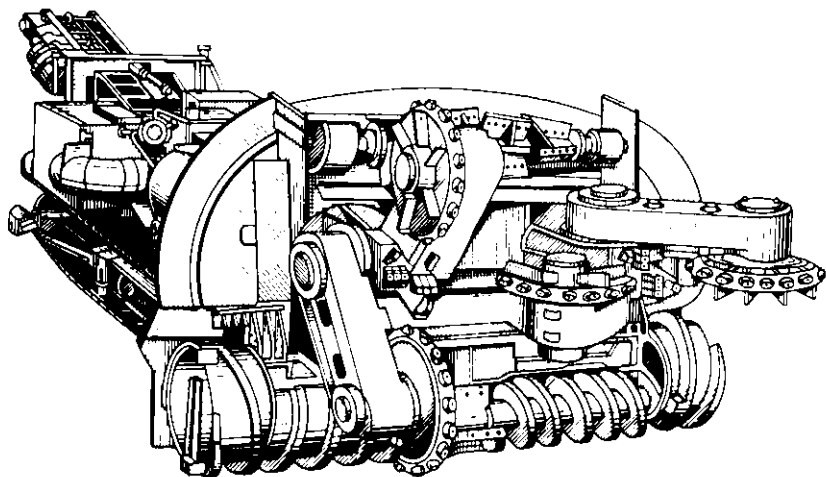


Рис. IV.19. Комбайн «Урал-10КС»

Таблица IV.11. Характеристика проходческо-очистных комбайнов с планетарно-дисковым рабочим органом

Показатели	«Караганда»		«Урал»	
	7/15С	7/15М	10КС	20КС
Разработчик конст- рукции и изготовитель	Институт Гипроуглемаш, Копейский машино- строительный завод им. Кирова			
Производительность по соляным породам, т/мин	1,6	2,6	3,0	3,5—4,0
То же, тыс. т/мес	12—15	16	5—10	15
Сечение выработок, м²	10; 17	10; 17	7,8; 8,9; 10,2	13,0; 15,0 17,7; 20,3
Ширина выработки, м	3,5; 5,2	3,5; 5,2	3,9; 4,1; 4,3; 4,3	5,0; 5,5; 5,3; 5,1
Высота выработки, м	5,3—3,7	3,3—3,7	2,1; 2,3; 2,5; 2,6	2,8; 3,1; 3,4; 3,7
Основные размеры, мм:				
длина	8970	8970	12 000—12 500	10 800
ширина по гусени- цам	2310—3310	2310—3310	2310	3110
высота	2750	2750	1700	2400
Общая мощность элек- тродвигателей, кВт	244,5	411,5	420—400	520
Масса, т	42,2; 50,8	45,2; 54	60—65	70

Среди них комбайн МБЛ-М — малогабаритный, на гусенич-
ном ходу, с барабанно-лопастным рабочим органом. Благодаря
эксцентриситету коленчатого разъемного вала, на котором на-
сажены лопасти, в передней части барабана лопасти выдвига-
ются, в задней — втягиваются. Таким образом производится са-
мозачистка лопастей.

Комбайн предназначен для руд с коэффициентом крепости
до 3 в пластах мощностью 1,7—2,8 м. Сечение очистной выра-
ботки — $2,8 \times 2,8$ м². Производительность при плотности руды
2,1 т/м³ — 20 т/ч; фронт отбойки и погрузки при неподвижных
гусеницах — 3 м; установленная мощность электродвигателей —
28,8 кВт, масса — 4,53 т.

Комбайны со шнековым рабочим органом. Предназначены
для разработки руд с коэффициентом крепости до 4. Созданный
во ВНИПИрудмаше комбайн КМШ для марганцевых руд имеет
производительность до 50 м³/ч и установленную мощность
электродвигателей не менее 60 кВт.

Комбайны с фрезерным рабочим органом. Созданный в СССР
комбайн 2ПУ такого типа предназначен для проведения подго-
товительно-нарезных выработок и очистных работ по рудам
с коэффициентом крепости до 2, преимущественно по марган-
цевым рудам. Режущий рабочий орган — двухлопастная спи-
рально-конусная фреза на стреле. В принципе может использо-
ваться для селективной выемки. Теоретическая производитель-

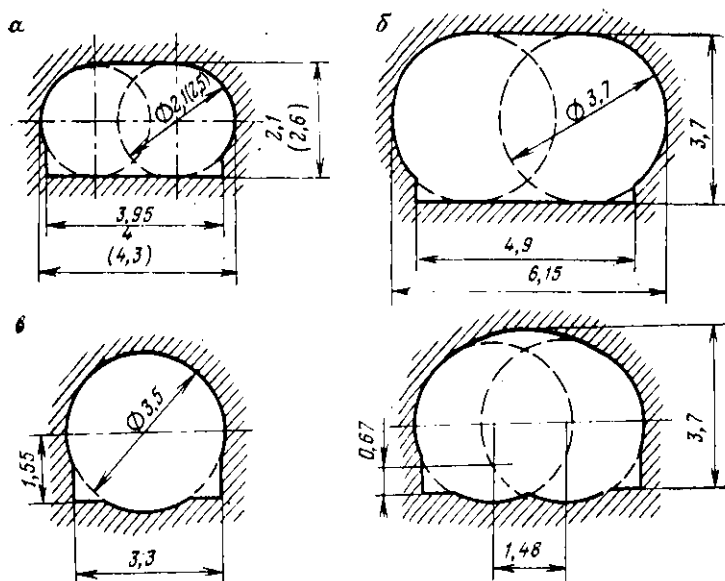


Рис. IV.20. Поперечное сечение выработок, проходимых комбайнами с планетарно-дисковым органом:

а — «Урал-10КС»; б — «Урал-20КС»; в — «Караганда 7/15М»

ность — 24—54 м³/ч; допустимый угол подъема почвы — 10°; минимальная высота выработки — 1,4 м; максимальная высота отбойки — 3,1 м; фронт отбойки при неподвижных гусеницах — 3,0 м; максимальная высота подъема носка — 200 мм; максимальное опускание носка ниже почвы — 50 мм.

Комбайны с корончатым органом. На конце поворотной стрелы укреплены вращающиеся конусообразные или полушаровидные (обычно сдвоенные) головки с режущими на поверхности. Могут использоваться для селективной выемки.

Австрийские проходческо-очистные комбайны «Альпине-майнер» используются для разработки бурых железняков в ФРГ и во Франции.

Комбайн ПК предназначен для калийных месторождений; производительность — 1,62 т/мин; площадь сечения выработки — 8,29 м², установленная мощность электродвигателей — 270 кВт, масса — 60 т.

Комбайны с гидроударником. В СССР и за рубежом ведутся поиски в области использования гидроударников (или импакторов, как именуют в зарубежной литературе) при крепких породах. Наибольшее распространение гидроударники могут получить при разработке крепких, но сильно трещиноватых крупноблочных руд, где применение других комбайнов и буровзрывных работ малоэффективно.

Создан ряд промышленных образцов комбайнов с гидроударниками, снабженных погрузочными органами в виде ковшей или нагребавших лап, работающих в комплексе со скребковым конвейером, на гусеничном ходу (фирмы «Зальцгиттер», ФРГ; «Миндев», Англия; «Ингерсолл-Рэнд», США и др.). Энергия удара в таких машинах доведена до 2—3,5 тыс. Дж. при частоте до 600 ударов в минуту.

Комбайны с комбинированным рабочим органом. Сюда относится комбайн МБЛ-1 с барабанно-лопастным основным рабочим органом и двумя пневмоударниками вспомогательного назначения конструкции Криворожского ГРИ и НИГРИ. Создан для участка Никопольского марганцевого месторождения, где рудная залежь мощностью в среднем 2,2 м имеет метровые пропластки руд с коэффициентом крепости 7—9.

Сначала барабанно-лопастным рабочим органом продвигают забой в мягких рудах на 0,8—1,0 м, а затем пневмоударником скалывают пропласток крепких руд.

Комплексы. Модификации комплексов, оснащенные комбайнами с барабанными рабочими органами. Предназначены для селективной или сплошной выемки. Селективную выемку осуществляют на калийных солях (в СССР, Франции). Сильвинит отбивают раздельно от пропластков каменной соли, сланцев и т. п.

Большинство комбайнов — трехбарабанные, с горизонтальными осями барабанов.

В СССР созданы для селективной выемки комплексы КДС, СК-1, КСО-2.

КДС и СК-1 состоят из трехбарабанных комбайнов, шагающей гидравлической крепи 2М-81Э, забойного скребкового конвейера СПМ-81 и оборудования для закладки выработанного пространства (табл. IV.12).

В комплексе КДС галитовую пачку пласта разрушают опережающим барабаном и с помощью метателя забрасывают отбитую соль в выработанное пространство. Аналогичным образом действует французский комплекс, разрабатывающий мощный сильвинитовый пласт в Эльзасе (Франция).

Таблица IV.12. Характеристика комбайнов с барабанным рабочим органом

Показатели	Комбайны			
	МК-67	КС-75	КДС	СК-1
Производительность по калийным солям, т/мин	1,5	2,5	2,5	3
Ширина захвата, м	0,63—0,80	0,62—0,80	0,63	0,63
Вынимаемая мощность, м	0,7—1,3	0,77—1,50	2,14—2,80	1,90—2,80
Общая мощность электродвигателей, кВт	65	200	290	400
Масса, т	7,4—8,4	12—15	20,5	25

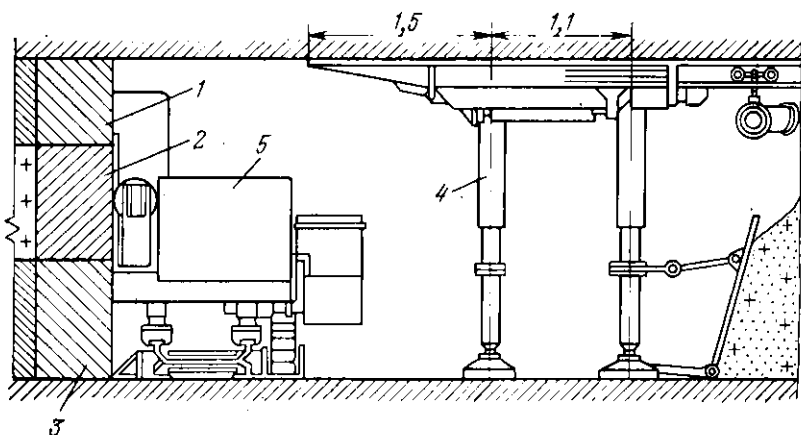


Рис. IV.21. Комплекс СК-1:

1—3 — барабаны; 4 — крепь; 5 — закладочный пневмопривод

В комплексе СК-1 (рис. IV.21) пачку галита отбивают при обратном ходе комбайна и транспортируют к закладочному узлу, где смешивают с хвостами обогатительной фабрики. Полученную закладку подают в выработанное пространство пневматической закладочной машиной.

Комплекс КСО-2 для выемки лавами длиной до 40 м состоит из двухбарабанного комбайна с цепной подачей, оставляющего при отработке пласта подрезанную галитовую консоль, и гусеничной машины МУБ-1, разрезающей консоль на двухметровые блоки, обламывающей эти блоки и выкладывающей из них стенки в выработанном пространстве. Крепи в комплексе нет, доставляют руду самоходным вагоном.

Сплошная выемка. Комплексы для сплошной выемки применяют при разработке калийных солей в СССР (см. табл. IV.12), Франции, Испании и, в опытно-промышленном порядке, для добычи золото-содержащих руд в ЮАР. Комбайны в этих комплексах однобарабанные с вертикальной или горизонтальной осью барабанов.

Комплекс КМК-97, работающий на шахтах комбината Белорусский, взят из угольной промышленности. Состоит он из гидравлической передвижной крепи МК-97, комбайна МК-67 с одним барабаном, скребкового конвейера СП-63М и насосной станции СНУ-4М. Вынимает калийные пласты мощностью 0,9—1,1 м. Длина лавы 69—96 м.

В ФРГ фирмой «Эйкхофф» для добычи калийных руд производится комплекс ЕДW-600, включающий комбайн, щитовую крепь, конвейер и насосную станцию. Комбайн работает при угле до 6°, выемочная мощность 1,3÷2,6 м, производительность 400 т/ч, скорость подачи 0÷9 м/мин; масса 37 т. Щитовая крепь: диапазон раздвижности 1200÷2700 мм; шаг

передвижки 800 мм; число секций в комплекте 75; число стоек в комплекте 4; сопротивление крепи 0,25 МПа, масса секции 6,6 т. Конвейер — одноцепной изгибающийся производительность 500 т/ч; шаг установки скребков 0,92 м. Эти комплексы работают в ПО «Беларуськалий».

На отбойке крепких кварцитов на золотых рудниках ЮАР испытан с положительными результатами комбайн «Свинг Хаммер». Барабанно-молотковый рабочий орган состоит из 3 дисков. В забое высотой 1 м делают два комбайновых хода, в каждом из которых отбивали по пустым породам вруб высотой 30 см сверху или снизу золотоносного пласта. Средняя часть забоя (продуктивный пласт мощностью около 40 см) отваливалась сама.

Комплексы, оснащенные комбайнами с корончатыми, струговыми, фрезерными или шнековыми рабочими органами. Используются для сплошной выемки в Никополь-Марганцевом бассейне. Это — комплексы «Марганец», «Марганец-Р», КВМА, 2ОКП. Комплекс 2ОКП, оснащенный комбайном КШ-1КГ, рассчитан на выемку пластов мощностью 1,7—2,6 м со среднегодовой производительностью 300 тыс. т/год при коэффициенте извлечения 0,9.

Пиление пород. Общие сведения. Пиление пород применяют в значительных масштабах для получения блоков строительного материала. Выпиливание блоков испытывают и при добыче каменной соли. На золотых рудниках ЮАР испытывают пиление кварцитов для отрезки жил от висячего и лежащего боков.

Осуществляют пиление камнерезными машинами.

Выпиливание блоков строительных материалов. Из пильного камня возводят стены и фундаменты зданий и сооружений. Блоки имеют форму прямоугольных параллелепипедов. Чаще всего блоки выпиливают из известняков и туфов. По прочности и сроку службы они конкурируют с кирпичом, шлаковыми блоками и т. п.

Габариты блоков обусловлены технологией промышленного и гражданского строительства и отчасти параметрами камнерезных машин. Подразделяют блоки на крупные, средние и мелкие (мелкоштучный камень). Крупные блоки обычно имеют размеры: высота 388 мм, ширина 390 мм или 490 мм, длина 1050, 1180 и 1380 мм. Мелкоштучный камень добывают трех типоразмеров: 390×190×188 мм; 490×240×188 мм; 390×190×288 мм.

Отечественные камнерезные машины имеют режущий орган баровый, дисковый или торцовый фрезерный.

Камнерезные машины с баровым режущим органом применяют при прочности пород на сжатие 0,7—3,5 МПа. Съем камня, удаление отходов и передвижка машины производятся вручную. Используется в основном при добыче мелкоштучного камня. Производительность 1,2÷3 м³/ч.

Камнерезные машины с дисковым режущим органом применяются при прочности пород 1,5+7,5 МПа и более. Распространена двухдисковая камнерезная машина КМГ-2 системы К. П. Галанина для вырезки камня малых и средних размеров в камерах шириной 4,5—5 м. Выемка однослойная или многослойная. Две дисковые пилы производят одновременно два параллельных пропила. Переход от вертикального направления резания на горизонтальное осуществляется за счет поворота исполнительного органа на 90° в вертикальной плоскости. Для тыльного пропила необходимо пыльную головку режущего органа менять. Производительность 1,5—2,5 м³/ч.

Расстояние между пропилами соответствует габаритным размерам выпиливаемого блока. После полной обработки забоя часть соседних блоков, оконтуренных с 4-х сторон, выламывают из забоя ломиком, в образовавшуюся нишу заводят сменный режущий диск, тыльным пропилом отделяют блоки от массива. Готовые блоки погружают вручную на платформенного типа тележки электровозной откатки, в электрокары или автомашины. Затем передвигают камнерезную машину к забою, и цикл повторяется. Более совершенна дисковая машина МКД-1.

Машины и с баровым, и с дисковым органом образуют много пыли. Кроме того, на дисковых машинах опасно работать с открытыми пилами.

Камнерезные машины с торцовым фрезерным органом. В 1968 г. в Одесском инженерно-строительном институте создана камнерезная машина с навесным фрезерно-торцовым режущим органом и с пневмоотсосом продуктов пиления из пропила. Машина К-50/2 системы Г. С. Белоусова (рис. IV.22) позволяет получать крупные блоки и механизировать съем их с забоя, погрузку и доставку.

В трубках торцефреза через одну размещены приводные валы торцовых фрез — каждая с четырьмя зубцами, армированными твердым сплавом ВК-8. Остальные трубки батарены оставлены полыми и служат для пневмоотсоса пыли при работе фрез. Торцефрез навешивается на серийно выпускаемые электропогрузчики на рельсовом или пневматическом ходу и может устанавливаться на них в двух модификациях; для создания горизонтальных пропилов (предступная машина) и вертикальных пропилов (надступная машина).

Другие виды пиления пород. В СССР выпиливают блоки массой по 50—100 из кг каменной соли с коэффициентом крепости до 5 камнерезными машинами марки СМ-89А с дисковыми пилами.

На золотых рудниках ЮАР имеются машины для комбинированной механической и взрывной отбойки. Машина «Ракатер» с режущими лезвиями пропиливает щели сверху и снизу золотоносной жилы кварцитов, что обеспечивает точную выемку по контактам. Поскольку выемка ведется на глубине по-

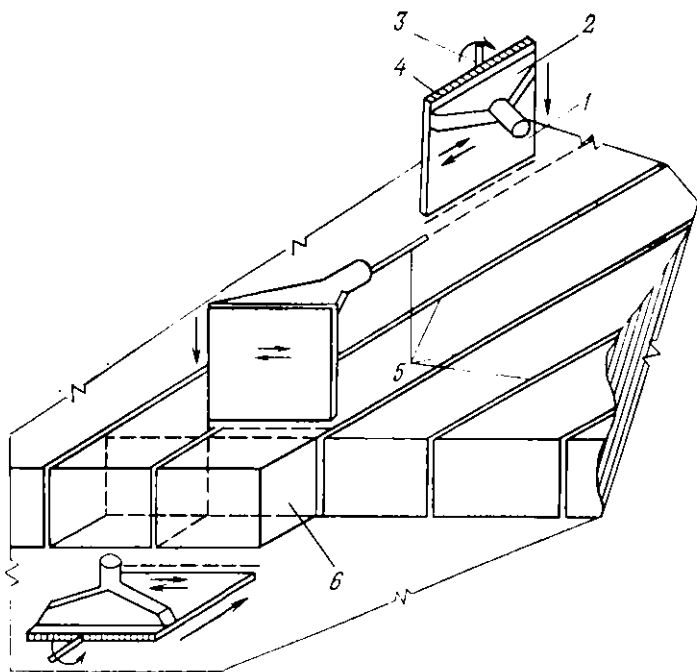


Рис. IV.22. Схема вырезки крупных блоков:

1 — торцевой фрезерный орган; 2 — пневмоотсос; 3 — привод; 4 — шестерни редуктора; 5 — пропилы; 6 — вырезаемый блок

рядка 2,5—3 км, выпиленный кусок жилы легко отделяется от массива под действием горного давления. После этого отбивают оставшуюся пустую породу и забрасывают ее в выработанное пространство. Для бурения шпуров на раме машины монтируют гидросверло.

§ 10. ЭЛЕКТРОФИЗИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ОТБОЙКИ

Эти способы разрабатываются. Среди них в какой-то мере можно выделить по перспективности электроимпульсный и электротермомеханический.

Электроимпульсный способ предназначен для пород с малой электрической проводимостью (например, галит, сильвинит, фосфорит и т. п.). На массив ставят орган, состоящий из набора электродов, на которые подаются импульсы высокого напряжения от генератора импульсов напряжения (ГИН). Амплитуда импульса 200—400 кВ, энергия импульса 1—50 кДж при частоте 10—1 имп/с. За один импульс отбивается 1—50 кг породы.

При подаче на породу высокого напряжения в ней образуется проводящий канал, в котором порода переходит в плаз-

менное состояние и, расширяясь, разрушает массив подобно взрыву.

Производительность установки 150—200 т/ч при мощности 50—70 кВт, энергоемкость 0,2—0,4 кВт·ч/т.

Электротермомеханический способ возможен при любых физических свойствах пород.

Массив породы облучают с поверхности инфракрасным излучением плотностью более 1 Вт/см², в результате в какой-то зоне создается напряженное состояние. В последующем разрушают породу механическим инструментом. Температура излучающего тела генератора 800—900 °С, температура на поверхности массива (перед механическим разрушением) 150 °С, средняя температура разрушенной породы 40—50 °С. Хрупкие породы могут разрушаться электротермическим способом без последующего механического воздействия. В этом случае температура породы на поверхности массива должна достигать 200 °С, а средняя температура 70—80 °С. Энергоемкость разрушения 15—20 кВт·ч/т.

На кварцевых жилах толщиной 1 м агрегат электротермического разрушения мощностью 100 кВт отбивает 2 т/ч, причем без разубоживания руды. Забой должен быть вертикальным. При увеличении обрабатываемой площади эффективность разрушения увеличивается. На этом способе основаны машины для проведения горизонтальных и вертикальных выработок сечением от 2 до 10 м². Скорость проведения 1 м/ч при стабильной работе может обеспечить интенсивную подготовку месторождения.

Лазерный способ. Что касается лазеров (по данным М. И. Пашина), то в силу локальности их действия они из всех видов разрушения наиболее подходят для резания пород. Однако, мощность источника лазерного излучения пока не достаточна, трудно достичь непрерывности в работе лазера из-за деформации оптики при нагреве. К тому же, имеющаяся аппаратура громоздка и непрочна. Поэтому массовое применение лазеров для разрушения горных пород в шахтных условиях пока проблематично.

Глава V

ДОСТАВКА РУДЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Под доставкой руды понимается перемещение рудной массы от забоя до транспортного горизонта при очистной выемке.

Удельный объем трудовых и материальных затрат на доставку руды достигает 30—50 % всех затрат на очистную выемку и лишь в отдельных случаях не превышает 10 %. Производительностью доставки руды обычно определяется интенсивность очистной выемки, а следовательно, и концентрация гор-

Таблица V.1. Классификация способов доставки руды

Способы	Особенности
I. Самотечные: Непосредственно по очистному пространству По рудоспускам II. Механизированные: Самоходным оборудованием Конвейерами и питателями Скреперными установками III. Прочие:	Руда по очистному пространству падает или скатывается к выработкам, через которые ее выпускают из блока Самоходное оборудование на пневмоколесном или гусеничном ходу. Им погружают и отвозят руду, либо только погружают или только отвозят Взрывная доставка Гидравлическая доставка
	Взрывом руда отбивается и отбрасывается по очистному пространству к выпускным выработкам Руду смывают водой. Применяется как вспомогательный способ для зачистки лежачего бока

ных работ. Поэтому от технологии и механизации этого процесса требуются минимизация затрат на него и высокая производительность.

Классификация способов доставки представлена в табл. V.1.

В основном применяют доставку самотечную и механизированную, в меньшем объеме — взрывную и лишь иногда и в незначительном объеме — гидравлическую.

В качестве механизированной продолжительное время применяли, за редкими исключениями, только скреперную доставку. С середины шестидесятых годов на рудниках СССР получают распространение самоходное оборудование, конвейеры и питатели.

В тех случаях, когда по очистному пространству доставляют руду самотеком (или силой взрыва), далее по подготовительным выработкам до пунктов погрузки электровозного транспорта доставляют ее механизированным способом.

Способ доставки руды тесно связан с системой разработки и выбирается вместе с ней.

Доставляют руду чаще всего в рудоспуски — выработки, по которым руда перемещается под действием силы тяжести (рис. V.1). Из них погружают ее в вагоны электровозной откатки или на магистральный конвейер. Рудоспуски могут иметь длину от нескольких метров до нескольких сотен метров (высота нескольких этажей).

Расстояние между рудоспусками выбирают с таким расчетом, чтобы сумма затрат на проходку выработок и на сам процесс доставки руды была минимальной. С уменьшением расстояния затраты на сам процесс доставки сокращаются, а на проходку возрастают, причем эта последняя статья наиболее

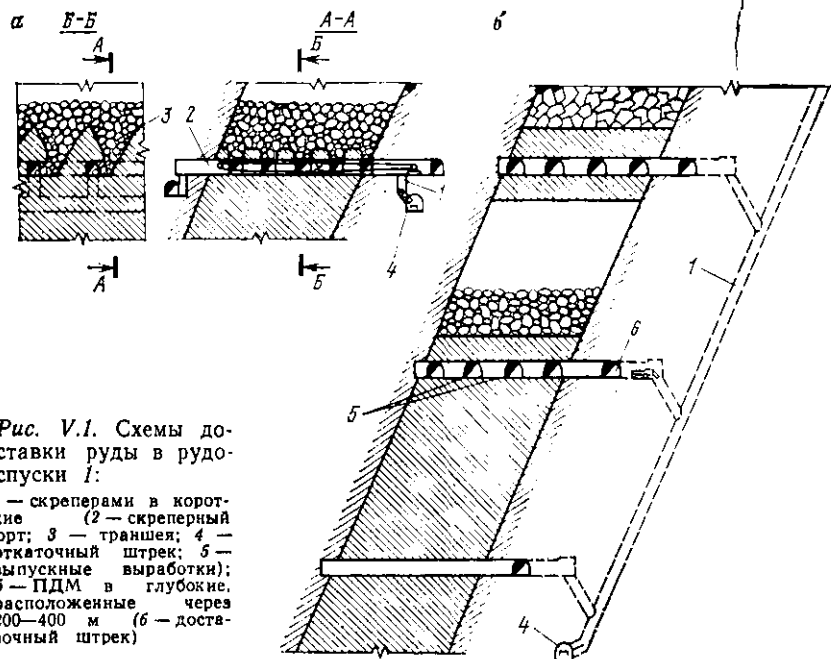


Рис. V.1. Схемы доставки руды в рудоспуски 1:

а — скреперами в короткие (2 — скреперный орт; 3 — траншея; 4 — откаточный штрек; 5 — выпускные выработки); б — ПДМ в глубокие, расположенные через 200—400 м (6 — доставочный штрек)

существенна при глубоких рудоспусках, поэтому рудоспуски сравнительно короткие, длиной до 20÷30 м, располагают под каждой доставочной выработкой, а при длине 100÷150 м и более — один рудоспуск на несколько блоков, на расстояниях один рудоспуск от другого 100÷200 до 400 м и более при доставке руды самоходными машинами.

Глубокие рудоспуски, обладая большой «буферной» емкостью, обеспечивают практическую взаимонезависимость во времени процессов доставки руды в рудоспуск и транспорта руды от рудоспуска. Это, начиная с глубины рудоспусков примерно 150 м (из которой 75÷100 отводится на свободное падение кусков для их дробления) повышает в 2—3 раза производительность процессов, особенно при значительном выходе негабарита, задерживающем доставку.

Нередко доставляют руду скреперованием непосредственно в вагоны электровозной откатки.

Самоходным оборудованием иногда отвозят руду к шахтному стволу, а в отдельных случаях — непосредственно на земную поверхность, т. е. осуществляют за один рейс доставку, транспорт и подъем руды.

§ 2. ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ РУДЫ И ЛИКВИДАЦИЯ ЗАТОРОВ

При наличии в рудной массе негабаритных кусков их разбирают в процессе ее доставки по выработкам выемочного блока, т. е. осуществляют вторичное дробление руды (сюда не отно-

сят дробление руды вне очистного блока в общешахтных дробильных установках).

Вторичное дробление применяют главным образом при взрывной отбойке. Выход негабарита в процентах к общему количеству рудной массы изменяется от 0 до 10—25 % (большие значения относятся к крепкой руде, значительной мощности залежи, отбойке скважинами и тем более сосредоточенными зарядами и к относительно малому кондиционному размеру кусков). Причем влияние мощности залежи существенно сказывается в пределах до 5 м при отбойке шпурами, до 10—12 м при отбойке скважинами и до 20—30 м при отбойке минными зарядами.

Разрушают негабариты преимущественно взрывным способом, местами работ могут быть: очистное пространство, если доступ в него безопасен; выработки для доставки руды, выпущенной из очистного пространства (рис. V.2), специальные выработки для вторичного дробления.

Крупные куски, лежащие в выработке, дробят накладными или помещаемыми в неглубокие (около 10 см) шпуры зарядами (рис. V.3). Есть не особенно крепкие, но настолько вязкие руды (например, бокситовые на СУБРе), что куски их плохо разрушаются накладными зарядами, поэтому приходится бурить шпуры.

Обычно крупные куски откладывают в сторону с помощью погрузочно-доставочного оборудования, а затем, когда все свободное место уже занято ими или когда заканчивается рабочая смена, разрушают сразу все куски серией зарядов, соединенных детонирующим шнуром.

Удельный расход ВВ на дробление негабарита накладными зарядами составляет 1,5—2 кг/м³, шпуровыми зарядами — 0,4—0,8 кг/м³. Большой расход ВВ вызывает длительную загазованность выработок и значительный разлет осколков.

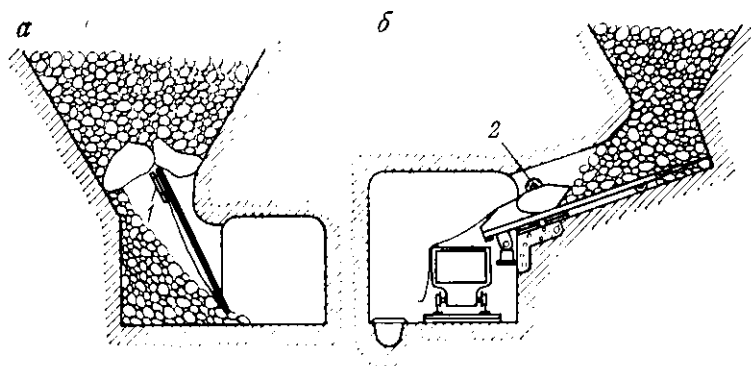


Рис. V.2. Взрывание в выпускных выработках:

а — ликвидация затора фугасным зарядом 1; б — дробление негабарита на вибропитателе накладным зарядом 2

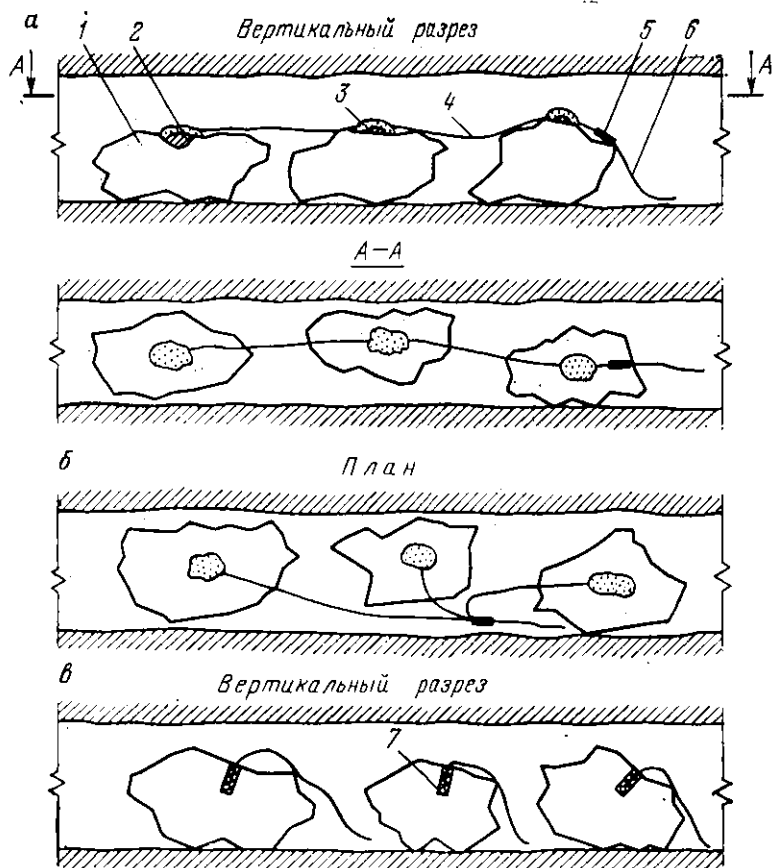


Рис. V.3. Дробление негабарита:

а — накладными зарядами; соединенными последовательно (1 — негабариты; 2 — заряд ВВ; 3 — глина; 4 — детонирующий шнур; 5 — капсюль-детонатор; 6 — огнепроводный шнур); б — накладными зарядами, соединенными параллельно; в — шпуровыми зарядами (7 — патрон-боевик)

Более благоприятные результаты дает применение кумулятивных зарядов с торцевой пластиной, созданных в нашей стране (рис. V.4). В них, как и в плоском заряде, сохраняется большая площадь, на которой энергия ВВ передается на преграду, но в центре заряда формируется струя большой мощности. Удельный расход ВВ 0,3—0,4 кг/м³. Масса кумулятивных зарядов от 25 до 400 г. Используются они пока что лишь на отдельных рудниках, в связи с малыми масштабами их производства.

При выпуске руды негабаритные куски чаще всего зависают в горловинах выпускных выработок. Зависания образуются также и при сравнительно мелкой руде, когда куски расклиниваются.

Ликвидацию зависаний осуществляют фугасными зарядами массой $2 \div 10$ кг и более (по особому разрешению), установленными на шестах (см. рис. V.2) Удельный расход ВВ — $20-30$ кг/м³ разбиваемого куска. Большие заряды требуют длительного проветривания и разрушают выработки.

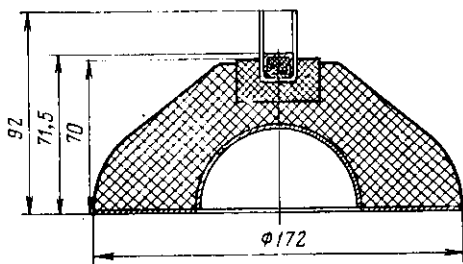


Рис. V.4. Накладной кумулятивный заряд ЭКП-1000

Для ликвидации высоких зависаний, особенно в рудоспусках, могут применяться стреляющие системы, доставляющие заряды ВВ к зависшей руде. В СССР созданы гранатометы динамо-реактивной системы ДРС. Гранатомет состоит из гранаты и пускового ствола. В конструкции боевого заряда использованы эффекты кумуляции и троевой пластины. Электрическим импульсом воспламеняют порох метательного заряда. При ускорении гранаты взводится ее взрыватель, который при ударе о препятствие инициирует боевой заряд. Серийно выпускаются два типоразмера гранатометов ДРС-130 и ДРС-200 с массой ВВ боевой головки 1,4 и 5,5 кг, дальность полета $150 \div 300$ м. Удельный расход ВВ — $0,6-2$ кг/м³.

При определении расхода воздуха на проветривание после вторичного дробления количество одновременно взрываемого ВВ условно принимается равным одной трети сменного расхода ВВ на вторичное дробление (Q_2). Если $\frac{1}{3} Q_2 > Q_1$, где Q_1 — количество одновременно взрываемого ВВ при отбойке, то расход воздуха определяется по условию проветривания после вторичного дробления, а если $\frac{1}{3} Q_2 \leq Q_1$, то — по проветриванию после отбойки.

Взрывное дробление негабарита и ликвидации зависаний требуют перерыва в процессе доставки для постановки зарядов, их взрывания и проветривания выработок, что ухудшает технико-экономические показатели доставки в целом.

С этой точки зрения большой интерес представляют машины и устройства для безвзрывного дробления негабарита и ликвидации зависаний, позволяющие почти полностью исключить внутрисменные простои, связанные с дроблением негабарита.

На ряде рудников успешно работают стационарные гидро- и пневмобутобы у грохотов и рудоспусков. Фирмой «Джой» создан промышленный образец самоходной гусеничной установки для дробления негабарита с помощью мощного гидробутобы (гидроударника) на манипуляторе.

Фирма «Атлас-Копко» (Швеция) выпустила в 1979 г. оригинальную самоходную машину, которая дробит негабарит за

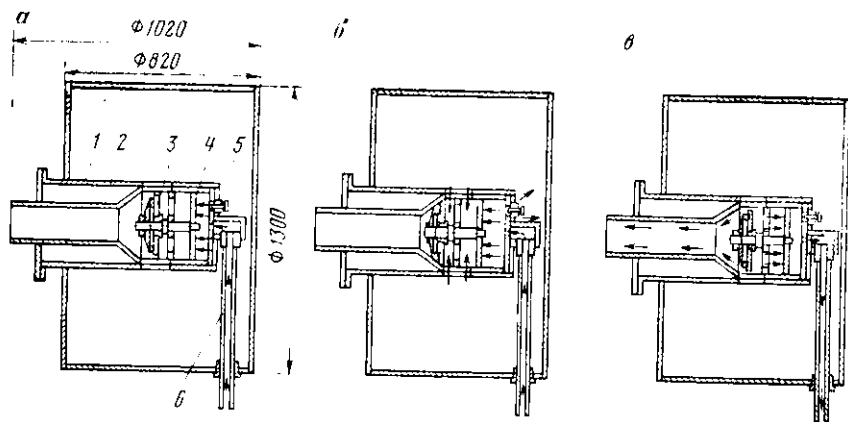


Рис. V.5. Пневмоимпульсное устройство с торцевым соплом:

а — заполняется сжатым воздухом (1 — цилиндр; 2 — сопло; 3 — рабочий клапан сопла; 4 — поршень; 5 — обратный клапан цилиндра; 6 — подвод сжатого воздуха); *б* — заряжено; *в* — выбрасывает сжатый воздух

счет энергии порции воды (1,8 л), подаваемой в шпур длиной примерно 0,8 м со скоростью 800 м/с под давлением 4 кДж. Машина, помимо гидроимпульсного устройства, снабжена устройством для бурения шпуров.

Ведутся работы по использованию сжатого воздуха. Следует выделить разработанный на Зырянском комбинате в 1971 г. и внедренный на рудниках ПО «Сибруда», комбината КМАруда и многих других способ ликвидации заторов с помощью пневмоимпульсного устройства. Он приемлем и эффективен в тех случаях, когда в заторе не имеется негабаритных кусков.

Устройство (рис. V.5) действует по следующему принципу. При подаче в него сжатого воздуха последний через трехходовой кран поступает в цилиндр, а затем через обратный клапан заполняет сосуд устройства. Основной клапан закрывается силой давления воздуха в цилиндре. Для приведения устройства в действие полость цилиндра соединяют при помощи трехходового крана с атмосферой, что вызывает мгновенное открытие основного клапана. Тогда сжатый воздух вытекает из сосуда через сопло со скоростью, близкой к звуковой, и перемещает сыпучий материал. Явление быстрого истечения сжатого воздуха, сопровождающееся выделением большого количества энергии, можно условно назвать пневмовзрывом.

Пневмоимпульсные устройства (ПУ) устанавливают в нишах под выпускными выработками (под завалом) или, чаще, в другой выработке; в этом случае от сопла под выпускную выработку по скважине подводится труба. При образовании затора включают ПУ, и оно выбрасывает из ниши заполнившую ее под углом естественного откоса руду, на которую опирается свод зависания.

Пульт управления находится обычно у места управления питателем или скреперной лебедкой. На рудниках ПО «Сиб-руда» при выпуске руды вибропитателями ПУ устанавливают в откаточной выработке и от него подводят трубы диаметром 150 мм с соплами к 2—3 нишам на расстоянии до 20 м. Объем труб должен быть не более 0,4 объема ПУ.

При слабых и средней крепости рудах устраняют зависания с помощью вибропобудителей — коротких (длиной 2 м и менее) вибрационных питателей простейшей конструкции, о которых сказано ниже в связи с доставкой руды. Устанавливают их в нишах под выпускными выработками, работают они постоянно или периодически.

В ФРГ в шпур, пробуренный в негабарите, мгновенно подают сжатый воздух, что разрушает кусок.

Имеется устойчивая тенденция по возможности исключить вторичное дробление за счет более тщательного первичного (при взрывной отбойке) дробления и увеличения кондиционного куска. Однако в полной мере это не удастся, особенно в мощных залежах крепких руд при скважинной отбойке.

При механической отбойке руды вторичное дробление применяют редко, главным образом при отбойке калийных солей мощными комбайнами. При этом в США от комбайна подают руду в маленькую передвижную дробилку, из которой руда поступает на ленточный конвейер.

§ 3. САМОТЕЧНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Самотеком доставляют руду по очистному пространству или по рудоспускам.

Самотечная доставка руды по очистному пространству. Этим способом (обычно в комбинации с последующей механизированной доставкой по подготовительным выработкам) доставляют приблизительно 90 % железных руд, около 50 % руд цветных металлов и почти все фосфатные руды. Отбитая руда под действием силы тяжести опускается по очистному пространству к выпускным выработкам, пройденным в основании блока. Из них выпускают руду в вагоны, рудоспуски или в выработки для доставки руды.

Очистное пространство в одних случаях поддерживается естественно за счет устойчивости руды и окружающих пород и тогда оно остается открытым или заполняется отбитой рудой. В других случаях очистное пространство по мере выпуска руды заполняется обрушенными породами, и тогда выпускают руду под налегающими обрушенными породами.

В зависимости от наличия или отсутствия подэтажных доставочных выработок различают подэтажный и этажный выпуск руды, а в зависимости от наличия или отсутствия специальных выпускных выработок — донный и торцевой.

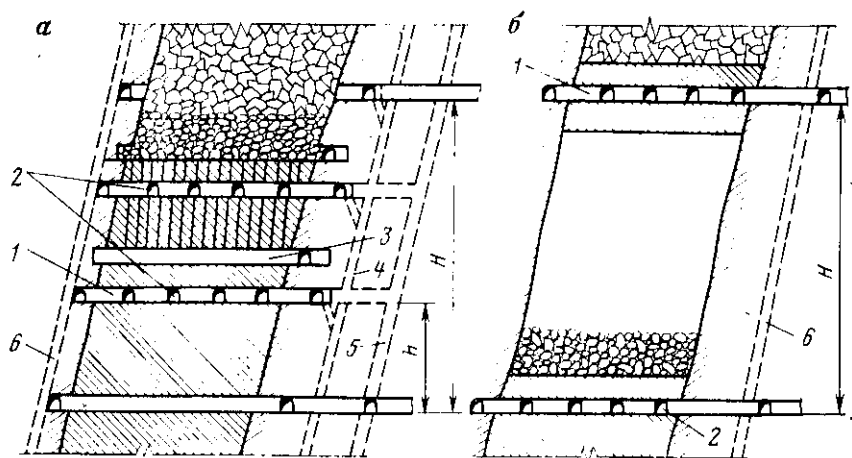


Рис. V.6. Донный выпуск руды:

а — подэтажный, под налегающими обрушенными породами; *б* — этапный, при естественном поддержании очистного пространства; 1 — доставочный орт; 2 — погрузочный заезд; 3 — буровой орт; 4 — рудопуск; 5 — наклонный съезд; 6 — материально-ходовой восстающий

Донный выпуск руды (рис. V.6) появился раньше и более распространен. Выпускные выработки сохраняются на весь период отработки блока. Это дает возможность размещать отбитую руду по всей площади блока, применять любой порядок выпуска, доставлять руду не только машинами, но и оборудовать пункты выпуска полустационарными механическими установками. Расходы на проведение выпускных выработок значительны: 20—40 % всех расходов на подготовительные и очистные работы в блоке. Применяют и этапный и подэтажный донный выпуск.

Действующие выпускные выработки должны быть заполнены отбитой рудой, а недействующие — заперемычены. Если выпускные выработки выходят в доставочную выработку одна напротив другой с двух противоположных сторон, то выпуск можно вести только из одной из них и при условии, что приняты меры, исключающие самопроизвольный выпуск из другой.

Торцевой выпуск руды производят непосредственно в выработку, по которой доставляют руду механическим способом — самоходным оборудованием или питателем и конвейером. Применяется преимущественно в случае отбойки руды вертикальными или крутонаклонными слоями в зажиме при обрушении вмещающих пород на отбитую руду.

Торцевой выпуск чаще применяют подэтажный (рис. V.7). Каждая из выработок для доставки руды горизонтальна и расположена непосредственно под вынимаемой частью подэтажа или блока. Погашают эту выработку в отступающем порядке

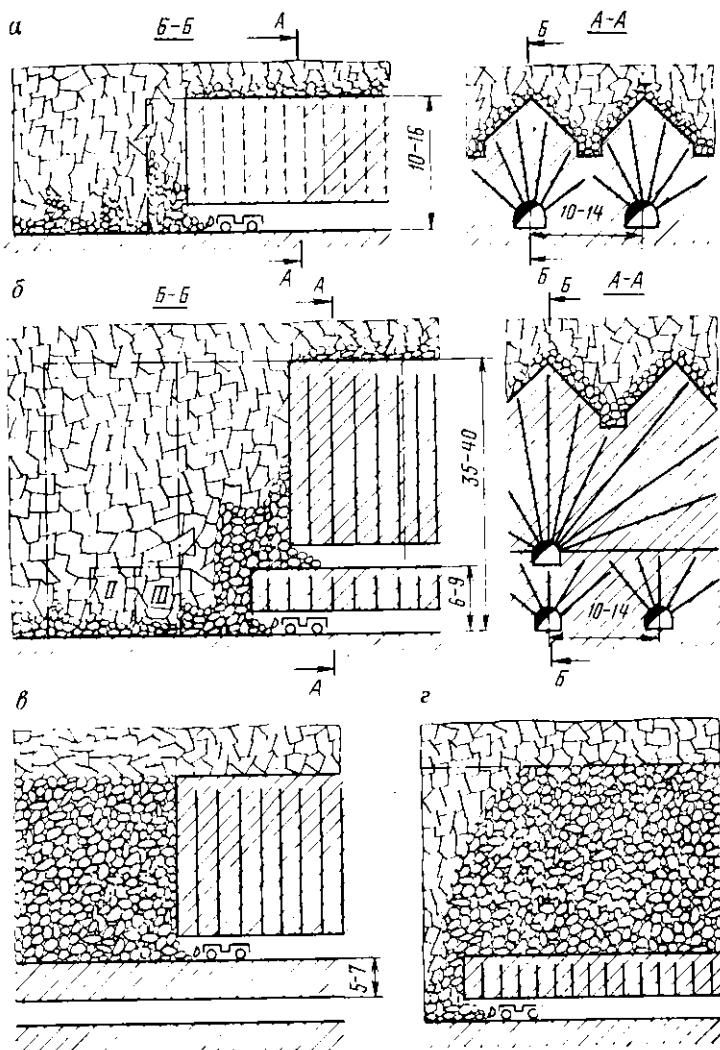


Рис. V.7. Подэтажный торцевой выпуск руды при малой (а) и увеличенной (б, в, г) высоте подэтажа:

б — послойный выпуск (I, II, III — порядок отбойки); в — массовый (стадия отбойки и частичного выпуска); г — то же, стадия погашения надштрекового целика и общего выпуска

по мере отбойки руды над ней, руда поступает в выработку с торца.

При торцевом выпуске дешевле подготовительно-парезные работы, так как не надо проходить выпускные выработки; но в каждом выпускаемом слое руда по всей его площади имеет контакт с обрушенными пустыми породами, что ускоряет по-

явление породы при выпуске и может ухудшить показатели извлечения по сравнению с донным выпуском.

Подэтажный торцевой выпуск при небольшой ($5 \div 9$ м) высоте подэтажа получил распространение вначале на рудниках Швеции, а затем в Канаде, США и других странах. Доставляют руду самоходным оборудованием. Около 25 % объема подэтажа вынимают при проведении подэтажных штреков или ортов, поэтому они служат компенсационным пространством при отбойке.

Торцевой выпуск этажный и подэтажный с увеличенной ($15 \div 40$ м) высотой подэтажа появился впервые в нашей стране при отбойке руды в зажиме (разработан в Московском горном институте в 1959 г.). Рудодоставочную выработку погашают по мере отбойки. Толщина взрываемого слоя $6 \div 16$ м. Над доставочной выработкой оставляют временный целик в виде козырька длиной $4 \div 12$ м и по мере выпуска руды взрывают этот козырек участками по $2 \div 6$ м. Этот вариант применяют с 1960–1962 гг. на рудниках Зырянского комбината и ряде других рудников цветных металлов. Доставляют руду самоходным оборудованием или сборными конвейерами с передвижными питателями.

Угол наклона стенок очистного пространства. При открытом пространстве руда может скатываться по стенке с уклоном $45 \div 55^\circ$, а в случае заполнения пространства обрушенной массой — $65 \div 80^\circ$ (большие углы относятся к влажной руде, включающей тонкоизмельченный материал). В залежах с меньшим углом падения увеличивают наклон стенки лежащего бока за счет отбойки не по рудному контуру или нарезают выпускные выработки в лежащем боку.

Условия применения. Угол падения залежи может быть различным, но благоприятнее крутое падение, при котором все выпускные и доставочные выработки располагаются в рудном теле. Мощность залежи при крутом падении может быть любой, а при пологом и наклонном она должна быть не менее 10–15 м, чтобы окупилась расходы на образование выработок для выпуска и доставки руды в лежащем боку.

Самотечная доставка руды по рудоспускам — вспомогательный способ. В рудоспуски руду доставляют механическими средствами (см. рис. V.1) или самотеком.

Рудоспусками служат вертикальные и крутонаклонные выработки, пройденные в руде или боковых породах. Угол наклона — не менее $55 \div 60^\circ$, в крайнем случае $45 \div 50^\circ$, в верхней части рудоспуска, если она никогда не бывает заполнена рудой.

Рудоспуски располагают по возможности в устойчивых породах, чтобы избежать крепления их, так как крепь разрушается. Диаметр рудоспуска составляет от 1,5 м при габарите кусков 400 мм до 3 м при габарите 800–1000 мм. Глубокие ($150 \div 300$ м и более) рудоспуски проходят обычно вертикальными диаметром 3 м. По мере износа диаметр может возрасти

до $10 \div 12$ м. При износе до диаметра $7 \div 8$ м целесообразно переходить на эксплуатацию рудоспуска в заполненном состоянии, кроме верхней части высотой $75 \div 100$ м (такой режим предложен и испытан МГИ и Тырныаузским комбинатом).

Иногда для спуска руды выкрепляют специальные отделения (размером обычно не менее $0,9 \times 1,4$ м) в восстающих либо в очистном пространстве, заполненном закладкой или поддерживаемом крепью. Спускают руду и по стальным трубам диаметром $500 \div 800$ мм.

Если в выработках над рудоспуском взрывают заряды ВВ, то рудоспуск должен быть заполнен рудой над люком на высоту не менее 3 м.

§ 4. ВЫРАБОТКИ ДЛЯ ВЫПУСКА РУДЫ

При донном выпуске отбитая руда по очистному пространству самотеком поступает в рудоприемные траншеи или воронки, образованные в основании блока, из них в выпускные выработки, и далее — либо в выработки для механизированной доставки руды, либо (реже) в люки для погрузки вагонов электровозной откатки.

Рудоприемные траншеи появились намного позднее воронок. Одна траншея заменяет один или два продольных ряда воронок. Имеются различные варианты траншей (рис. V.8). Траншеи в поперечном сечении имеют форму опрокинутой трапеции, прямоугольника или прямоугольника с лежащей на нем опрокинутой траншеей. К основанию траншей пройдены выпускные выработки; при устойчивой руде они могут иметь увеличенный (до $3 \div 4$ м и более) размер по длине траншей.

Траншеями вынимают нижнюю часть камер или блоков, подсечку осуществляют одновременно с погашением вышележащего запаса или с опережением в виде траншей (поэтому применение траншей называют траншейной подсечкой).

В крутых залежах при наклонном основании блока почва траншей может быть расположена на уровне горизонта механизированной доставки или транспорта руды; выпускают руду из траншей через горизонтальные сбойки — ниши (см. рис. V.8). Аналогичное решение для камерной выемки с горизонтальным днищем (см. рис. V.8) разработано акад. М. И. Агошковым и д-ром техн. наук З. А. Терпегосовым.

Образование траншей. Обычно в основании будущей траншеи проводят траншейный орт или штрек (рис. V.9). Из него пробуривают вертикальные вееры скважин и затем взрывают их последовательно на отрезную щель, в результате чего по длине орта постепенно образуется траншея высотой 5—12 м.

Целесообразно совмещать образование траншей с очистной выемкой.

Под целиками образуют траншеи редко и только при устойчивой руде: часть целика по длине должна быть подсе-

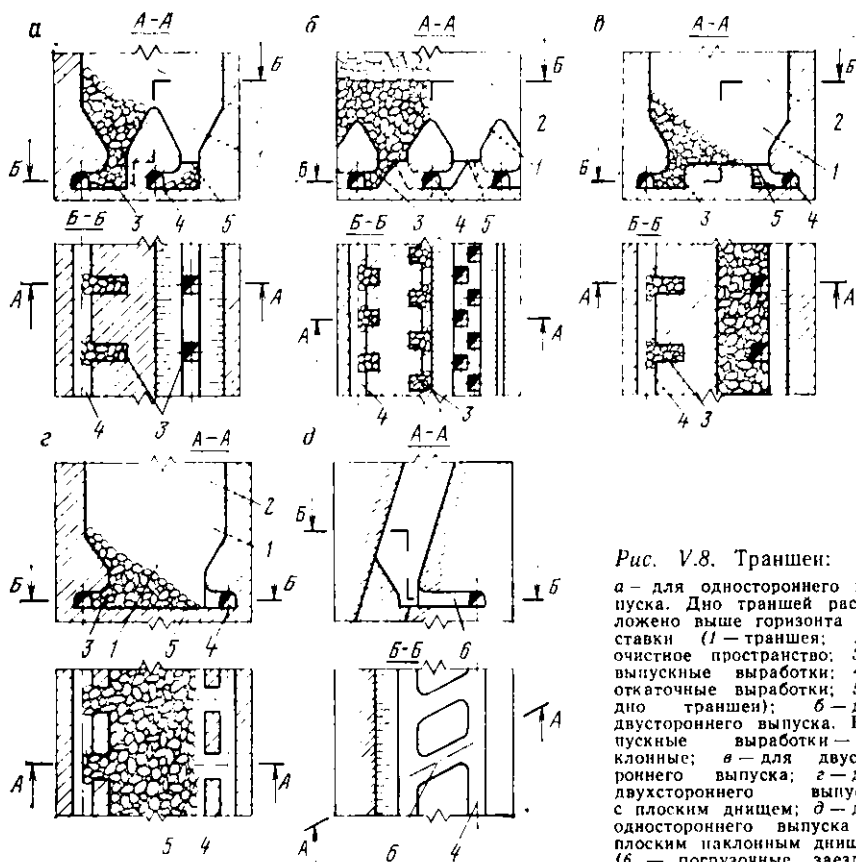


Рис. V.8. Траншеи:

а — для одностороннего выпуска. Дно траншеи расположено выше горизонта доставки (1 — траншея; 2 — очистное пространство; 3 — выпускные выработки; 4 — откаточные выработки; 5 — дно траншеи); б — для двустороннего выпуска. Выпускные выработки — наклонные; в — для двустороннего выпуска с плоским дном; г — для одностороннего выпуска с плоским наклонным дном (6 — погрузочные звезды)

чена траншеей заблаговременно вертикальными веерами скважин.

Иногда образуют из одного орта (штрека) две траншеи веерами скважин, пробуренных горизонтально и сверху вниз (см. рис. V.9). Этот вариант применяют при последующем самообрушении подсеченной руды; через торец орта наблюдают за ходом самообрушения.

Достоинства траншей по сравнению с воронками: руду в траншеях отбивают скважинами, при этом производительность примерно такая же, как и при очистной выемке, исключаются трудоемкие работы по проходке узких вертикальных выработок, требуемых для разделки воронок; исключается отдельная стадия подсечки; снижается запас руды в трудно извлекаемом целике основания блока. Однако при малой мощности залежей, недостаточной для отбойки скважинами, траншеи должны оформляться шпуровым методом, что лишает их главных преимуществ. При недостаточно устойчивой руде при-

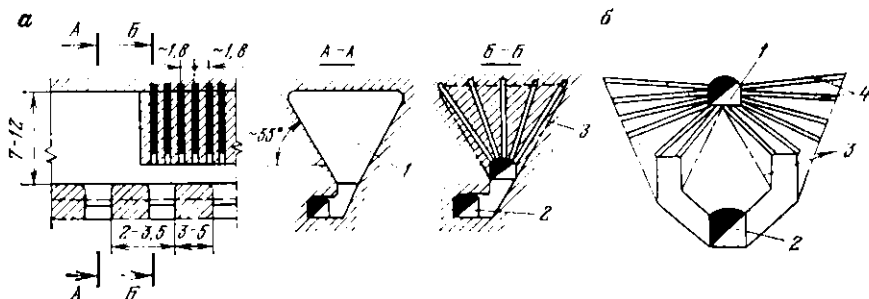


Рис. V.9. Образование траншей для выпуска руды в скреперную выработку: а — из траншейного орта (1 — траншея); б — из дополнительного орта 1 (2 — скреперный или конвейерный орт; 3 — контуры отбойки скважинами 4 и частичного самообрушения бортов)

менение траншей ослабляет целик над выработками для доставки руды. Поэтому траншеи применяют преимущественно в залежах мощных и средней мощности с устойчивыми рудами.

Рудоприемные воронки целесообразно применять главным образом в условиях, неблагоприятных для траншей, т. е. при малой мощности залежей или неустойчивых рудах и под целиками.

Форма воронок ясна из их названия. Угол наклона откосов воронки обычно 50—60°.

Образуют воронки шпурами или штанговыми скважинами (рис. V.10). Шпуровой метод применяют в маломощных залежах и, иногда, при очень крепкой руде; обычно проходят вертикальную выработку, а затем расширяют ее шпурами до проектных контуров воронки. При пониженной устойчивости руды

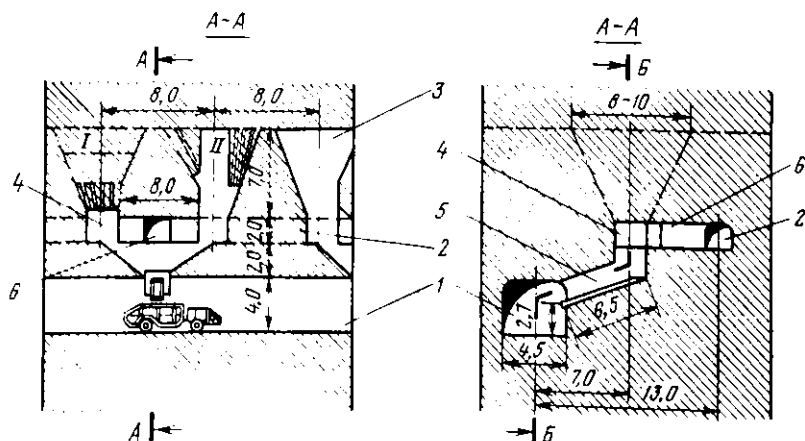


Рис. V.10. Образование воронок для вибровыпуска руды в автосамосвал: I — шпурами; II — штанговыми скважинами; 1 — откаточный орт; 2 — вентиляционная выработка; 3 — воронка; 4 — выпускная выработка; 5 — ниша под вибропитатель; 6 — подходная выработка

в последнюю очередь взрывают шпуров опережающего забоя восстающего и штанговые скважины, пробуренные вокруг него.

В большинстве случаев производят над воронками низкую (высотой 2—3 м) подсечку на всей площади очистных камер, а если руда достаточно устойчива, то и на части площади под целиками.

Штанговыми скважинами образуют воронки в мощных и средней мощности залежах. Проходят короткий восстающий, пробуривают из него один-два кольцевых комплекта крутонаклонных восходящих штанговых скважин, взрывом зарядов которых и образуют воронку.

Особенности образования воронок под целиками. Предварительно, т. е. перед разрушением целика, разделяют воронки на максимально возможной площади (по условию устойчивости целика). Но основную часть, а иногда и все воронки приходится образовывать одновременно с обрушением целика. Для этого проходят заблаговременно короткие восстающие и из них пробуривают один-два кольцевых комплекта штанговых скважин или шпуров. Их взрывают вместе со скважинами в целиках, в первую очередь — внутреннее кольцо скважин, с замедлением — внешнее кольцо, а затем с еще большим замедлением — скважины в целиках.

Ширина траншей и воронок принимается из следующих соображений. Уменьшение ее снижает запас руды в межтраншейных (межвороночных) гребнях, из которого 50÷70 % теряется; сокращаются потери отбитой руды на гребнях при выпуске под налегающими обрушенными породами; при магазинировании руды облегчается ликвидация сводов зависания и равномернее опускается поверхность магазина.

Ограничительными факторами уменьшения ширины траншей (воронок) являются, во-первых, минимально допустимая толщина межтраншейных (межвороночных) целиков по условию прочности, с учетом нарушения их взрывами для ликвидации заторов руды при выпуске; во-вторых, минимальное расстояние между выпускными отверстиями по условию размещения оборудования, работающего на выпуске руды, т. е. питателей или самоходных машин (при скреперной доставке это ограничение не играет роли).

С учетом этих ограничений ширина траншей или воронок принимается:

при выпуске руды вибропитателями — обычно около 10 м, иногда 15÷18 м;

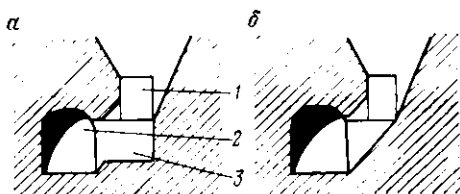
при скреперной доставке — обычно 8÷10 м, а вообще от 4÷5 до 15÷18 м.

Меньшие значения здесь относятся главным образом к менее крепким и устойчивым рудам, в которых требуется надежное крепление доставочных, а иногда и выпускных выработок при любой ширине воронок.

При погрузке выпускаемой руды самоходными машинами

Рис. V.11. Выработки 1 для выпуска руды в скреперный или конвейерный штрек 2:

а — с нишей 3; б — без ниши



ширина траншей и воронок определяется тем, что выпускные отверстия приходится располагать обычно по сетке $(15 \div 20) \times 10$ м, что обосновывается далее при изучении доставки самоходным оборудованием.

Выпускные выработки, т. е. выработки для перепуска руды из воронок или траншей в выработки доставки (см. рис. V.8), часто называют дучками. Обычно их не крепят, но при неустойчивой руде и большом горном давлении иногда закрепляют бетоном вместе с доставочной выработкой. Конструкции выпускных выработок различаются в основном наличием или отсутствием ниши (рис. V.11). На отечественных рудниках обычно образуют нишу и из нее высекают короткий вертикальный восстающий, что упрощает буровзрывные работы, но увеличивает объем проходки.

Выпускные выработки обычно квадратного или круглого сечения размером $1,5 \div 2,5$ м. При устойчивой руде, скреперной доставке и траншейной подсечке можно увеличивать ширину выпускных выработок (по длине скреперного штрека) до $3 \div 3,5$ м, что снижает число зарядов.

§ 5. ПОГРУЗКА И ДОСТАВКА РУДЫ САМОХОДНЫМ ОБОРУДОВАНИЕМ

Самоходное оборудование на погрузке и доставке руды используют как безрельсовое, так и рельсовое. Безрельсовое принято называть самоходным оборудованием.

Применяют его с тридцатых годов, главным образом, при разработке мощных и средней мощности залежей крепких руд.

Используют в основном следующие машины или комплексы:

1) погрузочно-доставочные машины; 2) погрузочные (или погрузочно-доставочные, используемые как погрузчики) машины в комплексе с автосамосвалами; 3) экскаваторы в комплексе с автосамосвалами, а также бульдозерами или легкими погрузочно-доставочными машинами для зачистки дорог и почвы очистных камер; 4) бульдозеры; 5) самоходные скреперные грузчики; 6) самоходные вагоны в комплексе с погрузочными машинами или комбайном и бункер-перегрузателем.

Самоходное оборудование применяют в следующих случаях:

1) при отработке пологих и наклонных залежей с естественным поддержанием очистного пространства; самоходное обо-

дование работает в очистном пространстве на почве залежи или слоя;

2) на этажном горизонте или на подэтажах при самотечном выпуске руды из очистного пространства, донном или торцевом;

3) при отработке блока горизонтальными слоями; оборудование работает в слоевых выработках или на закладке.

Самоходные машины выпускают на пневмошинном и реже на гусеничном ходу с дизельным, электрическим или пневматическим приводом хода.

В табл. V.2 приведен ряд самоходных машин для погрузки и доставки руды и транспортирования людей и материалов.

Особенностями современных мощных самоходных машин являются универсальность (возможность выполнения нескольких основных и вспомогательных функций, например погрузка и доставка руды, доставка материалов, зачистка дорог и т. п.), пневмошинный ход и дизельный привод.

Привод. У мощных машин обычно применяют дизельный привод (как автономный), хотя он и требует очистки выхлопных газов и увеличения расхода воздуха для проветривания выработок.

Электрический привод получает энергию через кабель (реже — от аккумулятора); кабель длиной до 220 м автоматически наматывается на барабан, установленный на самоходной машине. Для длинных перегонов машины нужен трактор с установленным на нем дизельгенератором для приведения в действие системы гидроуправления машины.

Проблема автомобильной промышленности в целом — создать достаточно экономичные малогабаритные аккумуляторы большой емкости. Если эта проблема будет решена, то для самоходных машин на подземных рудниках автономный электрический привод окажется предпочтительнее дизельного. Фирмой «Эймко» выпущено 5 типоразмеров аккумуляторных ковшевых ПДМ грузоподъемностью $2,5 \times 7$ т. Фирма «Торо» (Финляндия) выпустила серию электрических ковшевых ПДМ грузоподъемностью от 3 до 8 т, питаемых через плоский кабель.

Пневматический привод питается через шланг, что снижает скорость машин, он имеет невысокий к.п.д. и используется лишь для машин легкого класса с небольшим радиусом действия.

Очистка выхлопных газов дизельного привода. Газоочистители для очистки выхлопных газов применяют каталитические и жидкостные, устанавливают их на самих машинах.

При работе дизельных машин необходимо помимо обычного количества воздуха для проветривания подавать дополнительно по действующим нормам $6,8 \text{ м}^3/\text{мин}$ на 1 кВт мощности дизельного двигателя. Контроль рудничной атмосферы обязателен каждые сутки, а лабораторный анализ выхлопных газов от каждой машины — обычно через день. Если санитарная норма

Таблица V.2. Техническая характеристика некоторых погрузочно-доставочных машин

таблица V.2. Техническая характеристика экскаваторов по-русски

Модель	Институт, фирма, страна	Емкость ковша, м³	Емкость бункера, м³	Масса машины, т	Привод	Мощность привода, кВт	Скорость движения, км/ч	Радиус поворота, мм		Размеры, мм			Максимальная передовая нагрузка, т	Промышленность, градостроительство	Площадь доставки на расстояние 150 м, т/смену
								внутренний	внешний	длина	ширина	высота			
Ковшовые															
ПД-2Б	НИПИГормаш, СССР	1,2	—	9,5	Дизельный	—	16	—	5100	6 800	1600	1500	18	—	—
ПД-3**	То же	1,5	—	11	»	96	20	2950	4750	7 380	1600	1850	18	—	—
ПД-8**	Донецкий машиностроительный завод	4,0	—	22,4	»	140	20	4900	7500	9 000	2500	2500	18	800	800
ПД-12**	НИПИГормаш	6,0	—	26	»	184	25	4400	7400	10 000	2500	2550	15	—	—
СТ-2Б	«Вагнер», США	1,52	—	10,4	»	63	19	2650	4760	6 740	1564	1520	29	800	800
СТ-5Б	ГХХ, ФРГ	3,8	—	18,3	»	128	29	3020	6020	8 015	2130	1830	20	800	800
СТ-8А	«Вагнер», США	5,6	—	25,7	»	184	15	2960	6300	9 703	2440	1830	15	—	—
СТ-13	«Вагнер», США	9,9	—	43,1	»	265	25	—	—	11 500	3050	2540	24	—	—
Эйкмо-916	«Эйкмо», США	4,5	—	19,0	»	744	24	2820	6170	9 660	2440	2005	20	—	—
ЛК-1	«Фадрома», ПНР	2,0	—	10,9	»	84,6	38	2100	4550	8 750	2200	1650	12	—	—
ЛК-2	То же	4,2	—	20,0	»	142	39	—	—	—	—	—	—	—	—
Бункерные															
ПТ-4	СССР	0,2	1,5	4,6	Пневматический	66	4,8	—	4000	3 020	1800	1600	12	—	—
ПТ-10	СССР	1,0	4,0	16	Дизельный	147	—	—	8000	8 500	2500	2500	—	—	—
ТЧЖ	«Аглас-Колко», Швеция	0,3	1,8	4,65	Пневматический	20	4,2	—	5000	3 350	1875	2555	5	300*	300*
«Кава-310»	То же	0,125	1,0	3,05	То же	26,4	5	—	2350	2 970	1900	1500	7	200*	200*
«Кава-710»	»	1	5	14	Дизельный	103	20	4350	6900	8 250	2200	2500	35	—	—
С совмещенным ковшом-бункером															
ТЛ-110	«Джой», США	1,73	9,6	21,6	Дизельный	220	30	7930	8840	7 930	3500	4470	16	900	900

* При расстоянии 400 м.

** Цифра обозначает грузоподъемность ковша в тоннах.

не выполняется, машину снимают с эксплуатации до исправления газоочистительной системы.

Применение самоходных погрузочных машин. Типы машин. Рабочий орган в основном ковшовый или в виде нагребающих рычагов.

Первоначально наиболее широко применяли машины с боковыми нагребающими рычагами на гусеничном ходу, но теперь их используют преимущественно при мягких рудах или на проходческих работах, а на смену им при крепкой руде пришли ковшовые пневмоколесные.

Ковшовые пневмоколесные погрузчики применяют на зарубежных рудниках для погрузки руды в автосамосвалы. Погрузчики дизельные, вместимость ковша $1\div 5$ м³, скорость передвижения высокая — до 45 км/ч. Масса и мощность машин находятся в определенной зависимости от емкости ковша, такой же, как у погрузочно-доставочных машин, о чем будет сказано ниже. Значительные их масса и мощность обеспечивают удовлетворительное внедрение и заполнение ковша даже на крупнокусковой абразивной руде. Производительность при вместимости ковша $2\div 3$ м³ достигает $1200\div 1800$ т/смену. В СССР в качестве погрузчиков используют погрузочно-доставочные машины.

Погрузочные машины с нагребающими рычагами. Наиболее распространены отечественные электрические погрузочные машины серий ПНБ и зарубежные фирмы «Джой» (США) непрерывного действия на гусеничном ходу с парными боковыми нагребающими рычагами и со скребковым конвейером.

Можно выделить в основном два типоразмера этих машин:

1) среднего класса массой $18\div 22$ т с установленной мощностью электродвигателей $80\div 90$ кВт (ПНБ-3К и 18-НР фирмы «Джой»);

2) тяжелого класса массой $27\div 30$ т с установленной мощностью электродвигателей $140\div 230$ кВт (ПНБ-4Д и 19НР-2 фирмы «Джой»).

Машины среднего класса могут работать в выработках небольшого сечения (не менее $3,7\times 2,5$ м). Они хорошо работают, если наличие кусков крупнее 400 мм не превышает 5 % по массе, а куски крупнее 600 мм предварительно раздробливаются. Производительность машины изменяется от 200 до 900 т/смену; большие значения — при хорошем дроблении руды, ширине выработки до $4\div 5$ м, самотечном поступлении в нее руды.

Тяжелые машины этого типа могут погружать руду крупностью до $600\div 800$ мм; производительность машины $400\div 1500$ т/смену.

Машинам с боковыми нагребающими рычагами, наряду с непрерывностью работы и хорошей зачисткой почвы и углов выработки, свойственны высокая стоимость, частые поломки нагребающих рычагов и конвейеров при крепкой руде, а также

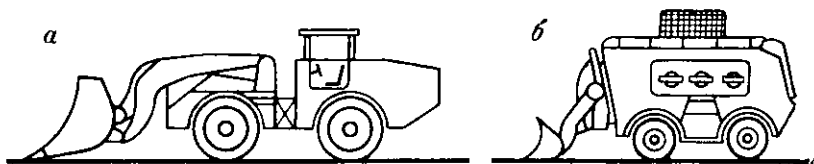


Рис. V.12. Типы погрузочно-доставочных машин:

а — ковшовая тяжелая дизельная; б — бункерная легкая пневматическая

гусениц, сложность обслуживания и ремонта. Использование их целесообразно преимущественно при мягкой руде и на подготовительных работах.

Созданы (в Швеции) мощные погрузочные машины с верхними парными нагребными рычагами для загрузки крупнокусковой руды.

Применение погрузочно-доставочных машин (ПДМ). ПДМ имеют привод дизельный, в отдельных новых образцах электрический, питаемый через кабель, или аккумуляторный, а для легких машин пневматический (табл. V.2).

Основные типы машин (рис. V.12): ковшовые ПДМ — перевозят породу в ковше на весу, при необходимости могут погружать ее в автосамосвалы; бункерные ПДМ — с ковшовым погрузочным органом и аккумулялирующим устройством — бункером. Есть и машины с совмещенным ковшом-бункером — ковш опирается на колеса, машина не может использоваться для загрузки автосамосвалов.

Ковшовые погрузочно-доставочные машины получили наибольшее распространение (рис. V.13). Из них с СССР используются отечественные машины серии ПД и зарубежные машины серий СТ, ГСТ, «Эймко», «Торо», «Фадрома», «Вабко». Машины серии ПД и большинство других — дизельные, имеют фронтальный ковшовый механизм.

Ковшовые ПДМ бывают легкие с грузоподъемностью ковша до $2\div3$ т, среднего класса — $4\div6$ т и тяжелые — $7\div20$ т и больше. На 1 т полезного груза приходится около 3 т собственной массы машины и 7,5 кВт мощности. Создан опытный образец ПДМ ТБЛ-63 (Франция) с двойным ковшом (один как бы вкладывается в другой); сначала наполняется внутренний ковш, затем при поднятом внутреннем — наружный. Это способствует увеличению соотношения полезного груза и габаритов машины.

Для машин с ковшом емкостью от 1 до $5,6$ м³ минимальная ширина доставочной выработки составляет соответственно от 2,4 до 3,5 м, а высота — от 2,4 до 3 м.

При зачерпывании руды с почвы выработки ковш движется под действием напорного усилия машины (около 20 т для ПДМ мощностью 150 кВт). Чтобы увеличить усилие, выработки, в ко-

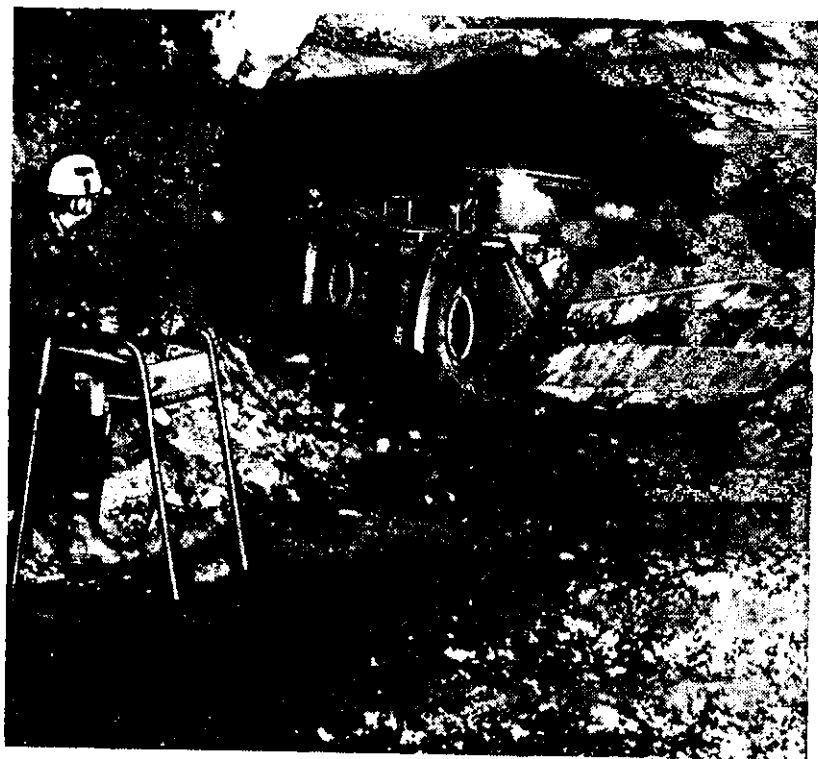


Рис. V.13. Ковшовая погрузочно-доставочная машина с дистанционным управлением

торых погружают руду, иногда проходят с уклоном вниз около 10° .

Почву постоянных мест погрузки руды, например заездов при донном выпуске, целесообразно покрывать бетоном или железобетоном, что значительно повышает производительность и снижает износ машины.

Машины удовлетворительно работают и на крупнокусковой руде при емкости ковша более 3 м^3 . Расстояние доставки от $100 \div 400 \text{ м}$ до $500 \div 1000 \text{ м}$ при грузоподъемности $8 \div 20 \text{ т}$. При больших расстояниях эти машины, имеющие высоту погрузки до 3900 мм , применяют в комплексе с автосамосвалами.

ПДМ с ковшом до $3 \div 4 \text{ м}^3$ используют также на зачистке почвы камер, прокладке и очистке дорог, сгребании горной массы в навал, иногда на перевозке в ковше материалов и оборудования.

При самотечном выпуске руды в погрузочную выработку большое усилие внедрения ковша позволяет машине ликвидировать часть завесаний руды без взрывных работ. Внутрисменное

Таблица V.3. Эксплуатационная производительность (т/смену) дизельных ковшовых погрузочно-доставочных машин

Грузоподъем- ность, т	Диаметр среднего куска руды, м	Расстояние доставки, м					
		100		300		600	
		Скорость движения, км/ч					
		10	15	10	15	10	15
8	0,3	670	150	520	670	310	420
	0,5	500	560	400	500	270	340
	0,7	360	220	280	330	200	250
12	0,3	1060	1200	810	1060	470	650
	0,5	790	880	640	790	400	530
	0,7	600	670	500	600	340	430

дробление негабаритных кусков устраняют путем доставки их в свободную выработку для взрывания в междусменный перерыв.

При использовании на выпуске руды мощных ПДМ приходится увеличивать расстояние между рядами выпускных отверстий до 15—20 м (между осями рядов) по условию размещения машины в заездах. Но, с другой стороны, и ширина отверстий увеличивается приблизительно до 4 м, в итоге на гребнях траншей или воронок остается примерно столько же или не намного больше отбитой руды, чем при других способах доставки, при которых ширина выпускного отверстия около 2 м.

Эксплуатационная производительность ковшовых ПДМ дана в табл. V.3. При наличии большой (не менее полусменной) буферной емкости рудоспуска она может быть рассчитана по формуле

$$P = \frac{60 T_{\text{см}} q k_1 k_2 k_3}{T_{\text{ц}}}, \quad (\text{V.1})$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, ч; q — грузоподъемность ПДМ, т; k_1 — коэффициент использования машины во времени, в благоприятных условиях равный приблизительно 0,7—0,8; численные значения и эмпирические зависимости здесь и ниже приводятся по данным В. Ф. Абрамова и Е. И. Миронова; k_2 — коэффициент снижения производительности из-за выборки и отвозки в неработающий забой негабаритных кусков, составляет $0,9 \div 0,95$; $k_3 = 0,6 \div 0,9$ — коэффициент снижения производительности в периоды освоения из-за неналаженного ремонта, снабжения запасными частями, несовершенства организации работ, недостаточной квалификации рабочих и т. п.; $T_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла, мин.

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{дв}} + t_{\text{н}} + t_{\text{зав}} + t_{\text{р}}, \quad (\text{V.2})$$

где $t_{\text{дв}} = 2L/v_{\text{ср}}$ — время движения, мин (L — расстояние доставки, м; $v_{\text{ср}}$ — средняя скорость движения, м/мин);

$$t_n = \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5}} \quad (\text{V.3})$$

t_n — время наполнения ковша, мин ($B/d_{\text{ср}}$ — соотношение ширины ковша и среднего диаметра кусков руды); $t_{\text{зав}} = n_{\text{зав}} t_{\text{зав}}^*$ — удельные затраты времени на ликвидацию зависаний, мин/т ($t_{\text{зав}}^*$ — время на ликвидацию одного зависания — около 15 мин; $n_{\text{зав}}$ — число зависаний, значительно меньшее единицы, приходящиеся на один цикл ПДМ, $n_{\text{зав}} = q/Q$);

$$Q = 50 \left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5} \quad (\text{V.4})$$

Q — среднее количество руды, выпущенное между зависаниями, т/зависание; $t_p \approx 0,5$ — время разгрузки ковша с учетом маневров у рудоспуска, мин.

Тогда согласно (V.2) и последующих уравнений

$$T_u = \frac{2L}{v_{\text{ср}}} + \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5}} + \frac{q}{50 \left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5}} t_{\text{зав}} + t_p, \quad (\text{V.5})$$

а в окончательном виде эксплуатационная производительность

$$P = \frac{60 t_1 q k_1 k_2 k_3}{\frac{2L}{v_{\text{ср}}} + \frac{25}{\left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5}} + \frac{0,02q}{\left(\frac{B}{d_{\text{ср}}}\right)^{1.5}} t_{\text{зав}}^* + t_p}. \quad (\text{V.6})$$

В затратах на доставку руды ковшовыми ПДМ приблизительно $1/4$ приходится на зарплату машинистов, $1/4$ — амортизация, $1/4$ — техническое обслуживание и ремонт, $1/4$ — горюче-смазочные материалы и шины.

Бункерные ПДМ — это, обычно, машины легкого класса, используемые в выработках небольшой ширины и высоты, в частности при послойной выемке и проведении подэтажных выработок. Производительность машины — 80—200 т/смену. Емкость ковша $0,12 \div 0,6$ м³, вместимость бункера $1 \div 2,5$ м³, питание — сжатым воздухом через шланг длиной 90 м.

Из отечественных ПДМ распространены ПТ-2,5, ПТ-4 (рис. V.14), из зарубежных — Т2Ж, Т4Ж, «Каво 310», «Каво 510» и «Каво 511» шведской фирмы «Атлас Копко», «Эймко-803» (США).

Применение экскаваторов. Для погрузки руды при отработке пологих залежей с открытым очистным пространством применяют электрические экскаваторы с ковшом емкостью $1 \div 2$ м³ в комплексе с автосамосвалами и бульдозерами. Для стеснен-

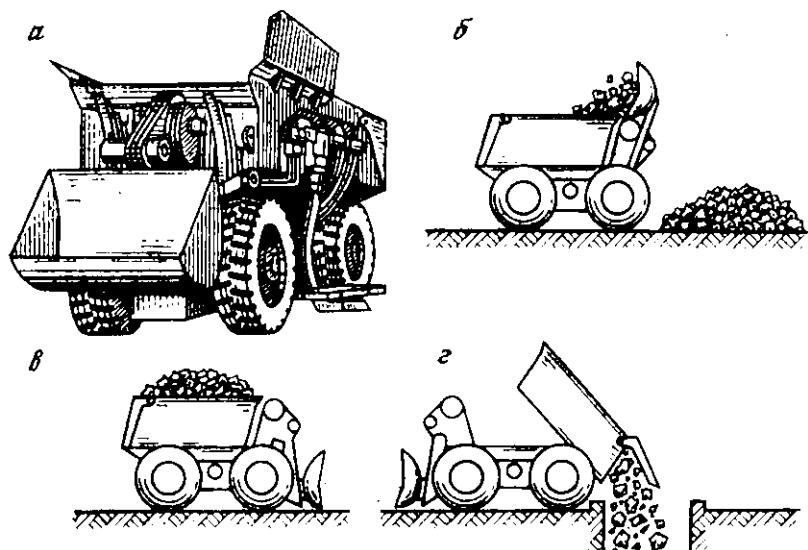


Рис. V.14. Бункерная погрузочно-доставочная машина ПТ-4:

а — общий вид; б, в, г — соответственно погрузка, доставка, разгрузка

ных условий выпускают экскаваторы с укороченной стрелой и рукоятью по типу экскаваторов шведской фирмы «Ландсверк».

Отечественные экскаваторы ЭО-5112А (ЭП-1) с ковшом емкостью 1 м³ применяют для погрузки руды в автосамосвалы в выработках высотой 6 м и более (рис. V.15) на рудниках Дзержинского комбината. При коэффициенте крепости руды 12÷14 производительность экскаватора достигает 700 т/смену.

Экскаватор с однокубовым ковшом загружает 20-тонную автомашину за 2,5÷3 мин (как и ПДМ с ковшом 4 м³, у которой продолжительнее маневры).

Применять экскаваторы целесообразно главным образом в камерах с широким фронтом работ, где не требуются большие перегоны; на зачистке дорог и сгребании руды в навал можно использовать бульдозеры или ПДМ среднего по мощности класса.

Применение самоходного оборудования для доставки и транспортирования руды.

Автосамосвалы нагружают погрузочными или ковшовыми погрузочно-доставочными машинами, экскаваторами или вибропитателями. Применяют их для отвозки рудной массы на расстояние 300÷1000 м до рудоспусков или других пунктов перегрузки на рельсовый транспорт, а иногда — и как основной вид транспорта на несколько километров. (При большом расстоянии доставка и транспорт как бы совмещаются). При увеличении дальности перевозки с 400 до 1000 м затраты на доставку 20-тонными машинами возрастают примерно на 35 %.

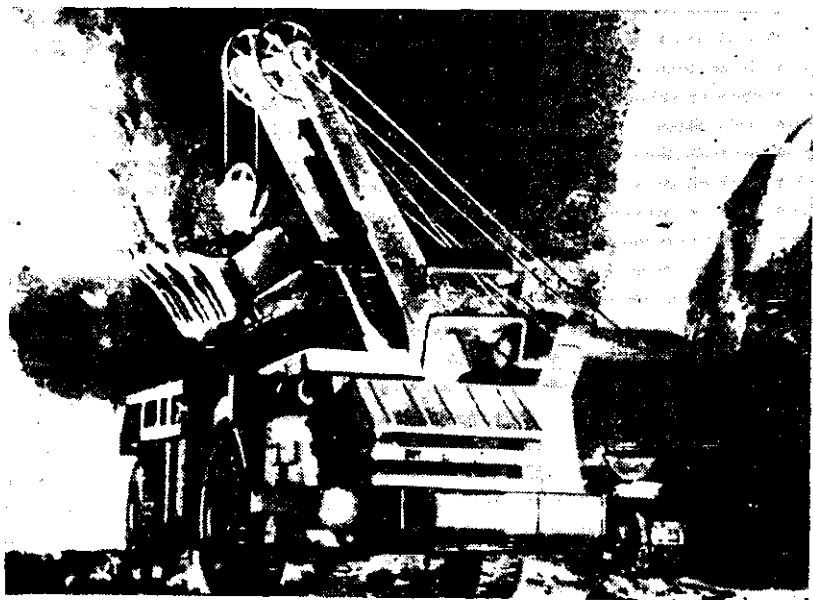


Рис. V.15. Эскаватор ЭП-1 погружает руду в автосамосвал МоАЗ-6401

Используют специализированные автосамосвалы с шарнирным соединением кузова грузоподъемностью обычно от 20 до 40—50 т (табл. V.4). Они обладают относительно малой высотой, большой маневренностью, пониженными требованиями к качеству дорог, оборудованы дизельными двигателями мощностью 100÷400 кВт с каталитической и мокрой очисткой выхлопных газов. Кузов обычно опрокидной, реже — телескопический, сдвигающийся. Производительность — от 500 до 1500 т/смену. За рубежом используют также самосвалы грузоподъемностью до 60÷80 т, но они приемлемы лишь при большом сечении выработок.

На отечественных рудниках применяют главным образом специализированные двухосные автосамосвалы с опрокидным кузовом грузоподъемностью 20÷40 т типа МоАЗ, АНФ, «Блун-Нокс». При этом выработки должны иметь сечение 16÷18 м². При добыче гипса, соли, ангидрида для закладки и т. п. применяют также обычные автомашины, оборудованные газоочисткой.

Перспективно возникшее в отечественной практике направление использования шахтных автопоездов, позволяющих при тех же габаритах, что и у двухосных автосамосвалов, перевозить груз в 3—5 раз больше. С положительными результатами испытан экспериментальный образец автопоезда АШ-75 конструкции НИПИгормаш и ИГД МЧМ СССР. Грузоподъем-

Таблица V.4. Техническая характеристика некоторых автосамосвалов для подземных рудников

Марка автосамосвала	Фирма, завод-изготовитель	Страна	Емкость кузова, м³	Грузоподъемность, т	Масса, т	Мощность привода, кВт	Максимальная скорость, км/ч	Минимальный радиус поворота, мм		Размеры, мм			Высота при разгрузке, мм	Преодолеваемый уклон, градус
								внутренний	внешний	длина	ширина	высота		
С опрокидным кузовом														
МоАЗ-6401	Могилевский автозавод	СССР	11	20	18	158	40	3500	7500	8 300	2850	2680	4380	—
МоАЗ-7405	«АНФ»	Франция	12,5	22	19,5	140	40	3500	7590	8 610	2850	2630	—	—
461НВ25			14	25	17,2	140	29	3350	7350	8 500	3200	2230	4820	14
195М1-14			15	22	17,0	137	36	3200	7400	8 100	3030	2250	—	14
К-162 («Кируна-Трак»)	«Майнинг-Транспортейшн»	Швеция	16	21	15,5	121	36	2900	6950	7 430	3050	2300	—	14,5
К-500	То же	»	21	42	25	368	36	3650	8175	9 385	3140	3790	5650	14,5
Со сдвигающимся кузовом														
14Д2	«Джой»	США	7,2	15	14	107	20	2100	6100	8 720	2800	1760	—	—
20Д2	»	»	11,2	22	20,5	143	19	3300	7150	8 870	3200	2200	—	—
МТТ-420	«Вагнер»	»	12,5	20	17	143	38,5	3350	7120	9 040	3070	2100	—	29
МТТ-435	»	»	17,0	35	26,7	213	46,5	3650	8200	10 250	4100	2540	—	23

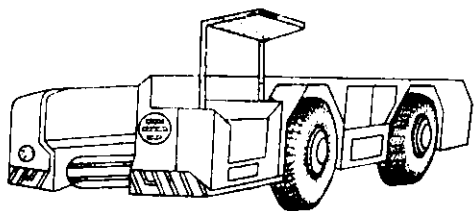


Рис. V.16. Самоходный вагон 5BC-15М

ность поезда — 75 т. Он состоит из пяти вагонов с боковой разгрузкой, двух тягачей по обоим концам поезда и оснащен шестью моторными осями. Суммарная мощность дизеля — около 280 кВт. Длина — 36 м, радиус поворота — 15 м, ско-

рость — до 20 км/час, требуемое сечение выработок — 12 м².

На отдельных зарубежных рудниках стали применять следующую технологическую схему: погрузка руды ковшовыми ПДМ или, на калийных шахтах, комбайнами — доставка руды автосамосвалами на расстояние до 1 км — дробление руды в питателях-дробилках до крупности минус 150—200 мм — транспортирование дробленой руды ленточными конвейерами к шахтному стволу (а иногда и далее по наклонному стволу до поверхности). При крепкой руде в агрегате питатель-дробилка используются дробилка барабанно-молотковая, питатель вибрационный или в виде скребкового цепного конвейера. Указанная схема дает возможность сочетать практически любой большой размер кондиционного куска руды с конвейерным транспортом.

На ряде подземных рудников автосамосвалы отвозят руду из забоя по наклонному съезду на поверхность и далее на обогатительную фабрику на расстояние 10÷12 км.

Самоходные вагоны (рис. V.16, табл. V.5) имеют пневмоколесный челноковый ход и длинный бункер емкостью от 2,5 до 10 м³, оборудованный донным скребковым конвейером. Привод электрический, питается через кабель, а у малых вагонов — от аккумуляторов. Нагружают самоходные вагоны погрузочными машинами с нагребающими рычагами, а на калийных рудниках питателем бункер-перегрузателя, принимающего руду от комбайна. Для калийных рудников создан вагон ВСЭ-25 грузоподъемностью 25 т. Машину ПНБ-3к обслуживает один вагон грузоподъемностью 10÷15 т при доставке на 100 м и два вагона при доставке на 100÷200 м; производительность комплекса 300÷500 т/смену.

Преимуществами самоходных вагонов в известных условиях являются челноковый ход, полная загрузка емкости, постепенная разгрузка. Недостатки: износ конвейера при крепкой руде; продолжительная разгрузка; низкая скорость движения (до 8 км/ч); слабая маневренность.

Для подготовительно-нарезных работ имеются самоходные вагоны ВС-5П грузоподъемностью 5 т с пневмоприводом и опрокидным кузовом; длина 3000 мм, ширина 1500 мм, высота 1400 мм.

Самоходные вагоны применяют главным образом при мягких рудах и на проходческих работах.

Таблица V.5. Техническая характеристика пневмоколесных самоходных вагонов с электрическим кабельным приводом

Показатели	Тип вагона			
	5BC-15M	1BC-20A	«Джой-Д32»*	«Джой-Д-60»
Грузоподъемность, т	15	20	5	16
Емкость кузова, м³	8,6	12,6	2,7	10
Наибольшая скорость передвижения на горизонтальном участке пути, км/ч	8	8	5,5	6,2
Емкость кабельного барабана, м	212	—	—	—
Высота разгрузки, мм	430—1400	0,535	—	—
Радиус поворота по наружному габариту, мм	7500	8000	—	—
Габариты, мм:				
длина	7500	8100	5970	7400
ширина	2500	2800	2160	2390
высота	1550	2000	810	1700
Масса, т	16,7	22	5	15,5
Общая установленная мощность электродвигателя, кВт	84,2	116,2	18,4	82,2
Завод-изготовитель	Воронежский завод горнообогатительного оборудования		—	—

* Питание двигателя от аккумуляторов.

Дороги для самоходных машин бывают: с подсыпкой рудной мелочи, щебеночные или гравийные с пропиткой битумом и без нее; бетонные, асфальтобетонные, асфальтовые.

Техническая скорость автосамосвалов около 40 км/ч; отечественных дизельных ПДМ — 20 км/ч, зарубежных — около 40 км/ч. В связи с несовершенством дорог, движением по ним людей, наличием пересечений скорость движения машин не должна превышать 20 км/ч. На магистральных выработках большой протяженности она может быть увеличена по согласованию с Госгортехнадзором.

Тип покрытия дороги и скорость движения выбираются совместно. Оптимальное решение соответствует минимальной сумме затрат на покрытие проезжей части, приобретение и ремонт машин и их эксплуатацию.

При больших грузопотоках целесообразны преимущественно следующие решения:

1) при расстоянии перевозки 300 ÷ 700 м — скорость 12 ÷ 20 км/ч, покрытие щебеночное или гравийное толщиной 150 мм с битумоцементной пропиткой; 2) при расстоянии 1000 ÷ 1500 м — скорость максимально-допустимая, покрытие бетонное или щебеночное толщиной 300 мм с битумоцементной

пропиткой; 3) при расстояниях 2—3 км и более — асфальтовые или асфальтоцементные (в необводненных или мало обводненных выработках) покрытия.

Во избежание обводнения этажных и подэтажных выработок, по которым движутся самоходные машины, целесообразно проходить эти выработки с уклоном около 0,01. Но эти выработки всегда должны быть увлажненными, чтобы не было пыли.

Размеры выработок для самоходных машин. По правилам безопасности, в выработках для перевозки руды и сообщения с очистными забоями зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием должны быть не менее 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м с противоположной стороны. При устройстве пешеходной дорожки высотой не менее 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш не менее чем через 25 м зазор со стороны прохода для людей можно уменьшить до 1 м. Ниши должны устраиваться высотой не менее 1,8 м, шириной 1,2 м, глубиной 0,7 м. В выработках погрузочно-доставочных (в очистных блоках) или находящихся в проходке, а также предназначенных только для эксплуатационного бурения должны приниматься зазоры не менее 0,5 м с каждой стороны (при скорости движения машин не более 10 км/ч и невозможности присутствия людей, не связанных с работой машин).

В выработках, включая наклонные съезды, предназначенных для доставки в очистные блоки оборудования, материалов и людей в машинах при скорости движения свыше 10 км/ч могут приниматься зазоры не менее 0,6 м с каждой стороны, если исключается передвижение людей пешком.

Улучшение условий труда при работе на самоходных машинах. Помимо газоочистки и проветривания при дизельном оборудовании, работают над устранением вредного воздействия сотрясений и вибрации на обслуживающий машины персонал, актуален вопрос защиты людей от падения кусков породы. Основное здесь: улучшение дорог; установление пределов скорости движения в зависимости от состояния дороги; совершенствование конструкций амортизационных сидений; установка кабин для операторов.

Внедряются устройства против возможного опрокидывания ПДМ. Одно из них (в США) включает в себя датчики наклона машины, электронный блок и сигнальные лампы.

Виды управления погрузочно-доставочными и транспортными машинами:

1. Ручное управление (основной способ).
2. Дистанционное управление в пределах видимости:
 - а) радиоуправление — дизельными и электрическими ПДМ;
 - б) электрическое через кабель — электрическими ПДМ и бульдозерами; пневматическими ПДМ (с электропневматическими клапанами).

3. Телеуправление — дизельными и электрическими ПДМ.

4. Автоматическое управление — движением автосамосвалов и ПДМ (по магистральным выработкам).

Дистанционное управление ПДМ в пределах видимости применяют на рудниках СССР, ВНР, Финляндии, Швеции, Норвегии, Канады, Австралии. Пульт управления помещается в доставочной выработке, откуда просматривается место погрузки руды в очистном пространстве. Хороший обзор обеспечивается при расстоянии до $20 \div 30$ м, удовлетворительный — 50 м, максимально допустимое расстояние — 100 м. Дистанционно управляют подъездом машины к навалу руды, погрузкой и возвращением в доставочную выработку. Здесь оператор пересаживается на машину и переходит на ручное управление для доставки руды к рудоспуску. Специализированные ПДМ с радиоуправлением имеют увеличенную на 20—30 % стоимость.

Дистанционное управление в пределах видимости применяют все шире, так как оно намного улучшает условия труда, и, кроме того, позволяет осуществить погрузку и доставку руды (а в перспективе и другие процессы, из которых оборка кровли специализированной машиной с дистанционным управлением уже осуществлена) в опасных для доступа людей местах. Это — высокие очистные камеры, в которых руда отбита скважинами; выработанное пространство под «консолью» — кровлей, обрушающейся с отставанием от забоя (рис. V.17), выработанное пространство в пологих залежах при извлечении опорных целиков и т. п. В результате появляется широкая возможность новых технологических решений, сберегающих трудовые, материальные и природные ресурсы и повышающих безопасность.

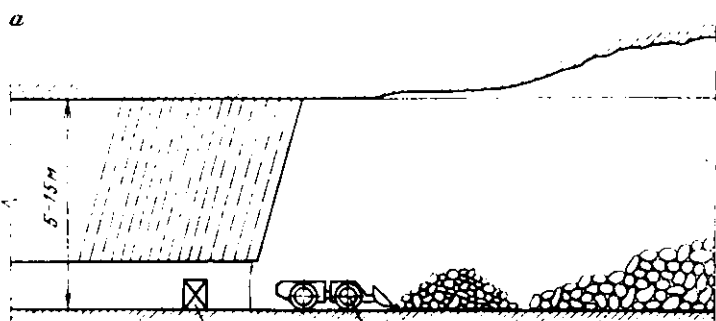
Дистанционное телеуправление испытывают за рубежом для дизельных машин, пока это обходится дорого и снижает производительность машин.

Автоматическое управление движением автосамосвалов, осуществляемое от подземного кабеля через антенну, установленную на машине, находится в стадии испытаний.

Сравнительная оценка доставки руды самоходным оборудованием. Преимущества: высокая производительность; мобильность; исключаются вспомогательные работы по переносу, монтажу и демонтажу даже при непостоянстве рабочих мест; универсальность (одни и те же машины используются на очистных и подготовительных работах; ковшовые погрузчики могут зачищать дороги, перевозить в ковше материалы и т. п.).

Недостатки (их надо ясно представить себе, чтобы эффективно реализовать преимущества и оценить перспективы): высокая стоимость оборудования и сравнительно малый срок службы дизельных машин ($3 \div 6$ лет против $7 \div 9$ лет для пневматических машин); дороговизна запасных частей; длительные ремонты, в связи с чем обычно лишь около $\frac{1}{3} \div \frac{1}{2}$ машин готовы к эксплуатации; расход воздуха на проветривание при

a



б

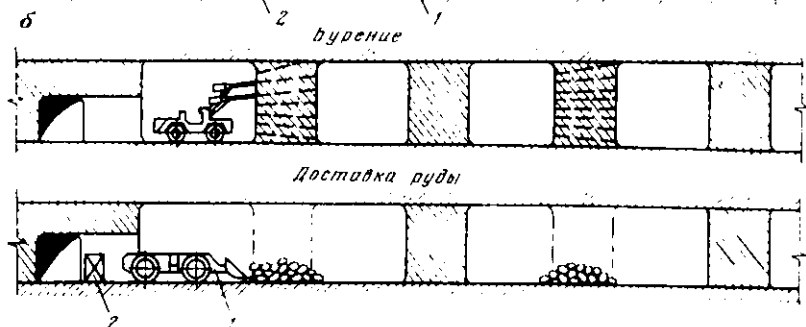


Рис. V.17. Применение ПДМ (1) с дистанционным управлением из пункта 2: *a* — для сплошной выемки с отстающим обрушением кровли; *б* — для выемки опорных целиков в пологих залежах

дизельном оборудовании может возрастать до 1,5–2 раза, что не только увеличивает расход энергии, но и требует строительства дополнительных вентиляционных стволов на крупных шахтах; увеличенное (12 м² и более) сечение выработок для движения и работы мощных машин; сложность обслуживания и ремонта машин, особенно дизельных, требует высокой квалификации рабочих.

Тем не менее при взрывной отбойке достоинства самоходного оборудования настолько существенны, что на сегодня его можно считать лучшим из имеющихся средств механизации доставки руды в подходящих для его использования горнотехнических условиях. Вместе с тем, отмеченные недостатки требуют поисков новых средств механизации.

Область применения самоходного оборудования на доставке руды. Самоходное оборудование применяют в мощных и средней мощности залежах с устойчивой рудой и начинают использовать при малой мощности залежей.

При взрывной отбойке для доставки самоходным оборудованием благоприятно сочетание следующих условий: 1) устойчивая руда или наличие прочной искусственной кровли из монолитной закладки, что окупается при ценной руде; 2) доста-

точная (не менее 3 м) мощность залежей во избежание большой подработки боковых пород; 3) достаточный запас (приблизительно не менее 100 тыс. т при мощных самоходных машинах и не менее 50 тыс. т при машинах легкого класса) обособленного рудного тела, блока или подэтажа, который должен обслуживаться отдельным заездом для самоходного оборудования.

Поясним требования к устойчивости руды.

Погрузочно-доставочные машины легкого класса могут работать в выработках сечением порядка $2,4 \times 2,4$ м, но имеют небольшой радиус действия и ограниченную производительность. Для мощных же машин нужны выработки сечением не менее $12 \div 15$ м², тогда как на ряде металлических рудников, в частности в Кривбассе, податливая металлическая крепь не в состоянии сохранить скреперные штреки сечением более 2×2 м.

При абразивной крупнокусковой руде сильно изнашиваются рабочий орган и, главное, шины погрузчика. Поэтому при донном выпуске и относительно большом запасе руды, приходящемся на каждый пункт выпуска, более эффективным нередко оказывается применение питателей, которыми подают руду в рудоспуски, вагоны электровозной откатки и автосамосвалы (проходческие, буровзрывные и вспомогательные работы и в этом случае целесообразно выполнять самоходными машинами).

Другое ограничение: при донном выпуске руды приходится в связи с большой длиной самоходных машин располагать выпускные отверстия через увеличенные интервалы, поэтому площадь, обслуживаемая одним пунктом выпуска, увеличивается в $2 \div 4$ раза, что может увеличить потери руды.

При механической отбойке в маломощных пластах мягких руд самоходное оборудование (вагоны) применяют в основном лишь для доставки руды от комбайна с бункерперегрузателем до конвейера.

Применение погрузочных машин на рельсовом ходу. Машины применяют из числа используемых для проходческих работ. Обычно это пневматические ковшовые погрузчики ППИ-2 и ППИ-3 с емкостью ковша соответственно 0,32 и 0,5 м³, мощность пневмодвигателей 26 и 38 кВт, масса 4,7 и 6,7 т, длина при опущенном ковше 2500 и 3150 мм, минимальное сечение выработки в свету 2400×2500 и 3000×2900 мм. Эти машины работают как в очистном пространстве, так и в выработках, куда руда поступает самотеком из очистного пространства.

Выпускают руду на почву откаточного горизонта в выбитые из штрека ниши, в которых перпендикулярно к штреку уложены рельсы (рис. V.18). По этим рельсам погрузочная машина перемещается вперед для наполнения ковша, затем отъезжает и опрокидывает ковш через себя в вагон электровозной откатки. Вторичное дробление руды осуществляют

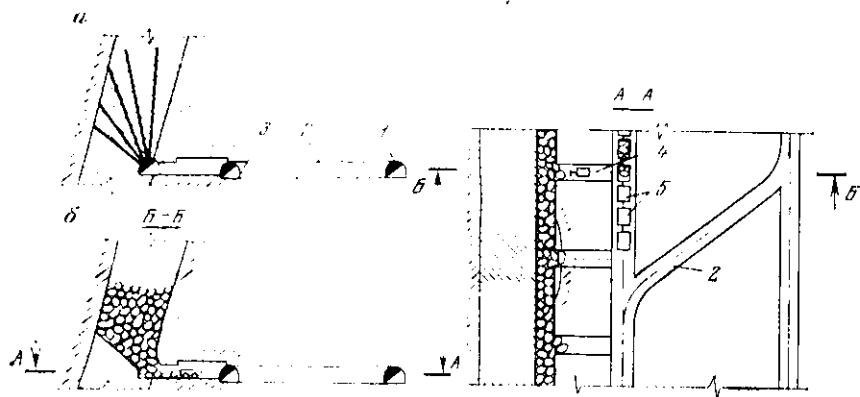


Рис. V.18. Применение погрузочных машин на рельсовом ходу при самотечном выпуске руды из очистного пространства:

а — схема применения на комбинате «Каратау» (образование траншей); б — то же, выпуск и погрузка руды; 1 — штрек обгонный; 2 — заезды (расположены через 100+200 м по длине штрека); 3 — штрек погрузочный; 4 — оси рельсовых путей; 5 — вагоны

в заторах и на почве ниш. Длина ниш — до 10 м — ограничивается по условию проветривания за счет диффузии.

Условия крутых залежей средней и малой мощности позволяют ограничиться одной выпускной траншеей и одним штреком для погрузки составов.

Погрузочные машины на рельсовом ходу используют также в маломощных залежах при выемке первых слоев блока над рудным штреком. Руду обрушают на почву штрека, погрузочная машина работает на основном рельсовом пути.

В очистном пространстве с горизонтальной почвой (в частности, в горизонтальных залежах) погрузочные машины на рельсовом ходу используются таким же образом, как и на проходческих работах.

§ 6. ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ ПИТАТЕЛЯМИ И КОНВЕЙЕРАМИ

Питатели (конвейеры длиной до 8—10 м) применяют при взрывной отбойке руды для следующих целей:

1) для донного выпуска руды в вагон, автосамосвал, рудоспуск, на конвейер, а иногда и в скреперный штрек; 2) для торцевого выпуска руды на конвейер; 3) вместо люка для погрузки руды из рудоспусков в вагон.

Используются главным образом вибрационные питатели, внедряются плунжерные РПУ. Пластинчатые питатели в связи с громоздкостью и металлоемкостью распространения не получили.

Вибрационные питатели (вибропитатели). Удельный объем доставки руды вибропитателями (табл. V.6) продолжает

Таблица V.6. Характеристика некоторых вибрационных питателей для выпуска и погрузки руды

Виброустановка	Разработчик, завод-изготовитель	Техническая про- изводительность, т/ч	Мощность двигателя, кВт	Размеры, м			Масса, т
				высота	ширина	длина	
Питатели для донного выпуска руды							
«Сибирячка»	Магнитогорский завод по ремонту горного оборудования	360	20	0,24	1,0	5,00	2,40
ВДПУ-4ТМ	Востокмашзавод	420	28	0,26	1,20	6,30	3,6
ВВДР-4*	НИИКМА	700	28	1,35	1,70	7,00	5,0
ВПР-4А*	Магнитогорский ремонт- но-механический завод	900—1500	14	1,17	2,0	3,1	2,7
ПВРА-4,5/1,5*	Гипроникель	1000	22	0,935	1,4	4,65	4,5
Питатели для торцевого выпуска руды							
ВКК-3М	Востокмашзавод	150 м³	13	1,20	1,48	3,60	4,5
ВП-2	То же	150 м³	30	1,40	1,60	5,35	10,3
ПВУ	ВНИИПрудмаш	500	21	1,00	1,20	5,0	4,5
Вибропобудители							
ВП-300 (ВП-2СУ)	Унипромедь	150—200	0,8—1,5	0,470	1,0	1,210	0,5
Вибролюки							
ЛВО-2	Гипроникель	200—300	2,2	0,625	1,07	1,75	0,25
АШЛ	ВНИИПрудмаш	400—600	10	3,750	1,8	2,6	3,40

* Направленного действия.

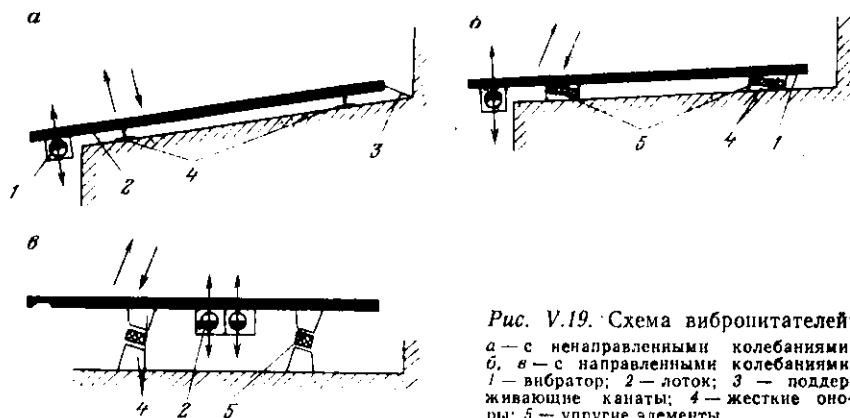


Рис. V.19. Схема вибропитателей:
а — с ненаправленными колебаниями;
б, в — с направленными колебаниями;
 1 — вибратор; 2 — лоток; 3 — поддерживающие канаты; 4 — жесткие опоры; 5 — упругие элементы

существенно возрастать, особенно в черной металлургии. Под действием вибрации насыпные материалы получают свойство текучести, так как в них уменьшается внутреннее трение.

Колебания лотка бывают направленные, подбрасывающие материал в направлении перемещения, и ненаправленные (рис. V.19).

В установках с ненаправленными колебаниями угол наклона лотка составляет $14 \div 17^\circ$ при погрузке в вагоны, автосамосвал и на грохот (в этих случаях надо останавливать поток быстро) и до $22 \div 24^\circ$ при подаче руды в рудоспуски. Чем больше наклон, тем выше производительность, но при наклоне 24° возможно самопроизвольное скатывание крупных кусков руды. Для ликвидации зависаний требуются специальные подходные выработки, проходка которых трудоемка. При этом ослабляется основание блока.

Питатели удерживаются в выработках канатами.

Привод вибратора электрический или пневматический. Электрический двигатель устанавливается на неподвижном основании. Пневматический вибратор крепится к питателю снизу.

Распространены созданные в ИГД СО АН СССР виброплощадки ВДПУ, известные под названием «Сибирячка» (рис. V.20).

Установки с направленными колебаниями могут перемещать руду не только под уклон, но даже на небольшой (около 5°) подъем. С питателя можно ликвидировать зависания руды.

Рабочий орган (см. рис. V.19) прикреплен к резиновым амортизаторам (с необходимым направлением деформации), или к упругим подвескам, или к качалкам.

Для защиты рабочего от вредного воздействия вибрации необходимы дистанционное управление или размещение рабочего на подвесном полке.

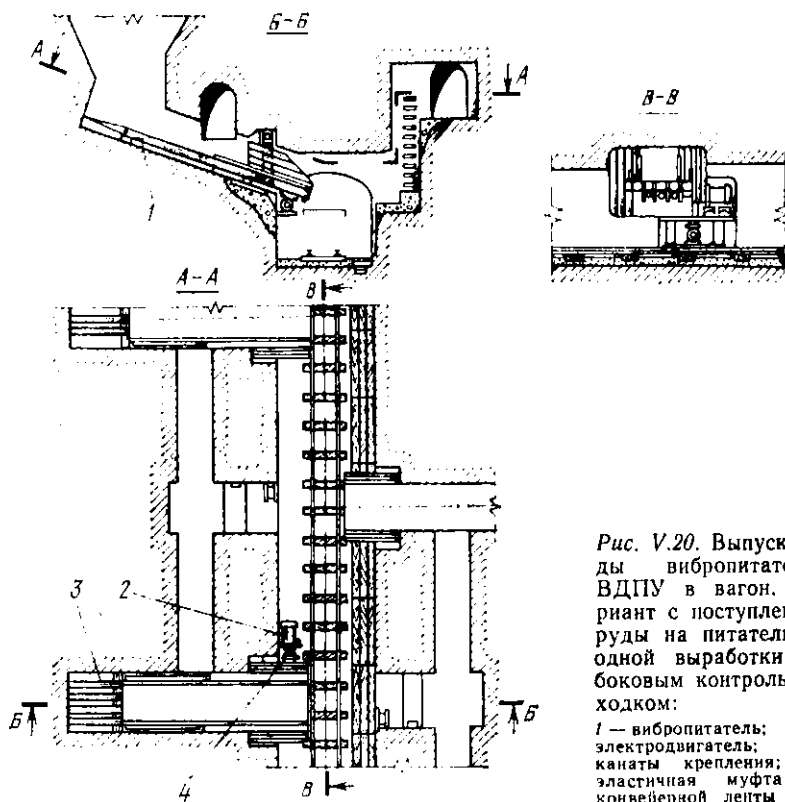


Рис. V.20. Выпуск руды вибропитателем ВДПУ в вагон. Вариант с поступлением руды на питатель из одной выработки и боковым контрольным ходком:

1 — вибропитатель; 2 — электродвигатель; 3 — канаты крепления; 4 — эластичная муфта из конвейерной ленты

При донном выпуске вибропитатели работают непосредственно под выпускной выработкой (см. рис. V.20); выпущенный негабарит дробят на лотке.

Один питатель устанавливают на одну или две выпускные выработки (см. рис. V.20); в первом случае питатель работает под завалом, во втором руда на питатель поступает с боков.

При выпуске руды из двух выработок на вибропитатель направленного действия для устранения зависаний необходимы специальные обходные выработки. В остальных случаях зависания могут ликвидироваться с питателя или из орта. Загрязненный воздух отводится из ортов по коллекторной выработке.

На руднике «Коммунар» (Кривой Рог) при выпуске из камер руды с $f = 14 \div 16$ питатели ВДПУ и ПВУ хорошо работают под завалом на длину до 4 м; зависаний руды не наблюдается, скатившиеся на питатель негабаритные куски додрабатываются фугасными зарядами на шестах из откаточного орта, что исключает необходимость в дополнительных подходных выработках.

На каждый питатель выпущено около 100 тыс. руды, т. е. весь приходящийся на него запас.

Производительность при выходе негабарита до 3—5 % и погрузке руды в вагоны — от 600÷800 до 1500 т/смену, а в случае подачи в рудоспуск — до 2000÷3000 т/смену.

Для выпуска руды в вагоны вибропитатели широко используют при разработке крепких руд, в частности на рудниках Кривбасса, ПО «Сибруда», КМА, а при средней крепости руд — на рудниках ПО «Апатит».

Погрузка из очистного пространства в длинные рудоспуски и автосамосвалы питателями впервые применена на Тырныаузском руднике (по предложению и с участием кафедры подземной разработки руд Московского горного института) в 1970 г.

В принципе можно создать вибропитатель очень большой производительности за счет увеличения размеров и мощности.

Вибропитатель современной конструкции пропускает до износа 150—200 тыс. т руды.

В начале семидесятых годов появились (впервые на Дегтярском медном руднике) так называемые вибропобудители (рис. V.21) — виброплощадки ненаправленного действия, имеющие длину лишь 1,2÷2,3 м; привод пневматический, а в первых моделях — электрический. Они интенсифицируют истечение руды, устанавливаются в нишах под выпускными выработками, через которые руда поступает в штреки для доставки. Вибро-

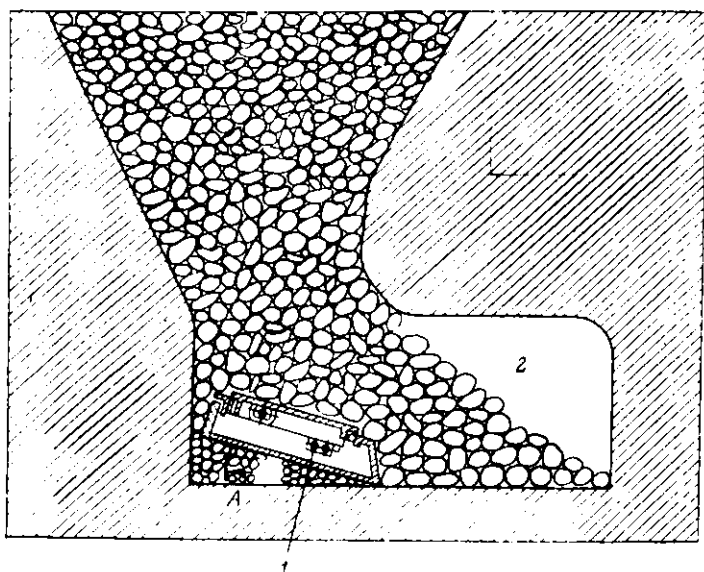


Рис. V.21. Вибропобудитель В-2Э, схема установки:

1 — электропривод с вибратором; 2 — скреперный штрек

побудители забирают руду из «мертвого» (недоступного для скрепера или конвейера) пространства, чем увеличивают активное сечение выпускной выработки и устраняют заторы, образующиеся за счет заклинивания габаритных кусков.

Виброкомплексы для выпуска и доставки руды. Применяются преимущественно при торцевом выпуске руды. Вибропитатель погружает руду на вибрационный конвейер, доставляющий ее в рудоспуск.

Вибропитатель (с направленными колебаниями) оборудуют гидроцилиндрами, развивающими усилие до 3000 кН, для извлечения его из-под завала и перестановки под следующий слой.

Один из таких комплексов состоит из вибропитателя ВП-2 и секционного конвейера длиной до 50 м.

Комплексы имеют производительность до 600 т/смену при относительно небольшом (400÷500 мм) габарите кусков и выходе негабарита до 5 %.

Вибропитатели используют также вместо люков для загрузки вагонов, что рассмотрено ниже отдельно.

Другие виды питателей. Помимо вибрационных разрабатываются питатели периодического действия для крупнокусковых руд. Среди них рудничное плунжерное устройство РПУ конструкции ВостНИГРИ. Устанавливается на складных опорах, как стол на ножках.

Основные данные по РПУ: эксплуатационная производительность при коэффициенте крепости руды 8—10, отбойке скважинами диаметром 105 мм, кондиционном куске 1000 мм — 500 т/см; длина 5, ширина 1,5 м, высота 2,25 м; масса 8 т.

При испытаниях в ПО «Кривбассруда» применение РПУ по сравнению с вибропитателями увеличило выход руды на одно зависание в 4 раза, производительность выпуска в два раза.

Дальнейшее совершенствование РПУ ведется по линиям сокращения монтажно-демонтажных работ и повышения прочности при обрушении зависаний.

Сравнительная оценка применения питателей на выпуске руды. Питателям (в основном вибрационным) свойственны высокая производительность и надежная работа при любом гранулометрическом составе руды, в том числе и при крупнокусковой абразивной руде.

Недостаток — значительные затраты на монтаж-демонтаж.

Область применения питателей. При донном выпуске руды благоприятны большая высота блока и другие условия, обеспечивающие значительный запас руды на пункт выпуска — приблизительно не менее 10÷20 тыс. т для легких питателей, 50÷70 тыс. т для мощных питателей.

При торцевом выпуске питатели (вибрационные передвижные в комплексе с секционными разборными виброконвейерами) целесообразно использовать главным образом при пониженной устойчивости руды, не позволяющей иметь незакреп-

ленные выработки сечением более 3×3 . Дополним, что если значительная часть забоев остается на скреперной доставке, то это по условию усреднения качества рудной массы может существенно ограничить производительность других забоев. Питатель (так же как и конвейер) сможет в этом случае работать лишь один—два часа в смену. Следовательно, использовать питатели целесообразно главным образом на тех рудниках, где они могут быть применены почти повсеместно, либо где усреднение качества рудной массы не играет существенной роли.

Конвейеры широко применяются при механической отбойке руд и сравнительно редко при взрывной отбойке.

При механической отбойке используют конвейеры ленточные и скребковые. Калийные соли и марганцевые руды доставляют ленточными конвейерами шириной $500 \div 1000$ мм. На калийных рудниках СССР намечается значительно увеличить удельный объем конвейерной доставки за счет вытеснения самоходных вагонов. В США на калийных рудниках применяют передвижные телескопические конвейеры, доставляющие руду от комбайна до магистрального конвейера.

При взрывной отбойке конвейеры применяют главным образом вибрационные, реже скребковые и ленточные, испытывают ленточно-тележные (пластинчатые испытывались, но применения не получили).

Вибрационные конвейеры (табл. V.7) загружаются вибропитателями — одним питателем с торца при торцевом выпуске или несколькими с боков при донном выпуске.

Все они имеют направленные колебания, собираются из секций длиной по $1,5 \div 2$ м; привод один для всего конвейера или, реже, индивидуальные приводы для каждой секции.

В комплекс, помимо питателя и конвейера, может входить и виброгрохот над рудоспуском.

Таблица V.7. Характеристика некоторых вибрационных конвейеров

Конвейер	Организация, разработавшая конструкцию	Техническая производительность, м ³ /ч	Мощность привода, кВт	Размеры			Удельная масса, т/м
				высота, мм	ширина, мм	длина секции, мм	
ВР-30 (15 секций)	Востокмаш-завод	250	15	850	1030	2000	0,15
ВР-80 (15 секций на 1 привод)	ВНИИЦветмет	100	15	960	500	2030	0,18
ВУР-80М1 — уравнивающий (10 секций на 1 привод)		90	17	730	830	2070	0,25

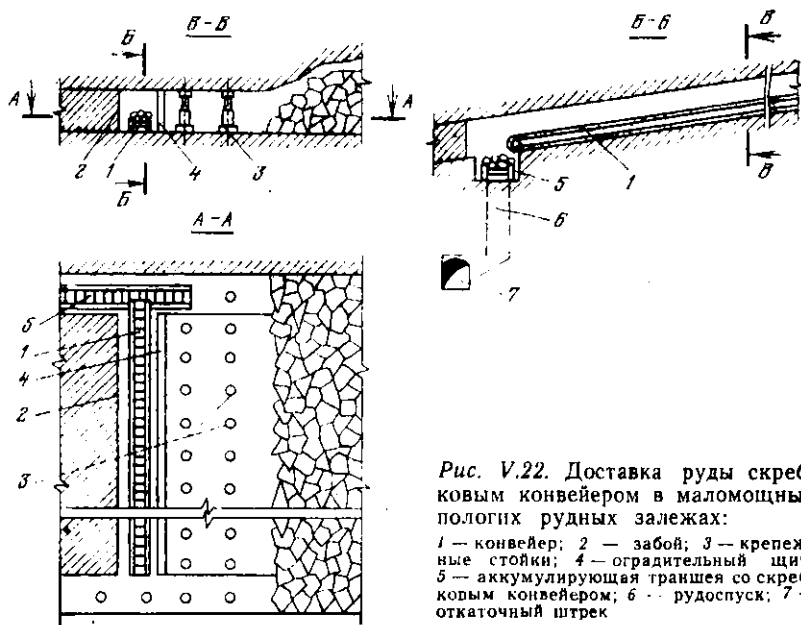


Рис. V.22. Доставка руды скребковым конвейером в малоощных пологих рудных залежах:

1 — конвейер; 2 — забой; 3 — крепежные стойки; 4 — оградительный щит; 5 — аккумулирующая траншея со скребковым конвейером; 6 — рудоспуск; 7 — откаточный штрек

Скребковые конвейеры могут работать под завалом. Используют их преимущественно при малой и средней крепости руды для доставки к рудоспуску непосредственно из-под выпускных отверстий, а также по аккумулирующим выработкам. При большой длине аккумулирующей выработки (от 50 м и более) устанавливают последовательно 2—3 конвейера. Скребковыми конвейерами доставляют руду также по очистному пространству вдоль забоя в малоощных пологих залежах (рис. V.22). Конвейеры бывают двух- и трехцепные, чаще с верхней рабочей ветвью, тогда скребки движутся по металлическому лотку, под которым проходит холостая ветвь.

Ленточные конвейеры загружаются вибропитателями. Конвейеры обычного типа удовлетворительно (т. е. без интенсивного износа) работают при крупности руды не более 200 мм. Поэтому ими доставляют лишь сравнительно мягкие руды, отбитые механическими способами, а при крепкой руде используют только на транспорте или подъеме с предварительным пропуском руды через механическую дробилку с измельчением до минус 100—200 мм.

На доставке взорванной руды ленточные конвейеры обычного типа применяют главным образом в аккумулирующих выработках при крупности руды до 200÷300 мм, ширине ленты около 1 м; скорость доставки — 1÷1,5 м/с.

Для крупнукосовой руды созданы конвейеры ленточно-те- лежечные (КЛТ) по предложению чл.-кор. АН СССР А. О. Спи-

ваковского Московским горным институтом и институтом Гипроникель. Тяговым органом служит сама лента, а опорами — тележки, которые перемещаются по рельсам и соединены между собой бесконечной цепью, фиксирующей их взаимное расположение. Такие конвейеры, типа КЛТ-120 и КЛТ-160, с шириной ленты в 1,2 и 1,6 м испытаны в подземных условиях на Юкспорском руднике ПО «Апатит» на доставке и транспортировании руды с размером куска до 1500 мм. Загружали конвейеры вибропитателями типа ПВРА обычно сразу с двух сторон в одном пункте. Число пар питателей, работающих на один конвейер, ограничивается только вместимостью ленты, так как техническая производительность конвейеров достигает 2500 т/ч. Отдельные негабаритные куски взрывали на ленте конвейера.

Эти конвейеры сложны по конструкции, металлоемки, требуют больших затрат на монтаж и большого сечения выработок ($4 \times 3,7 \text{ м}^2$), поэтому их целесообразно использовать главным образом для транспорта руды при особенно больших грузопотоках. Возможна конвейеризация подземного транспорта и подъема на базе конвейеров типа КЛТ.

За рубежом находят применение для доставки и транспорта руды ленточные конвейеры системы «Серпентикс». Резиновая лента их гофрирована по всей своей ширине (ребра — поперек ленты) и лежит на стальных решетках, связанных бесконечной цепью. Она может изгибаться не только в вертикальной, но и в горизонтальной плоскости. Руду с такой лентой можно сгружать в любой промежуточной точке.

Сравнительная оценка конвейерной доставки руды. Достоинства: высокая производительность; независимость производительности от расстояния доставки, что дает возможность сократить число рудоспусков и пунктов перегрузки; непрерывная работа; благоприятные условия для автоматизации работ.

Однако конвейеры вибрационные и ленточные нуждаются в дополнительных машинах или устройствах для загрузки; конвейеры скребковые и ленточные обычной конструкции надежно работают лишь при малой и средней крепости руды; требуются повышенные монтажные расходы; конвейер загромождает выработку, что затрудняет механизацию вспомогательных работ.

Область применения конвейерной доставки руды. Конвейеры скребковые и ленточные обычной конструкции наиболее эффективно используются при механической отбойке руды. Скребковые конвейеры применяют также в аккумулирующих выработках и в маломощных пологих залежах.

Конвейеры вибрационные целесообразно применять в комплексе с вибропитателями, в основном на поэтажных горизонтах доставки.

§ 7. СКРЕПЕРНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Длительному применению скреперной доставки способствовали совмещение ее с погрузкой, простота устройства, расположение скреперной лебедки на значительном расстоянии от мест взрывных работ, сравнительно небольшие затраты на монтаж и демонтаж.

Руду доставляют скрепером как по очистному пространству, так и по подготовительным выработкам — скреперным штрекам или ортам, в которые из очистного пространства она поступает под действием силы тяжести.

Руду скреперуют в рудоспуски или в вагоны через погрузочный полок, в последнем случае погрузку вагонов называют безлюковой.

Скреперные установки имеют мощность от 10 до 130 кВт.

В маломощных залежах, а также на подэтажах и слоях с небольшим сроком отработки применяют установки мощностью 15÷30 кВт, при проведении узких (до 2÷3 м) и коротких (до 10÷15 м) выработок — до 15 кВт, на горизонтах выпуска руды и в больших очистных камерах — 50÷100 кВт и более.

Скреперные установки применяют двухбарабанные и только в отдельных случаях — в широких очистных камерах — трехбарабанные. При мощности 15, 30, 50 и 100 кВт наибольший размер кусков равен соответственно 500, 800, 1000 и 1200 мм, диаметр каната — 16, 19, 22 и 28 мм.

Скреперы используют гребковые (рис. V.23), ящичные и совковые.

Гребковые бывают жесткие и шарнирно-складывающиеся (при обратном ходе). Каждый из этих типов скреперов может быть односекционным и многосекционным. При крепкой руде хорошо работают шарнирно-складывающиеся скреперы, в частности литые из марганцовистой стали. Емкость скрепера (m^3)

$$V \approx (0,01 \div 0,015) N,$$

где N — мощность скреперной лебедки, кВт.

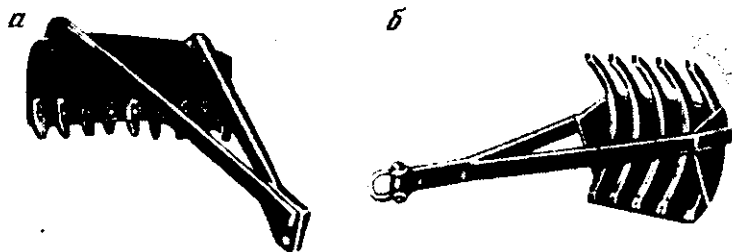


Рис. V.23. Скреперы гребковые:
а — односторонний; б — двухсторонний

При использовании мощных установок в выработках небольшой ширины (1,6—2 м) целесообразно применять многосекционные скреперы, которые сочетают значительную емкость с небольшой шириной.

Ящичные скреперы применяют при мелкой руде в широких очистных забоях.

При скреперовании хорошо раздробленной взрывом руды по аккумулярующей выработке или вдоль длинного навала находят применение многоковшовые скреперные установки: на головной канат примерно через 5 м по длине навешивают скреперные ковши, обычно шарнирно-складывающиеся, и перемещают канат примерно на 6 м туда и обратно; скреперная установка управляется автоматически с помощью концевых выключателей.

Отношение ширины скрепера к ширине выработки должно составлять $0,5 \div 0,8$ для складывающегося скрепера и $0,4 \div 0,6$ для нескладывающегося. Большие значения относятся к выработкам с гладкой (например, бетонной) крепью и незакрепленным выработкам.

Скреперные блочки (основные) выпускаются диаметром от 200 до 400 мм.

При больших расстояниях скреперования устанавливают через 15—20 м вспомогательные блочки для подвешивания хвостового каната в кровле с целью уменьшения его износа.

Расход скреперных канатов составляет обычно 25—40 кг на 1000 т доставленной руды.

На рудниках, применяющих самоходное оборудование, в маломощных участках пологих и наклонных залежей применяют самоходные скреперные установки.

Схемы скреперования. При скреперовании по прямой и под углом используют двухбарабанные установки, а в широких камерах — трехбарабанные.

При доставке руды под углом, т. е. последовательно по двум выработкам, из которых одна расположена под углом к другой, чаще применяют две двухбарабанные лебедки (по одной в каждой выработке), работающие последовательно (рис. V.24).

Скреперную установку размещают с той стороны, в которую скреперуют руду. Этим облегчается визуальный контроль за наполнением скрепера и его разгрузкой. При необходимости можно располагать установку с противоположной стороны и скреперовать руду от себя.

В широких камерах трехбарабанные установки применяют с одним головным и двумя хвостовыми канатами; направление движения скрепера изменяют путем большего натяжения левого или правого хвостового каната.

При скреперовании по очистной камере, в которую доступ рабочих запрещен, хвостовой скреперный канат перебрасывают через очистное пространство с помощью пневматической пушки

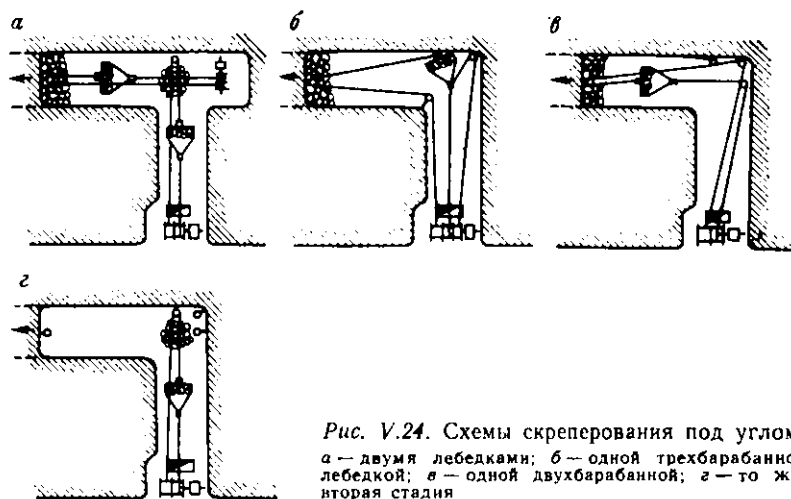


Рис. V.24. Схемы скреперования под углом:
а — двумя лебедками; б — одной трехбарабанной
лебедкой; в — одной двухбарабанной; г — то же,
вторая стадия

конструкции института Гипроникель. Пушка выстреливает металлическую болванку с капроновым линем на расстояние до 100 м. Далее с помощью тягальной лебедки типа ЛТ-2 протягивают линем скреперный канат через очистное пространство.

При выборе расстояния скреперования учитывают, что с уменьшением его возрастает производительность доставки, но требуется дополнительное число откаточных выработок, рудоспусков, люков, перестановка скреперных лебедок. В связи с этим при больших количествах руды на единицу площади блока применяют такие схемы подготовки, при которых расстояние доставки не превышает 20—30 м. В других случаях расстояние достигает 50—80 м.

Производительность скреперных установок зависит от мощности лебедки, емкости скрепера, длины скреперования и выхода негабарита, влияющего на число зависаний руды в выпускных отверстиях.

Эксплуатационная производительность, т/смену,

$$P = \frac{T_{см} - T_{пр}}{t_{зав} + t_{вд} + t_d},$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, мин; $T_{пр} = 60 \div 80$ — среднесменное время простоев, мин; $t_{зав}$ — удельные затраты времени на ликвидацию зависаний, мин/т; $t_{вд}$ — удельные затраты времени на вторичное дробление негабарита на почве выработки, мин/т; t_d — удельные затраты времени собственно на доставку (скреперование), мин/т.

$$t_{зав} = \frac{t_{зав}^*}{Q_v},$$

где $t_{зав}^*$ — средняя продолжительность ликвидации одного

зависания, мин, обычно $t_{\text{зав}}^* \approx 15$ мин; Q_v — среднее количество руды, выпускаемой из отверстия между двумя зависаниями; изменяется от 20 до 100—200 т. Меньшие значения относятся к большому выходу крупных кусков при отбойке и малым поперечным размерам скреперных штреков и выпускных отверстий.

$$t_{\text{вд}} = \frac{T_{\text{вд}} n}{100 p m},$$

где $T_{\text{вд}} \approx 10 \div 15$ — средняя продолжительность перерыва при одном взрывании негабаритных кусков на почве выработки, мин; n — выход негабарита, %; p — средняя масса одного негабаритного куска; при габарите 400 мм $p = 0,6 \div 0,8$ т; при габарите 800 мм $p = 0,8 \div 1,2$ т; m — количество одновременно взрываемых кусков на почве выработки, обычно от 2 до 4.

$$t_d = \left(\frac{L}{v_{\text{хол}}} + \frac{L}{v_{\text{гр}}} + t_{\text{зр}} \right) \frac{1}{60q},$$

где L — средняя длина доставки, м; $v_{\text{гр}}$; $v_{\text{хол}}$ — скорость соответственно грузового и холостого хода скрепера, м/с; принимаются по техническим характеристикам лебедок или определяются в зависимости от мощности двигателя:

$$v_{\text{гр}} = 0,004N + 1,02;$$

$$v_{\text{хол}} = 1,38v_{\text{гр}},$$

$t_{\text{зр}}$ — время на загрузку и разгрузку скрепера (ковша), по данным хронометражных наблюдений $t_{\text{зр}} \approx 20$ с; q — грузоподъемность скрепера, т,

$$q = kV_c \gamma,$$

где k — коэффициент заполнения скрепера, для крупнокусковой руды $k = 0,7 \div 0,8$, для мелкокусковой — $0,9 \div 1,1$; V_c — вместимость скрепера, м³; в зависимости от мощности электродвигателя лебедки $V_c \approx 0,015N$; γ — плотность руды в разрыхленном состоянии, т/м³. В итоге

$$q = 0,015kN.$$

В практике металлических рудников производительность скреперной установки обычно колеблется от 20—30 до 300—500, в отдельные смены до 900 т/смену. Более высокие значения достигаются при скреперовании по скреперным штрекам на расстоянии 10—30 м (см. рис. V.24) при хорошем дроблении руды взрывом, габарите кусков 800—1000 мм, большом (3,0×3,0 м и больше) сечении скреперного штрека и мощности лебедки 50—100 кВт и более.

Ограниченная производительность скреперования нередко стала сдерживать концентрацию горных работ.

Скреперные и выпускные выработки. Конструкции и размеры выпускных и скреперных выработок должны быть такими.

чтобы заторы руды при выпуске образовывались как можно реже, и как можно ниже по отношению к скреперному штреку.

Расширение выпускной выработки за пределы «мертвой» зоны (недоступной для скрепера) не увеличивает активного сечения выработки (рис. V.25). По схеме можно определить поперечный размер этого сечения. При ликвидации затора руда выдавливается, прорывается большой массой и располагается под углом около 15° , поэтому сразу после ликвидации затора практически невозможно

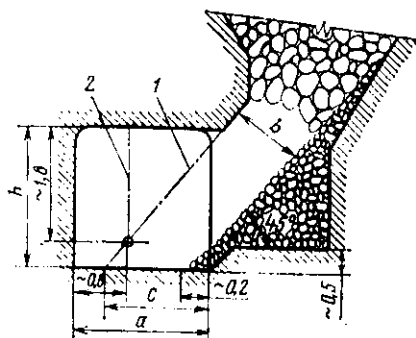


Рис. V.25. Скреперный штрек на сопряжении с выпускной выработкой. Схема к расчету размера a для свободного прохода руды:

1 — поверхность руды при скреперовании;
2 — граница зоны, необходимой для прохода людей

иметь в штреке достаточный проход для людей. Далее, по мере скреперования, откос руды увеличивается до 45° , при этом надо иметь проход для людей шириной не менее 0,8 м и высотой 1,8 м. Этим и определяется правильное положение козырька.

Величина свободного прохода для руды (см. рис. V.25).

$$b = c \sin 45^\circ,$$

где $c = h - 1,8 + a - 0,8 = a + h - 2,6$.

Отсюда:

$$b = (h + a) 0,7 - 1,8,$$

где h — высота скреперной выработки, м; a — ширина полосы движения скрепера, м; c — ширина навала руды в скреперной выработке, м.

Величина активного сечения выпускной выработки возрастает с увеличением ширины (при увеличении ширины скрепера) и высоты скреперного штрека.

При увеличении сечения штрека от $1,6 \times 1,8$ до 3×3 м размер прохода для руды возрастает от $0,5 \div 0,6$ до $2 \div 2,5$ м.

Разгрузка скрепера. Скрепер разгружают в рудоспуск или непосредственно в вагон через полук. При размере кондиционного куска до 400 мм перекрытие рудоспуска выполняют в виде контрольной решетки или железобетонной плиты с контрольной щелью.

При размере кондиционного куска более 400 мм руду скреперуют либо в вагоны через полук, либо в открытое отверстие рудоспуска, которое со стороны прохода и скреперной лебедки ограждается металлическим поручнем.

Расположение скреперных штреков (рис. V.26). Располагают скреперные штреки выше откаточного горизонта не менее чем на 10—12 м, чтобы емкость рудоспуска была не меньше емко-

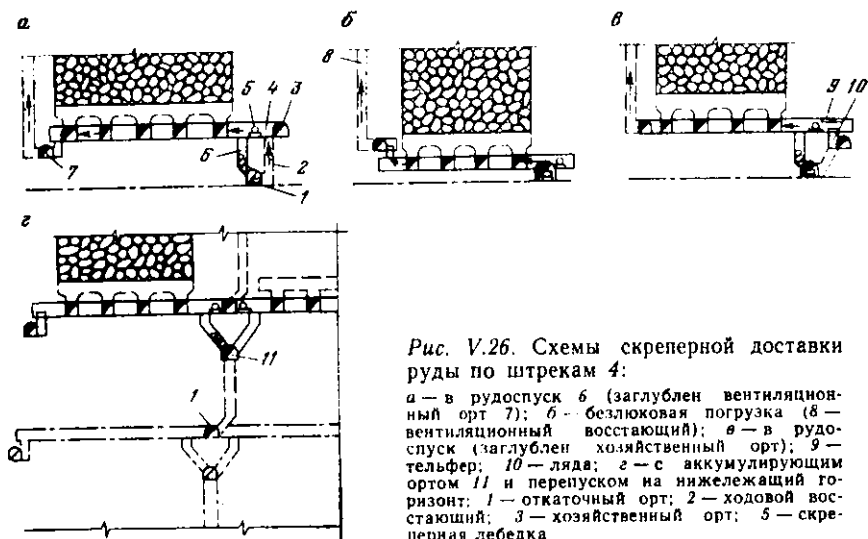


Рис. V.26. Схемы скреперной доставки руды по штрекам 4:

а — в рудоспуск 6 (заглублен вентиляционный орт 7); б — безлюковая погрузка (8 — вентиляционный восстающий); в — в рудоспуск (заглублен хозяйственный орт); г — тельфер; 10 — ляда; 2 — с аккумулятирующим ортом 11 и перепуском на нижележащий горизонт; 1 — откаточный орт; 2 — ходовой восстающий; 3 — хозяйственный орт; 5 — скреперная лебедка

сти состава электровозной откатки, или на уровне кровли откаточных выработок (безлюковая погрузка). Иногда скреперуют руду в так называемые аккумулятирующие выработки, по которым ее доставляют далее (скрепером или конвейером) до пункта погрузки в транспортные средства.

В условиях мощных или пологих залежей в блоке имеется несколько скреперных ортов или штреков. Они соединяются между собой с одной стороны так называемым хозяйственным штреком (ортом), около которого устанавливаются скреперные лебедки, а с противоположной стороны вентиляционным штреком (ортом).

Сравнительная оценка и область применения скреперной доставки. Достоинства: дешевле доставка оборудования на подэтажи; меньше затраты на монтаж по сравнению с питателями и конвейерами; возможно малое (от $1,6 \times 1,8$) сечение выработок; возможность применения при любой крепости и устойчивости руд, любой мощности залежей, малом запасе руды в блоке и т. п.; можно располагать выпускные отверстия на минимальных (5—4 м) расстояниях одно от другого, если это необходимо для наиболее полного извлечения руды.

Недостатки: относительно малая производительность; частое расположение рудоспусков или других пунктов разгрузки скрепера, что увеличивает объем подготовительно-нарезных работ и рассредоточивает транспорт; сравнительно тяжелый труд машиниста скреперной установки и малоблагоприятные условия для автоматизации работ; необходимость в монтажных работах, исключаемых при самоходном оборудовании.

Скреперные установки, долгое время служившие почти единственным средством механизации доставки руды, с конца ше-

стидесятих годов заменяются самоходным оборудованием, питателями и конвейерами.

Применять скреперную доставку остается целесообразным главным образом в следующих случаях: 1) при мощности залежи менее 1,5—2 м; 2) при обособленном расположении и небольшом — до 50—100 тыс. т. — запасе блока или подэтажа; 3) при малоустойчивой руде и большом горном давлении, что затрудняет поддержание выработок увеличенного сечения.

§ 8. ВЗРЫВНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Под взрывной доставкой (предложенной Л. И. Бурцевым и А. В. Будько) принято понимать перемещение взорванной руды по пологой или наклонной почве очистного пространства за счет кинетической энергии, полученной в результате взрывания скважин, которыми отбивают руду (рис. V.27). Руда отбрасывается и скатывается к траншеям или воронкам, из которых ее выпускают так же, как и в случае самотечной доставки по очистному пространству.

Взрывные скважины обычно располагают в слое веером. Бурят их из наклонного восстающего, пройденного в рудном

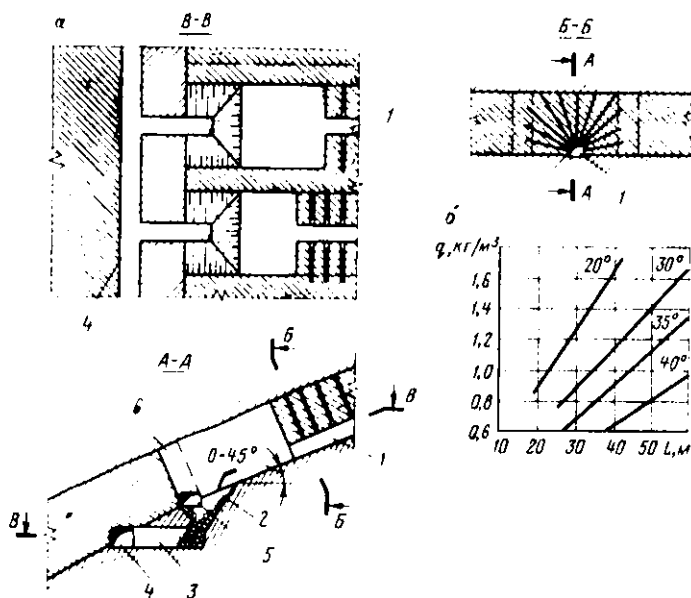


Рис. V.27. Взрывная доставка руды:

а — вариант с очисткой дежачего бока бульдозером и последующей доставкой руды погрузочно-доставочными машинами (1 — выработка для бурения скважин и дистанционного управления бульдозером; 2 — выработка для приема отбитой руды; 3 — ниша для погрузки руды; 4 — штек для доставки руды; 5 — штек для образования отрезной щели; 6 — то же, погашенный; б — график зависимости удельного расхода ВВ на отбойку q от расстояния взрывной доставки L при различных углах падения залежи (по данным болгарского рудника «Сельмочисленица»)

теле у лежачего бока. Отбойку ведут послойно. Удельный расход ВВ увеличивается на $15 \div 25$ %.

Условия применения. Взрывную доставку применяют главным образом в пологих и наклонных залежах, тогда в открытое очистное пространство доступ рабочих запрещен. Мощность залежей в имеющихся практических примерах составляет от 3 до 30 м. Дальность взрывной доставки $30 \div 40$ м при угле наклона $15 \div 20^\circ$ и до $60 \div 80$ м при $30 \div 40^\circ$.

Технология отбойки. Значительный опыт взрывной доставки накоплен, в частности, на рудниках Ачисайского комбината и болгарском руднике «Седьмочисленица».

На почве камеры остается минимальное количество руды, если соблюдаются следующие условия:

1. Взрывают скважины по одному вееру, максимум по два, с замедлением второго не менее $50 \div 100$ мс, чтобы отбитая первым веером руда успела освободить очистное пространство.

2. Нижние скважины вееров горизонтальны, что обеспечивает более ровную поверхность почвы.

3. Емкость траншей или воронок достаточна, чтобы разместить в них всю отбитую за взрыв руду.

4. Оставшаяся на почве камеры руда убрана перед очередным взрывом.

Очищают почву бульдозером с дистанционным управлением или скрепером. В последнем случае трос от лебедки к хвостовому блоку перетягивают с помощью пневмопушки. Испытывают гидроселевую зачистку лежащего бока при длине камер до 90 м и более.

При относительно пологом (до $25 \div 30^\circ$) падении и большой (более $30 \div 40$ м) длине доставки главное — доставить взрывом как можно большую часть руды (до 80 %). Для этого следует строго придерживаться указанных выше правил отбойки, даже если это несколько ухудшает дробление руды и затрудняет организацию работ.

При более крутом (40° и более) падении или небольшой (до $20 \div 30$ м) длине камеры взрывная доставка как бы совмещается с самотечной, поэтому технологию буровзрывных работ можно подчинить качественному дроблению руды.

Сравнительная оценка взрывной доставки. По сравнению с самотечной доставкой достоинство ее в том, что выработки для выпуска и последующей механизированной доставки руды необходимы не по всей площади блока (камеры), а только в нижней части. Недостатки: однорядное взрывание (или увеличенное замедление при двухрядном), что ухудшает дробление руды и усложняет организацию работ, повышенный удельный расход ВВ и бурения, необходимость механизированной доставки части руды по очистному пространству.

Если же сравнивать с механизированной доставкой всей руды по очистному пространству, то, во-первых, значительно

уменьшается объем работ по доставке, во-вторых (и часто это главное) не требуется заходить рабочим в очистное пространство, что устраняет опасность травматизма при отслоении кусков с кровли камер и позволяет перейти от шнуровой отбойки к более производительной скважинной. Недостатки: использование менее совершенного оборудования на бурении и на доставке руды при очистке лежачего бока.

Достоинства взрывной доставки становятся существеннее недостатков в тех условиях, для которых она рекомендована в начале настоящего параграфа. Выбор может быть обоснован технико-экономическим расчетом с оценкой указанных достоинств и недостатков по обычной методике.

§ 9. ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Гидравлическую доставку руды чаще всего используют для зачистки лежачего бока от оставшейся на нем рудной мелочи после самотечной или, реже, механизированной и взрывной доставки.

Руда перемещается за счет энергии напорной струи, выходящей под давлением из насадки монитора. Расход воды $15 \div 30$ м³/ч, давление около 8 даН/см². Пульпа стекает в люки, где рудная мелочь остается и затем погружается в вагоны.

Производительность гидродоставки обычно составляет $20 \div 30$ т/ч и определяется по эмпирической формуле:

$$P = \frac{Q\gamma \sin \alpha}{0,05L},$$

где Q — расход воды, м³/ч; γ — плотность рудной массы, т/м³; α — угол наклона почвы забоя; L — расстояние доставки руды, м.

Глава VI

ПОДДЕРЖАНИЕ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ И СВЯЗАННЫЕ С ЭТИМ ТРЕБОВАНИЯ К ГОРНЫМ РАБОТАМ

Общие положения. Горные породы в массиве находятся в напряженном состоянии под действием силы тяжести (давления) расположенных выше пород, а иногда еще более значительным действием других сил, увеличивающих в основном горизонтальные напряжения. Эти силы, по-видимому, в большинстве случаев имеют тектоническое происхождение. Есть предположение, что они связаны со взаимным перемещением материков или участков земной коры.

Между частицами массива до проведения в нем выработок существует равновесие, о чем безусловно свидетельствует неподвижность массива. При проведении выработок равновесие нарушается, возникают деформации, смещения, разрушения.

Силы, которые проявляются в массиве горных пород после проведения в нем выработок и вызывают деформацию горных пород, окружающих выработки, называют горным давлением.

Горное давление усложняет технологию разработки и требует специальных мер: поддержания выработок, уменьшения пролетов выработок, увеличения интервалов между ними и т. п. И лишь гораздо реже используют горное давление как положительный фактор для отделения полезного ископаемого от массива или для перемещения перекрытий, предохраняющих полезное ископаемое от засорения обрушенными пустыми породами.

Горное давление представляет собой одно из наиболее значительных явлений, связанных с разработкой месторождений, поэтому ему посвящено множество исследований. Вместе с тем оно отличается исключительной сложностью.

Массив горных пород в связи с наличием в нем трещин, прослоев и неоднородности минералогического состава неоднороден по своим физико-механическим свойствам. Взятые из него на испытания образцы существенно отличаются от него по этим свойствам, так как в образцах отсутствуют крупные трещины и прослои, не всегда характерные по минералогическому составу. Породный массив, в связи с указанными особенностями, при нагружении отличается сложным поведением, которое лишь в отдельных случаях может быть отражено какой-либо моделью из числа применяемых в инженерных расчетах.

К тому же, поддающиеся измерению характеристики массива сами находятся в сложной и неизученной зависимости от времени и давления; поэтому физико-механические свойства массива не удалось оценить какими-либо константами.

Дополним, что, как указано выше, остаются неизученными значительные воздействующие на массив горизонтальные силы. Поэтому лишь единичные из исследований горного давления доведены до инженерных расчетов.

Тем не менее, помимо изложения инженерных рекомендаций, полезно осветить состояние изученности вопросов горного давления в той степени, в которой это может как-то помочь в решении практических задач и продолжении исследований горного давления при подземной разработке рудных месторождений.

При установлении закономерностей горного давления используются производственно-экспериментальные методы, лабораторные методы и аналитические исследования.

Производственно-экспериментальные методы предусматривают наблюдение за проявлениями горного давления в натуре, такими, как: сдвигание обнаженных поверхностей массива; на-

пряжения и смещения в отдельных точках массива; изменение этих величин во времени; развитие трещиноватости массива; давление горных пород на крепь выработок; критические размеры устойчивых обнажений пород и т. п. В принципе производственно-экспериментальные методы особенно желательны, однако, во-первых, при современных технических средствах они мало точны (при определении напряжения возможна ошибка в несколько раз). Во-вторых, ими можно исследовать лишь ограниченное число ситуаций, причем только допустимых по условиям производства, и нельзя планомерно исследовать (для чего надо было бы создавать их искусственно) критические ситуации, которые позволили бы установить допустимые пределы. Что же касается закономерностей по отработке месторождения в целом, то эксперимент может быть завершен не ранее, чем надобность в нем исчезнет.

Лабораторно-экспериментальными методами испытывают образцы пород, определяя пределы прочности, модуль деформации, плотность и другие физико-механические свойства, а также моделируют (с большими условностями) проявления горного давления.

Аналитические исследования основываются на законах механики сред и дают математическую модель исследуемого явления.

Как правило, при исследовании горного давления теоретически выбирают модель среды для математического или физического моделирования или для того и другого вместе; лабораторными и производственно-экспериментальными методами устанавливают по возможности свойства массива пород, необходимые для моделирования; осуществляют моделирование; выполняют натурные наблюдения и производственные эксперименты, по результатам которых выборочно проверяют результаты моделирования и вносят коррективы; на основании полученных данных делают выводы по рассматриваемому вопросу.

При аналитическом и лабораторном исследовании горного давления используют законы теорий упругости, пластичности и других теорий сплошных сред.

Упругие и пластические свойства горных пород. Эти свойства принято характеризовать графиком

$$\sigma = f(\epsilon).$$

Здесь ϵ — относительная деформация; это — безразмерная величина,

$$\epsilon = \frac{\Delta l}{l}, \quad (\text{VI.1})$$

где l — первоначальная длина деформированного тела; Δl — абсолютная деформация; σ — нормальное сжимающее напря-

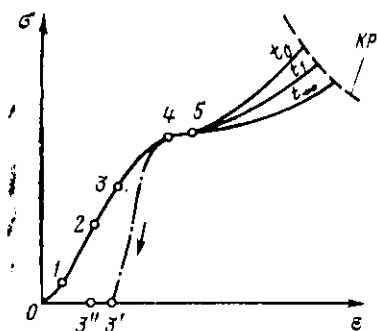


Рис. VI.1. Изменение состояния массива пород под нагрузкой (взаимозависимость напряжений σ и относительной деформации ϵ):

0—1 — упруго-пластические (смыкание трещин в массиве); 1—2 — упругое ($\sigma = E\epsilon$); 2—3 — нелинейно-упругое ($E \neq \text{const}$); 3—4 — упруго-пластическое — при снятии нагрузки частично остается (точка 3) и со временем переходит в пластическое (точка 3''); 4—5 — текучее ($\sigma = \text{const}$; $\epsilon \neq \text{const}$); 5 — пластическое течение $\epsilon = f(\sigma, t)$, где t — продолжительность приложения нагрузки (t_0 — бесконечно малая; t_1 — конечная; t_∞ — бесконечная); КР — критическая деформация

жение, МПа. Это — внутреннее удельное давление в данной точке деформированного тела.

Для всех типов пород характерно определенное поведение под давлением, характеризующееся графиком, показанным на рис. VI.1. Различие же состоит в наклоне и относительной длине тех или иных участков кривой.

Воспользуемся понятием из механики твердого тела.

Упругая деформация (упругое поведение) массива характеризуется условием $\sigma = E\epsilon$, где E — модуль упругости, в идеальном случае постоянная величина. (При $E = \text{const}$ линейно-упругое поведение, при $E \neq \text{const}$ нелинейно-упругое). При снятии нагрузки деформация исчезает.

Пластическая деформация отличается тем, что остается и после снятия нагрузки.

На базе этих и других понятий, которые поясним по ходу рассуждений, рассмотрим поведение массива пород при нагружении.

Первоначально (участок 0—1 на рисунке) наряду с упругой деформацией разделенных трещинами частей массива смыкаются трещины, что вызывает необратимую деформацию массива. В целом поведение здесь можно считать упруго-пластическим.

Дальнейшее увеличение нагрузки вызывает упругое поведение (участок 1—2 на рисунке), затем нелинейно-упругое (участок 2—3). Далее наступит упруго-пластическое поведение (участок 3—4), т. е. деформация при снятии нагрузки частично остается (точка 3') и со временем уменьшается до некоторой величины (точка 3'' — пластическая деформация). Но пластическая деформация на этом участке преобладает, поэтому с некоторой условностью поведение здесь можно назвать пластическим.

Далее имеется участок текучести (4—5), на котором деформация нарастает со временем при неизменном напряжении. Заметим, что для крепких горных пород этот участок очень мал.

В дальнейшем наступает состояние пластического течения, когда $\epsilon = f(\sigma, t)$ (где t — продолжительность приложения на-

грузки), поэтому в осях σ — ϵ имеем уже не кривую, а область возможных значений. Слева ее ограничивает кривая, соответствующая мгновенному приложению нагрузки ($t \rightarrow 0$), справа — кривая, соответствующая очень большому времени нагружения ($t \rightarrow \infty$). Кривая t_1 показывает поведение пород при конечной величине продолжительности нагружения. Сверху область ограничена так называемой кривой разрушения, при достижении которой порода разрушается.

У крепких пород, таких, как гранит, кварцит, диабаз, песчаник, порфирит, основной участок на графике обычно составляет упругое поведение, у менее крепких — соль, гипс, сера, туф, глинистые сланцы, аргиллит, алевролит и др. — пластическое. Соответственно теория упругости может характеризовать поведение крепких, монолитных горных пород, а теория пластичности — поведение нескальных грунтов, а также мягких или трещиноватых скальных пород. Используют чаще теорию упругости, даже в ущерб точности получаемых результатов. Идут на это потому, что теория упругости более разработана и шире может быть использована в инженерных расчетах.

Сформируем некоторые положения из теории сплошных сред, используемых в дальнейшем.

Предварительно отметим, что массив пород почти в каждой из своих частей имеет неравномерное нагружение, а именно: в элементарном объеме массива нормальные напряжения по трем взаимно-перпендикулярным осям, имеют разные величины.

Любое неравномерное нагружение упругого материала, в том числе и сжатие горных пород под массой вышележащей толщи, вызывает касательные напряжения. Поэтому в упругой среде действуют нормальное напряжение σ и касательное сдвигающее τ . Причем разрушение происходит именно за счет сил сдвига, если есть свободная поверхность в направлении сдвига.

В каждом элементарном объеме среды всегда есть две взаимно перпендикулярные плоскости сечений, в которых $\tau = 0$. На одну из этих плоскостей действуют наибольшие нормальные напряжения, на другую — наименьшие. Оси, перпендикулярные к этим плоскостям, называются главными осями. А вдоль этих двух осей действуют так называемые главные нормальные напряжения σ_1 и σ_2 . Напряжение σ_1 имеет наибольшее значение (из всех нормальных напряжений в рассматриваемом объеме), а σ_2 — наименьшее значение.

Доказывается это так: как следует из разложения сил нормативов напряжения в плоскости с углом наклона $\alpha = 45^\circ$.

$$\sigma_{\alpha=45^\circ} = (\sigma_1 + \sigma_2) \sin 45^\circ \cos 45^\circ, \quad (VI.2)$$

где множители $\sin 45^\circ$ и $\cos 45^\circ$ вводятся один в связи с разложением сил и другой — в связи с увеличением площади наклонного сечения по сравнению с нормальным.

$$\text{Поскольку } \sin 45^\circ = \cos 45^\circ = \frac{\sqrt{2}}{2},$$

$$\sigma_{\alpha=45} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2}. \quad (\text{VI.3})$$

Аналогичным рассуждением найдем, что

$$\tau_{\alpha=45} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}. \quad (\text{VI.4})$$

Эта величина наибольшая по сравнению со всеми другими углами наклона плоскости, что доказывается аналогично.

Таким образом, в плоскости с углом наклона к главным осям 45° касательное напряжение максимально и равно половине разности. Главные нормальных напряжений, а нормальное — их полусумме.

Предельное равновесие сплошной среды, как и сыпучего тела, описывается законом Кулона (рис. VI.2)

$$\tau = k + \sigma \operatorname{tg} \rho, \quad (\text{VI.5})$$

где τ — удельное сдвигающее усилие, МПа; k — коэффициент сцепления, равный удельному сопротивлению сдвигу при отсутствии внешней нагрузки; он же учитывает и так называемые силы зацепления, МПа; σ — напряжение или нормальное удельное давление на площадь сдвига, МПа; ρ — угол внутреннего трения; условная величина, характеризующая зависимость сил трения по сечению сдвига от нормального давления.

Сыпучие среды характеризуются уменьшенными силами сцепления — приблизительно от 0 до 0,1 МПа. Нулевое значение свойственно идеальным сыпучим телам. Если силы сцепления превышают 1 даН/см², то они достаточны для сопротивления гравитационным силам, и поэтому сыпучие свойства практически исчезают.

К сыпучим средам могут относиться наносные грунты, отбитая руда, обрушенные горные породы и, в известной мере, трещиноватый массив горных пород.

Угол внутреннего трения — $\arctg$ коэффициента внутреннего трения. Последний же может быть определен лишь по крайне ограниченному экспериментальным данным. Весьма приближенно можно считать, что угол внутреннего трения в сыпучих телах составляет 40 — 60° , в скальных породах — от 60 до 80 — 85° при очень высокой крепости.

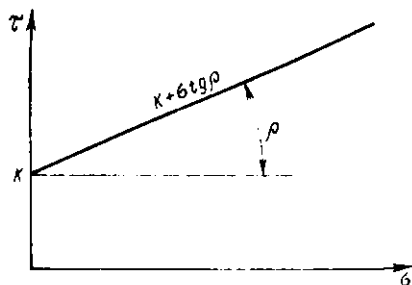


Рис. VI.2. График к закону Кулона: σ — нормальное напряжение; τ — сдвигающее усилие; k — коэффициент сцепления; ρ — угол внутреннего трения

Помимо трения и сцепления, в сыпучих средах действуют и силы зацепления. В наибольшей мере они проявляются при начале движения и обычно учитываются вместе с сцеплением. В связи с практической невозможностью раздельного измерения и учета перечисленных сил, акад. В. В. Ржевский объединяет все силы, препятствующие смещениям блоков и частиц внутри среды, в едином понятии силы зацепления, но уже в новом понимании, т. е. включая и трение, и сцепление.

Согласно (VI.4) и (VI.5), сопротивление сдвигу на плоскости, наклоненной к главным осям, сопротивление сдвигу в сплошной среде

$$|\tau| = |\tau_0| + \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2} \operatorname{tg} \rho, \quad (\text{VI.6})$$

где $|\tau_0|$ — сопротивление чистому сдвигу, т. е. при отсутствии нормального давления на плоскость сдвига.

Реологические свойства горных пород. В результате длительного действия давления в горных породах напряжения и деформации со временем могут изменять свои величины. Процесс непрерывной пластической деформации, протекающий в горных породах в условиях длительного статического нагружения ($\sigma = \text{const}$; $t \neq \text{const}$; $\epsilon \neq \text{const}$), называют **ползучестью** горных пород. Процесс изменения со временем напряжений в массиве горных пород при неизменной деформации ($\epsilon = \text{const}$; $t \neq \text{const}$; $\sigma \neq \text{const}$) носит название **релаксации** напряжений.

Начнем с ползучести горных пород.

Зависимость пластической деформации от времени представлена кривой ползучести горных пород, характерной и для многих материалов (рис. VI.3). В первой стадии затухающей ползучести (т. е. с убывающей скоростью деформации) закрываются микротрещины и наблюдается уменьшение объема горной породы. Во второй стадии установившейся ползучести (т. е. с постоянной скоростью деформации) перестраивается струк-

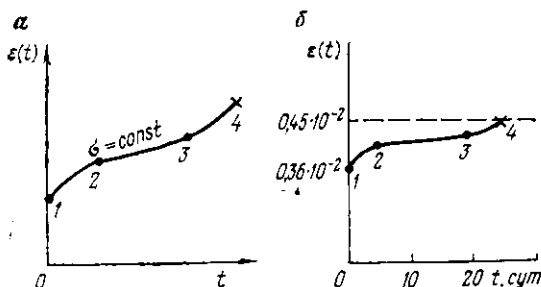


Рис. VI.3. Кривые ползучести материала:

a — в общем виде (t — время; ϵ — относительная деформация; σ — напряжение; 0—1 — деформация при нагружении, упругая; 1—2; 2—3; 3—4 — участки соответственно затухающей, установившейся и прогрессирующей ползучести; 4 — точка, соответствующая разрушению материала при данной нагрузке и данной ее продолжительности; *b* — для серого песчаника при нагрузке 1700 даН/см² (Джезказганское месторождение)

тура, причем нарушение существующих жестких структурных связей компенсируется возникновением новых контактных связей за счет возникновения трения. По аналогии с металлами закрытие микротрещин в горных породах упрочняет материал, а нарушение жестких связей разупрочняет его. В итоге прочность материала стабилизируется. Заметим, что установившаяся ползучесть возникает лишь при напряжениях больше определенного предела, а при меньшей величине материала обладает длительной прочностью.

На третьей стадии прогрессирующей ползучести (т. е. с нарастающей скоростью деформации) увеличивается объем горной породы и уменьшается ее прочность вследствие появления новых микротрещин, которые вместе с имеющимися продолжают интенсивно расти, обуславливая все ускоряющуюся деформацию. Когда скорость деформации достигает критической величины, материал переходит в состояние хрупкого разрушения.

Приведем результат исследования ползучести горных пород Джекказганского месторождения. Для серых песчаников (предел прочности $\sigma_0 = 214$ МПа, модуль упругости $E = 6 \cdot 10^4$ МПа) нагрузка в 80 % предела прочности вызывает разрушение при длительном (около 30 дней) воздействии (см. рис. VI. 3). Таким образом, предельная нагрузка будет $\sigma_{пр} \approx 170$ МПа. Этими песчаниками сложены столбообразные вертикальные целики, оставленные в пологой залежи. В условиях ползучести налегающих горных пород давление на упругие целики растет со временем: примерно в 1,2 раза за 2 мес. Значит, если целики должны стоять приблизительно в течение 4 мес, то необходимо, чтобы нагрузка на них, рассчитанная по теории упругости, была в $1,2 \times 1,2$ раза меньше допустимой нагрузки, определяемой ползучестью, т. е. была не выше $1700 : 1,44 \approx 120$ МПа.

Перейдем к релаксации напряжений. Так называют процесс установления статического равновесия в физической или физико-химической системе. В процессе релаксации величины, характеризующие состояние системы, асимптотически приближаются к своим равновесным значениям.

Так, если говорить о релаксации напряжений, а именно они интересуют нас в горном давлении, то концентрация напряжений как бы рассасывается. Напряжения изменяются со време-

нем при неизменной деформации по закону $\sigma = \sigma_0 e^{-\frac{t}{T}}$, где σ_0 — значение напряжения в начальный момент времени, t — время, протекшее с момента, принятого за начало отсчета. Величина T называется временем релаксации напряжений и характеризует быстроту релаксации: за время релаксации T напряжение σ_0 убывает в $e \approx 2,72$ раза. Время релаксации обратно пропорционально модулю упругости.

Прочность породного массива. В массиве действуют напряжения сжатия, сдвига, а при проведении выработок возникают также и растягивающие усилия.

Горные породы сопротивляются растяжению и сдвигу хуже, чем сжатию. Именно поэтому в большинстве случаев кровля выработки наиболее устойчива при сводчатой форме, устраняющей растягивающие усилия. Предел прочности крепких пород в кубических образцах (кубиковая прочность) размером $70 \div 80$ мм составляет на одноосное сжатие $100 \div 200$ МПа, а на одноосный разрыв — лишь $7 \div 20$ МПа. Предел прочности на чистый сдвиг в $5 \div 10$ раз меньше прочности на одноосное сжатие.

Прочность массива пород значительно ниже, чем у образцов. Чем больше объем массива, тем до известного предела в нем больше относительное (на единицу объема) число дефектов и тем, следовательно, ниже его прочность. Снижается она главным образом макротрещинами и другими структурными ослаблениями. Прочность массива на сжатие снижается в $1,5 \div 4$ раза, а на растяжение и на сдвиг от $1,5$ до десятков раз при заполнении трещин глинистым материалом.

Для средних условий можно считать, что прочность массива на сжатие, растяжение и сдвиг имеют соотношение $1 : (0,05 \div 0,1) : (0,1 \div 0,2)$; соотношение прочностей на сдвиг массива и породного образца составляет $(0,06 \div 0,1) : 1$.

Прочность на растяжение при наличии сети открытых трещин стремится к нулю, при закрытых макротрещинах и при сетке микротрещин соответственно $0,01 \div 0,1$ и $0,05 \div 0,2$ прочности образца породы, а у монолитного массива близка к прочности образца породы.

Указанные пределы прочности пород даны применительно к «чистому» действию сжатия, растяжения или среза, что известной условностью может быть отнесено к узким целикам, к слою пород кровли, напоминающему плиту и т. п. В остальных же случаях породы в массиве испытывают всестороннее сжатие и тогда сопротивление пород каждому из видов напряжений зависит от того, каковы величины напряжений других видов.

Собственно, если взять идеально анизотропный сплошной материал, то в условиях всестороннего равномерного (т. е. одинакового со всех сторон) сжатия он вообще не может быть разрушен, так как не испытывает ни сдвига, ни растяжения. Но горные породы и тем более горный массив всегда в какой-то мере анизотропны, имеют дефекты — трещины, ослабления, поэтому прочность их даже при всестороннем равномерном сжатии не бесконечна, но все же примерно на порядок выше кубиковой прочности.

Напряженное состояние нетронутого массива. Оно нас интересует постольку, поскольку в его долях можно оценивать горное давление. До проведения выработки массив горных пород находится в состоянии объемного сжатия.

Напряжение в нетронутом массиве по какой-либо оси

$$\sigma = \sigma_m + \sigma_t, \quad (VI.7)$$

где σ_m — напряжения, вызванные действием силы тяжести вышележащих пород; σ_t — напряжения, вызванные дополнительными силами тектонического происхождения в тектонических районах.

Начнем с напряжений, вызываемых весом вышележащей толщи пород, применительно к тектонически спокойным районам. Условно опустим индекс «м».

Под действием веса вышележащих пород напряжение в вертикальном направлении, в среднем на неограниченно большой площади,

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (VI.8)$$

где γ — удельный вес пород; H — глубина от земной поверхности.

Удельный вес пород составляет в среднем 25 кН/м³. Тогда

$$\sigma_z = \frac{H}{40}, \quad (VI.9)$$

где размерность σ_z — МПа, H — м.

Так, на глубине 400 м вертикальное давление от веса вышележащих пород составит 100 МПа, при 1000 м — 250 МПа — и т. п.

Строго говоря, в связи с боковым давлением тектонического происхождения вертикальное давление местами отклоняется от теоретической величины. Оно превышает ее в слое пород с более высоким модулем упругости из-за увеличенного бокового распора и, наоборот, оказывается меньше в слое пород с пониженным модулем упругости, так как этот слой частично разгружают вышестоящие более упругие слои.

Дальше будем исходить из средних и типичных условий, в которых вертикальное давление приблизительно равно γH .

К этой величине при наличии водоема следует добавить гидростатическое давление на поверхность земли.

С известной условностью нетронутый массив горных пород на имеющихся глубинах работ можно рассматривать как сплошную среду с упругими свойствами, так как давление здесь достаточно для закрытия большинства трещин, но еще не вызывает структурных нарушений.

Тогда горизонтальные напряжения от действия гравитационных сил

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H, \quad (VI.10)$$

где μ — коэффициент Пуассона (коэффициент поперечной деформации), равный отношению поперечной деформации к продольной с обратным знаком. Для горных пород изменяется от 0,2 до 0,4—0,45. Более высокие значения относятся к плотным монолитным породам на больших глубинах. По данным НИГРИ, на шахтах Кривбасса на глубинах 300—700 м этот коэффициент равен 0,35—0,45.

При $\mu = 0,2 \div 0,4$

$$\sigma_x = \sigma_y = (0,025 \div 0,67) \gamma H.$$

Максимальные касательные напряжения согласно формулам (VI.8) и (VI.9) составят: при $\mu = 0,2$ $\tau = 0,37\gamma H$; при $\mu = 0,4$ $\tau = 0,17\gamma H$.

Таким образом, касательные напряжения в нетронутом массиве оказываются ниже максимальных нормальных напряжений в 2,5—5 раз.

В тектонически активных районах существенную роль играют силы тектонического происхождения, связанные с остаточными напряжениями или современными взаимными перемещениями участков земной коры. В основном это относится к районам с развитой тектоникой, отличающимся крутым падением залежей. Чаше эти силы действуют в горизонтальном направлении и приводят, например, к тому, что на рудниках им. Губкина (КМА) в железистых кварцитах и ПО «Апатит» в апатитовых рудах горизонтальные напряжения превышают вертикальные в 2—3 раза, в породах Талнахского месторождения — в 1,8 раза.

За счет тектонических сил могут возрастать и вертикальные напряжения. Так, на отдельных соляных и угольных шахтах вертикальные напряжения превышают действие массы вышележащих пород до 4 раз.

Учитывать эти дополнительные силы возможно лишь с помощью замеров на конкретных объектах.

Гипотезы и схемы горного давления. Общие положения. Для расчета на прочность целиков и вообще частей массива пород близ выработок, а также крепи и других искусственных сооружений необходимо определить, с одной стороны, нагрузку, которую должны воспринять целики или сооружения и, с другой стороны, их прочность.

Нагрузка зависит от того, каким образом изменяется напряженное состояние массива после проведения в нем выработок, какие его части и в какой пропорции начинают воспринимать нагрузку от массы пород, расположенных над выработкой и, следовательно, потерявших прямую опору.

На эти вопросы стремится ответить теория горного давления, так же, как и на вопрос о том, как определить предел прочности массива пород.

В теории горного давления принимаются различные модели породного массива, такие, как: сплошная однородная среда с упругими свойствами; до проведения выработки — сплошная упругая среда, а после — пластическая или сыпучая и т. д.; дезинтегрированная трещинами среда, рассматриваемая как сыпучее тело с действующими в нем силами трения и сцепления или силами зацепления в трактовке акад. В. В. Ржевского; применительно к слоистому массиву осадочных пород — конст-

рукция из плит (балок), рассчитываемая по законам сопротивления материалов.

Остановимся на отдельных гипотезах и схемах горного давления.

Гипотеза свода. Эта гипотеза, относящаяся к неустойчивым породам, разработана проф. М. М. Протодьяконовым в 1908 году и получила развитие в трудах П. М. Цимбаревича, В. Д. Слесарева, Д. С. Ростовцева, А. А. Борисова, С. С. Давыдова и др. Суть ее в следующем.

Под давлением налегающей толщи отколовшиеся куски горных пород вываливаются из кровли и стенок выработки до тех пор, пока стенки не получают некоторый наклон, а сверху не образуется свод естественного равновесия. На крепь выработки, если она установлена в первоначальном контуре выработки, может воздействовать лишь вес пород внутри образовавшегося свода. В этом случае массив горных пород рассматривается как дезинтегрированная среда, к которой применима механика сыпучих тел. Если не установить крепь, то из кровли произойдет вывал в контурах свода.

На основании последующих трудов Н. П. Влоха, В. В. Куликова, М. В. Гуминского и др. можно принять, что высота свода

$$B = \frac{A^2}{\operatorname{tg} \rho_{\text{баз}} k_H}, \quad (\text{VI.11})$$

где A — полупролет свода; $\rho_{\text{баз}}$ — угол внутреннего трения в базисных условиях; k_H — коэффициент, учитывающий снижение угла внутреннего трения (и, следовательно, увеличение высоты свода) с глубиной.

Схема опорного давления. Под опорным давлением понимается горное давление, возникающее близ горных выработок в массиве пород.

Выработка испытывает большое давление не только сверху, но также с боков и даже снизу за счет упругих поперечных деформаций пород. В прямоугольной выработке за счет растягивающих усилий разрушаются прежде всего участки пород внутри описанной окружности или эллипса. Поэтому дальнейшие рассуждения строятся применительно к выработкам круглого сечения, обеспечивающего наибольшую устойчивость.

Вес расположенных над выработкой пород начинает восприниматься окружающими породами, в связи с чем перераспределяются напряжения вблизи выработки (рис. VI.4).

Краевая часть массива, несущая способность которой близка к прочности на одноосное сжатие, может находиться в запредельном напряженно-деформированном состоянии. Сжимающие напряжения в радиальном направлении снизятся до нуля у контура выработки (незакрепленной). Следовательно, в каждом элементарном объеме одна из главных осей напряжений направлена по радиусу, а тогда другая главная ось —

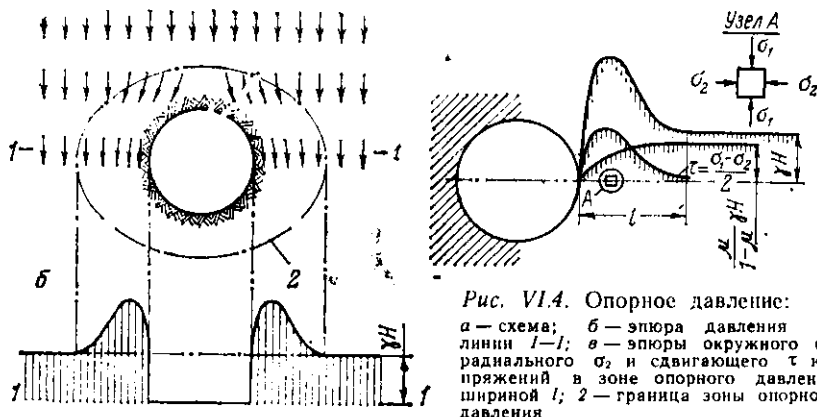


Рис. VI.4. Опорное давление:

а — схема; б — эпюра давления по линии 1—1; в — эпюры окружного σ_1 , радиального σ_2 и сдвигающего τ напряжений в зоне опорного давления шириной l ; 2 — граница зоны опорного давления

по касательной к контуру выработки, и вдоль этой оси действуют максимальные сжимающие напряжения σ_1 , называемые окружными (т. е. вдоль окружности).

С удалением от выработки радиальные напряжения постепенно возрастут от нуля до величины, нормальной для нетронутого массива. Окружные же напряжения достигнут максимума близ выработки, а затем по мере удаления постепенно снизятся до нормальной для нетронутого массива величины.

Увеличенное окружное давление и принято называть опорным горным давлением.

Перейдем к очистным работам, приняв следующие условия: породы обладают упругими свойствами; силы действуют только гравитационные.

Напряжениями будем оперировать только вертикальными сжимающими, имея в виду, что горизонтальные сжимающие будут заведомо меньше, а сдвигающие усилия находятся в определенной зависимости от вертикальных (см. рис. VI.4).

Как уже говорилось, после проведения выработки давление от веса расположенных над ней пород передается не на практически бесконечную площадь, а лишь на какие-то ограниченные зоны по обеим ее сторонам. В этих зонах возникает повышенное, так называемое опорное горное давление.

Схематичное построение эпюры опорного давления показано на рис. VI.5. По каждую сторону выработки должна быть отложена граница зоны ее влияния (о размере этой зоны сказано ниже). Площадь эпюры в этой зоне по сравнению с напряжениями в нетронутом массиве, очевидно, возрастет на величину, равную произведению давления на половину ширины выработки. Конфигурация же этой площади определяется следующими условиями: по мере удаления от выработки давление возрастает от нуля до максимума, в связи с отсутствием здесь законтурных разрушений и всесторонним сжатием массива, что

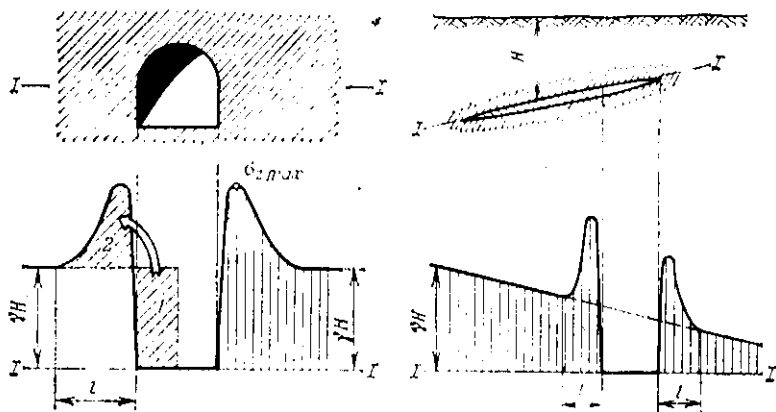


Рис. VI.5. Опорное давление при отдельной выработке (слева) и при наклонном выработанном пространстве. Эпюры по линии I—I для вертикальных сжимающих напряжений; площадь 2 равна площади 1, соответствующей весу пород над половиной выработки

увеличивает «жесткость». Далее давление плавно снижается до γH .

Что касается фактора времени, то он не оказывает существенного влияния ни на протяженность зоны опорного давления, ни на его максимальную величину, но «пик» опорного давления постепенно приближается к выработке.

Эпюры характеризуются следующими основными величинами: l/b — отношение ширины l зоны влияния выработки по одну ее сторону к ширине выработки b ; k_k — коэффициент концентрации напряжений, показывающий, во сколько раз максимальное опорное давление превышает давление в нетронутом массиве,

$$k_k = \sigma_{z \max} / \gamma H, \quad (VI.12)$$

где $\sigma_{z \max}$ — максимальное вертикальное сжимающее напряжение.

Отношение l/b , по существу, определяет величину k_k . Для идеально упругого материала l/b не зависит от ширины пролета b . Иногда это может быть отнесено и к породному массиву. Но в большинстве случаев, в связи с наличием пластических деформаций, зона опорного давления увеличивается в меньшей степени, чем ширина выработки.

Заметим также, что это отношение возрастает с увеличением высоты выработки.

Весьма приближенно, при условии, что высота выработки близка по размеру к ее ширине,

$$l/b \approx k_b k_{\text{пор}} k_H, \quad (VI.13)$$

где k_b — коэффициент влияния ширины пролета. Изменяется

приблизительно от $1/2$ при большой ($20 \div 30$ м и более) ширине выработки до 1 при малой (около 3 м) ширине; $k_{\text{пор}}$ — коэффициент влияния свойств пород. Изменяется примерно от 0,8 при очень крепких, монолитных породах до 1,5 при трещиноватых породах средней крепости; k_H — коэффициент, учитывающий, что увеличение глубины работ расширяет зону опорного давления. Количественная оценка этого коэффициента не установлена, при средних глубинах (300—600 м) можно принимать равным единице.

Перейдем к коэффициенту концентрации напряжений

$$k_k = \left(1 + \frac{1}{l/b}\right) k_\Phi, \quad (\text{VI.14})$$

где k_Φ — коэффициент формы выработки в плане, учитывающий, что часть веса пород, расположенных над выработкой, воспринимается массивом по ее торцам. Изменяется от 0,7 при квадратной форме обнажения до 1 при большой (более трех пролетов) длине выработки.

Согласно (VI.14)

$$\sigma_{z\text{max}} = k_k \gamma H. \quad (\text{VI.15})$$

Указанным путем можно определить (весьма ориентировочно), какими будут максимальные вертикальные напряжения в массиве после проведения выработки. Результат может представить практический интерес, лишь если его можно сопоставить с прочностью массива и отсюда сделать какой-то инженерный вывод о приемлемости данного расположения выработки или данных ее размеров, необходимости крепления и т. п. А для этого надо установить возможность или невозможность самопроизвольного обрушения выработки, что требует сопоставления найденного напряжения в месте наибольшей концентрации с прочностью массива в том же месте.

Условие устойчивости выработки

$$k_k \gamma H \leq |\sigma_{\text{сж. масс}}| \frac{m}{n}, \quad (\text{VI.16})$$

где $\sigma_{\text{сж. масс}}$ — кубиковая прочность массива (при одноосном сжатии); n — запас прочности; m — коэффициент увеличения прочности при вестороннем сжатии.

Коэффициент m в рассматриваемом случае всегда превышает единицу, достигает 10 и более. Если в самом неблагоприятном случае ($m \approx 1,5$) условие устойчивости выработки выполняется, то можно быть уверенным, что выработка не разрушится; а если условие и в этом случае не выполняется, то надо или исходить из возможности разрушения или произвести расчет устойчивости по прочности массива на сдвиг.

Существующее условие

$$\tau_{\text{max}} \leq |\tau| \frac{1}{n}, \quad (\text{VI.17})$$

где $\tau_{\max}$ — максимальное сдвигающее напряжение на участке; $|\tau|$ — прочность массива на сдвиг на данном участке; n — запас прочности.

Согласно (VI.5),

$$\tau_{\max} = 0,5 (\sigma_{z \max} - \sigma_x). \quad (\text{VI.18})$$

Здесь из (VI.16)

$$\sigma_{z \max} = k_k \gamma H, \quad (\text{VI.19})$$

а из (VI.11) и по эпюре (см. рис. VI.4)

$$\sigma_{z \max} = \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H 0,7, \quad (\text{VI.20})$$

где 0,7 — коэффициент снижения σ_x в зоне опорного давления, принятый приближенно по эпюре.

Подставив (VI.19) и (VI.20) в (VI.18), получим

$$\tau_{\max} = \frac{\gamma H}{2} \left(k_k - 0,7 \frac{\mu}{1 - \mu} \right). \quad (\text{VI.21})$$

Согласно (VI.6)

$$|\tau| = |\tau_0| + \frac{\sigma_{z \max} - \sigma_k}{2} \operatorname{tg} \rho,$$

или, согласно (VI.19) и (VI.20)

$$|\tau| = |\tau_0| + \frac{\gamma H}{2} \left(k_k + 0,7 \frac{\mu}{1 - \mu} \right) \operatorname{tg} \rho. \quad (\text{VI.22})$$

Тогда из (VI.17), (VI.21) и (VI.22) условие устойчивости выработки по прочности массива на сдвиг

$$\frac{\gamma H}{2} \left(k_k - 0,7 \frac{\mu}{1 - \mu} \right) \leq \left[|\tau_0| + \frac{\gamma H}{2} \left(k_k + 0,7 \frac{\mu}{1 - \mu} \right) \operatorname{tg} \rho \right] \frac{1}{n}, \quad (\text{VI.23})$$

где, напомним, n — запас прочности.

Если это условие не выполняется, то надо изменить расположение выработки либо уменьшить ее ширину или предусмотреть крепление.

Величина опорного давления зависит от природных факторов — глубины залегания и свойств пород и от технических факторов — размеров выработок и их взаиморасположения, а также от способа поддержания очистного пространства (рис. VI.6). Анализ эпюры опорного давления позволяет сделать ряд выводов применительно к разработке глубоких горизонтов и вообще к горнотехническим условиям, в которых горное давление играет существенную роль. Рассмотрим разработку месторождения с естественным поддержанием выработанного пространства (рис. VI.7).

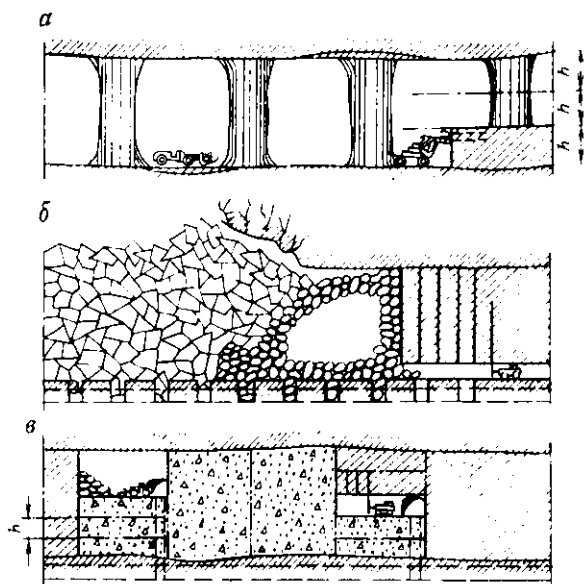


Рис. VI.6. Системы разработки с различными способами поддержания очистного пространства:

а — с естественным поддержанием; б — с обрушением вмещающих пород (на отбитую руду); в — с искусственным поддержанием (закладкой); h — высота вынимаемого слоя

Если образованы две выработки, то опорное давление в интервале между ними по сравнению с одиночной выработкой возрастает в тех случаях, когда расстояние между выработками менее $l_1 + l_2$ (где 1; 2 — индексы одной и другой выработок).

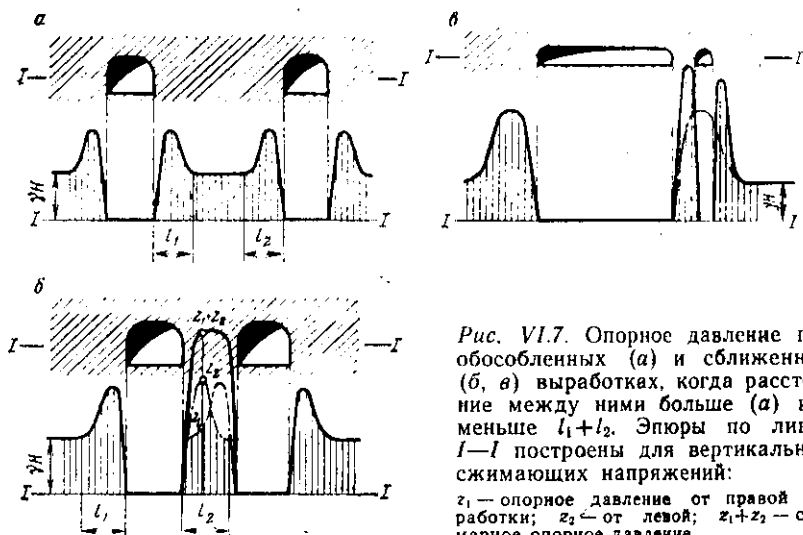


Рис. VI.7. Опорное давление при обособленных (а) и сближенных (б, в) выработках, когда расстояние между ними больше (а) или меньше $l_1 + l_2$. Эпюры по линии I—I построены для вертикальных сжимающих напряжений:

z_1 — опорное давление от правой выработки; z_2 — от левой; $z_1 + z_2$ — суммарное опорное давление

Отсюда вытекает, что при большом горном давлении или непрочном породном массиве выработки по возможности следует располагать на расстоянии одна от другой больше $l_1 + l_2$. Располагать одну очистную выработку от другой на меньшем расстоянии следует по возможности лишь после того, как в другой выработке уже возведена искусственная опора, например из бетонной закладки, которая может воспринять значительную часть веса, расположенных над выработкой пород и увеличит прочность целика: вместе с опорой он образует единую конструкцию, средняя часть которой подвергается всестороннему сжатию.

Перейдем к разработке месторождения с обрушением вмещающих пород (см. рис. VI.6). Подработанные, но не обрушившиеся еще породы образуют как бы консоль (рис. VI.8), вес которой передается неподработанной толще пород, что вызывает опорное давление. Последнее, очевидно, возрастает с увеличением длины консоли.

Применительно к типичным для угольных месторождений условиям пологих пластов, залегающих в слоистых породах, при разработке с обрушением

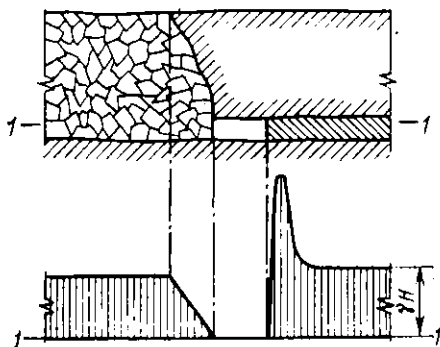


Рис. VI.8. Опорное давление при отставании обрушения кровли

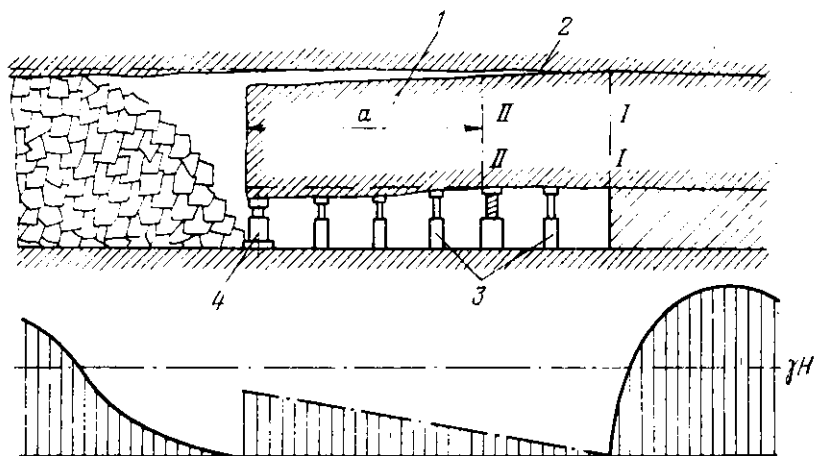


Рис. VI.9. Схема к гипотезе консольной плиты:

1 — непосредственная кровля; 2 — основная кровля; 3 — призабойная крепь; 4 — посадочная крепь; I—I — плоскость связи подработанной непосредственной кровли с массивом; II—II — плоскость очередного обрушения непосредственной кровли

пород опорное давление принято трактовать как давление вышележащей толщи пород плюс крутящий момент от зависящей консоли.

Для снижения опорного давления следует вызывать обрушение вмещающих пород без отставания или с минимальным оставанием от выемки руды под ними, а при невозможности незамедлительного обрушения пород и большом горном давлении отказываться от систем разработки, предусматривающих обрушение пород.

Гипотеза консольной плиты. Для условий очистных работ с креплением и последующим обрушением кровли пологих пластов к 30-м годам сформировались две гипотезы — консольной плиты и волны, которые качественно объясняют отдельные стороны поведения пород. Начнем с гипотезы консольной плиты (рис. VI.9). Рассматриваются условия, в которых над пластом полезного ископаемого имеется так называемая непосредственная кровля — слой неустойчивых пород над пластом полезного ископаемого, которые после удалений крепи обрушаются. Основной кровлей называют слой устойчивых пород над непосредственной кровлей, который выдерживает большие обнажения и прогибается меньше, чем непосредственная кровля.

Горное давление в рассматриваемых условиях различают первичное и вторичное. Первичное связано с породами непосредственной кровли и действует на крепь в пределах рабочего пространства очистных забоев, вторичное создается основной кровлей и передается за пределы обнажения на породный массив, или на закладку, или на обрушенные породы непосредственной кровли, на которые ложится основная кровля. Гипотеза предполагает, что непосредственная кровля над рабочим пространством поддерживается главным образом за счет связи с неподработанным массивом и как бы представляет собой консоль. Наименьшее давление на крепь наблюдается у основания консоли, где она опустилась мало. По мере удаления от забоя и приближения к свободному концу консоли смещение ее увеличивается, давление возрастает. При очистной выемке кровлю периодически обрушают, передвигая, выбивая или извлекая крепь, чтобы сократить консоль и тем самым снизить давление на оставшуюся крепь у забоя.

По мере дальнейшего подвигания забоя давление снова возрастает, и картина повторяется.

Расстояние, через которое вызывают обрушение пород кровли (шаг обрушения), составляет от 1,5 при сыпучей кровле до 7÷10 м при более устойчивых породах.

Гипотеза волны давления. Эта гипотеза применима при пластичных породах кровли, небольшой мощности пласта и поддержании выработанного пространства закладкой или крепью.

Предполагается опускание кровли в призабойном пространстве без разрыва сплошности. На некотором расстоянии от забоя кровля опирается на уплотненную закладку или почву

залежи. Давление на крепь или закладку у забоя относительно невелико в связи с их податливостью, поэтому эпюра давления напоминает волну.

Увеличение податливости крепи (до известных пределов) снижает давление на нее. Вместе с этим усиливается давление на пласт вблизи забоя, что при выемке угля иногда используют для отжима и разрушения его. На больших глубинах крепь должна быть возможно более жесткой или закладка очень плотной во избежание перенапряжения горных пород вблизи забоя.

Особенности горного давления на больших глубинах. Общие положения. На больших глубинах усиливается горное давление, что увеличивает затраты на поддержание выработок. Главное же — появляется возможность внезапного мгновенного разрушения и самопроизвольных выбросов пород из массива при его обнажении. Такие динамические проявления горного давления принято называть горными ударами. Они начинаются с глубины в среднем 600 м, а вообще — с глубины от 300 до 1200 м и более; меньшие значения относятся к породам с высокими упругими свойствами и сравнительно небольшой прочностью в сложных по тектонике районах, где горизонтальные напряжения превышают вертикальные.

На рудниках СУБРа горные удары происходили на глубинах от 400 м, тогда как в Кривбассе они не наблюдались при глубинах до 1 км.

В США глубина горных работ достигла $2 \div 3$ км, в Канаде — $2 \div 2,5$ км, в Индии — 3,5 км, Южной Африке — 3,8 км. В СССР до настоящего времени имелась возможность ограничиться глубинами до $1000 \div 1200$ м (Кривбасс, Норильский комбинат, ПО «Беларуськалий»), но в ближайшие годы глубины возрастут до 1,4 км и более.

В горных ударах усматривают освобождение упругой энергии, накопленной породами под влиянием давления вышележащей толщи и тектонических сил.

Горный удар — это хрупкое разрушение предельно напряженной части массива пород, прилегающей к горной выработке или выработанному пространству (хрупким называют разрушение под нагрузкой, происходящее почти сразу вслед за упругой деформацией). Возникает оно тогда, когда скорость изменения напряженного состояния в этой части превышает предельную скорость релаксации напряжений.

Баланс энергии динамического проявления горного давления складывается из потенциальной энергии упругого сжатия пород в очаге удара и энергии упругих деформаций окружающих пород. Произведем примерный подсчет для крепких пород ($E = 6 \cdot 10^4$ МПа) на глубине 1500 м при условии, что на породный массив действуют только гравитационные силы.

Каждый кубический сантиметр пород накапливает определенное количество упругой энергии

$$U = \sigma \epsilon = \frac{\sigma^2}{E} = \frac{(\gamma H)^2}{E},$$

где γ — удельный вес породы, $\gamma = 0,025 \text{ Н/см}^3$.

Тогда

$$U = \frac{(0,025 \cdot 15 \cdot 10^4)^2}{6 \cdot 10^8} \approx 0,23 \frac{\text{Дж}}{\text{см}^3}.$$

Соответственно количество упругой энергии в 1 м^3 породы на глубине 1500 м составит 23000 Дж, а в 1 т породы — приблизительно 9000 Дж. Это значит, что, например, десятая часть всей породы, освободившей энергию, может быть подброшена на высоту 9 м.

Замечено, что горному удару обычно предшествуют интенсивные деформационные процессы и внезапное их прекращение. Согласно изложенному выше интенсивные деформации характерны для горных пород в состоянии текучести, которое заканчивается упрочнением пород, приостанавливающим деформации на период до перехода к пластическому течению, завершающемуся разрушением пород.

Применительно к теории ползучести, рассматривающей деформирование пород во времени, замедление деформаций происходит в период затухания ползучести, после чего наступают стадии установившейся, а затем прогрессирующей ползучести, заканчивающейся разрушением, т. е. в рассматриваемом случае — горным ударом.

Классификация горных ударов. Все динамические проявления горного давления именуются горными ударами. В зависимости от масштаба их, в убывающем порядке, они подразделяются на: 1) собственно горные удары; 2) микроудары; 3) толчки; 4) стрельания.

Горный удар — наиболее грозное явление, отличающееся большой энергией разрушения. Это — внезапное мгновенное разрушение целика (или целиков) или другой части массива с выбросом породы в выработки, разрушением крепи, смещением машин и т. п. Сопровождается резким звуком и сотрясением массива пород. В виде горного удара возможно обрушение одного (чаще всячего) или обоих боков выработанного пространства с раздавливанием целиков и возникновением воздушных ударов. (Воздушный удар — механическое воздействие воздушной волны; в руднике воздушная волна возникает вследствие мгновенного обрушения пород на большой площади). Возможен и выброс породы в выработку в зоне, достигающей по длине до 100 м, а по ширине до 5—6 м. Выброс в выработку может происходить со всех ее сторон, или с двух — трех сторон, или с одной стороны, например, только из кровли.

Микроудар — это, также как и при собственно горном ударе, мгновенное разрушение целика или части массива с выбросом породы в выработки. Отличие же состоит в меньшем масштабе

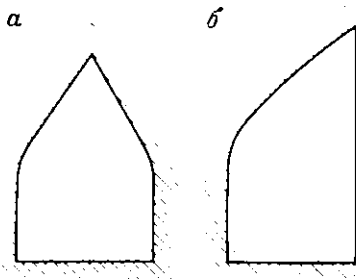


Рис. VI.10. Ударобезопасная шатровая форма выработки:

a — при расположении выработки по оси наибольших горизонтальных напряжений; *b* — если наибольшие горизонтальные напряжения действуют на выработку сбоку (на чертеже с правой стороны)

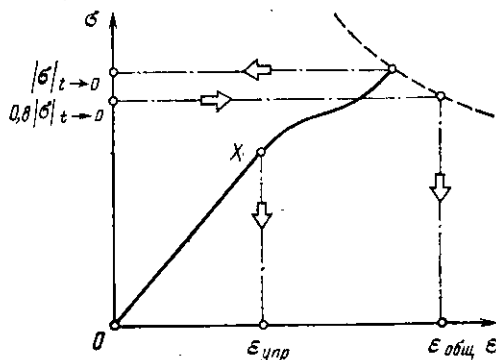


Рис. VI.11. График к определению относительной величины упругой деформации породы:

$|\sigma|_{t \rightarrow 0}$ — мгновенная прочность; X — предел пропорциональности σ и ϵ ; $\epsilon_{упр}$ — максимальная упругая деформация; $\epsilon_{общ}$ — максимальная общая деформация при $\sigma = 0.8 |\sigma|_{t \rightarrow 0}$; условие удароопасности $\epsilon_{упр} > 0.7 \epsilon_{общ}$

явления, а отсюда — в менее тяжелых последствиях. Так, крепь выработок (за исключением торкретбетона) не разрушается. Звук при микроударе значительно слабее, сотрясение массива незначительное. Характерно образование пыли. При микроударе выброс породы происходит по длине выработки приблизительно до 3 м.

Толчок — разрушение в глубине массива без выброса породы в горную выработку; проявляется в виде звука и значительного сотрясения массива, возможно появление пыли.

Стреляние — отскокивание от массива породы (руды) линзообразных пластин с резким звуком.

Наиболее вероятные место и время горных ударов. Горные удары происходят: во-первых, преимущественно при проведении выработок вблизи забоя (например, на Джезказганских рудниках в подготовительных выработках на расстоянии до 10 м от забоя,

а в очистных камерах не позднее чем через месяц после образования обнажения, редко через 1—6 мес); во-вторых, во время производимых поблизости взрывных работ или вскоре после них (например, не более чем через 1—1,5 часа на рудниках СУБРа), что связано с образованием в массиве динамических напряжений; в-третьих, близ тектонических нарушений и контактов различных пород, где увеличены горизонтальные напряжения. Причем выбросы наиболее вероятны из обнажений, расположенных по нормали к наибольшим напряжениям. Последним объясняется, что наименее удароопасными являются расположение выработок по направлению действия главных нормальных напряжений и шатровая форма выработок (рис.

VI.10). Если сечению выработки при ее проведении не придана наименее удароопасная форма, то последняя образуется самопроизвольно, с выбросом породы.

Удароопасность пород и массивов. Есть методы испытаний, позволяющие приближенно выявить удароопасность пород в лаборатории и участков массива в натуре. Это — вдавливание штампа в породу при нагружении и дискование керн (диски — пластинки, на которые разрушился керн по длине; в случае удароопасности имеют вогнутую или выпуклую форму).

Внешним признаком удароопасности массива является его «шелушение» и интенсивное заколообразование.

Удароопасны породы упругие, способные к хрупкому разрушению. Количественными признаками удароопасности принято считать сочетание следующих свойств:

1) при нагружении породы до 80 % от предела мгновенной (т. е. при кратковременном приложении нагрузки) прочности упругая деформация составляет не менее 70—80 % общей деформации, предшествующей разрушению (рис. VI.11);

2) разрушение происходит взрывоподобно.

Наиболее удароопасны кварциты, граниты, гранитоиды, кварцевые песчаники и т. п.

Более точные данные об удароопасности получают определением запредельного (т. е. после разрушения) поведения пород. Наблюдают за запредельной деформацией с помощью наклеенных (очевидно, заранее) на образец датчиков, часть которых остается на разлетающихся кусках при разрушении образца. Если объем куска возрос, то, значит, он сохранил упругие свойства, и порода удароопасна, а в ином случае — нет.

Удароопасные месторождения или их части отличаются тем, что в них имеются удароопасные породы и высокие (сопоставимые с прочностью пород) напряжения в нетронutom массиве.

Дополнительной является прямая оценка свойств массива. Нагружают массив до 80 % от его мгновенной прочности и определяют удельную энергию разрушения

$$u = \int_{i=1}^n \sigma_i \varepsilon_i, \quad (\text{VI.24})$$

где i — индекс участка деформации; $i = 1, 2, \dots, n$.

Если энергия упругой деформации (участок $x-x^1$ на рис. VI.1) превысит 70 % энергии общей деформации, то массив удароопасен.

Обрушение пород всякого бока на больших глубинах. При ряде систем разработки вслед за очистной выемкой обрушают вмещающие породы (см. рис. VI.6). Часть их можно обрушить принудительно взрывными скважинами или сосредоточенными зарядами, но основная часть обрушается силой тяжести.

Опыт показывает, что с увеличением глубины разработки в залежах пологого, наклонного и недостаточно крутого (45—

60°) падения самообрушение пород висячего бока все более и более отстает от очистной выемки, и соответственно увеличивается (хотя и в меньшей степени, чем глубина разработки) длина консоли, образованной подработанным массивом пород висячего бока. Так, на комбинате «Апатит» с увеличением H приблизительно от 100—110 до 400—500 м длина консоли возрастает в 2 раза (т. е. пропорционально $\sqrt{H}$). Объясняется это тем, что подработанная часть в какой-то мере уподобляется консольной балке. С увеличением высоты (равной глубине разработки) такой балки масса 1 м ее возрастает пропорционально высоте в первой степени, а сопротивление изгибу возрастает больше, так как момент сопротивления балки пропорционален квадрату ее высоты. Это и приводит к тому, что самообрушение пород висячего бока все больше и больше отстает от очистной выемки.

В итоге, во-первых, напряжения концентрируются в блоках, граничащих с выработанным пространством, что повышает вероятность горных ударов в этих блоках; во-вторых, увеличивается вероятность внезапного самообрушения подработанного висячего бока.

Оставление податливых целиков. Образование породных выбросов предупреждают иногда оставлением податливых (но не жестких) целиков, которые постепенно разрушаются под действием горного давления. Тем самым предотвращается концентрация опасных напряжений.

Податливые целики применяли, в частности, на замбийском медном руднике «Миндола» при разработке крутой залежи мощностью 8—10 м с крепкими и устойчивыми рудой и вмещающими породами. При выемке камер там отбивали руду скважинами из подэтажных выработок и доставляли ее по очистному пространству самотеком, что исключало пребывание людей в очистном пространстве. При ширине камер 10 м оставляли междукammerные целики шириной 6 м, которые постепенно раздавливаются (по материалам проф. И. М. Панина).

На больших глубинах этот метод приемлем лишь при крепких вмещающих породах, а при иных свойствах пород он годится только для ограниченных глубин. Так, на рудниках комбината Беларуськалий работать с оставлением податливых целиков удастся лишь при глубине до 400—500 м. При большей же глубине простоять достаточный для выемки камер срок могут лишь не слишком узкие целики, но тогда они вдавливаются в породы кровли и преждевременно разрушают ее.

Меры предупреждения и прогнозирования горных ударов. Как следует из изложенного, эти меры следующие:

1. Не следует оставлять пустот и жестких целиков, так как это вызывает опорное давление.

2. В залежах пологого, наклонного, а иногда и недостаточно крутого падения нельзя применять системы разработки, предусматривающие обрушение налегающих пород во избежание

как концентрации напряжений в блоках, граничащих с выработанным пространством, так и горных ударов.

3. Пункты 1 и 2 предопределяют широкое применение закладки выработанного пространства, причем закладки твердеющей, как способной воспринять больше давление.

4. В отдельных случаях целесообразно оставлять податливые целики.

5. Выработки следует располагать, по возможности, в неудароопасных породах; по направлению действия главных нормальных напряжений в нетронутом массиве и дальше от тектонических нарушений.

6. Сечению выработки надо сразу же при ее проведении придавать наименее удароопасную форму; для многих месторождений это шатровая форма (см. рис. VI.10). «Шатер» должен быть симметричным при расположении выработки в направлении наибольшего нормального напряжения, а в ином случае должен быть наклонен в сторону этого напряжения.

7. Выработки должны проходиться на достаточном расстоянии одна от другой, исключающем наложение опорных давлений. По этому условию расстояние между осями выработок, имеющих ширину $2,5 \div 4$ м, должно быть не менее 4-х кратной их ширины.

8. Пересечение выработок должно быть по возможности под прямым углом.

9. Необходимо систематическое наблюдение за процессами и явлениями, по которым можно вовремя предвидеть возможность горного удара, чтобы вывести людей, убрать оборудование из опасной зоны и принять другие необходимые меры безопасности.

Под наблюдением могут быть, например: скорость деформации пород или характеризующая эту скорость частота шумов в породах, по которой можно судить о приближении разрушения, о чем сказано ниже в связи с производственно-экспериментальными исследованиями; так называемое одискование керна, т. е. определение формы «дисков» — обломков керна (выпуклая или вогнутая поверхности свидетельствуют о приближении опасности) и т. п.

Деформации или физические характеристики пород должны сниматься специальными датчиками и передаваться, например, как радиосигналы на приемное устройство, регистрирующее эти сигналы.

Наиболее распространен сейсмоакустический метод. Датчики помещают в шпурь или скважины, показания датчиков передаются по беспроводной связи или по проводам на приемно-регистрирующие устройства. Измеряют частоту импульсов (шумов), сопровождающих деформацию пород, и по найденной частоте определяют скорость деформации. Эта скорость может быть сопоставлена с критической скоростью

деформации по статистическим данным, возможны и другие принципы использования полученных данных.

К работе на участках, опасных по горным ударам, допускаются только те рабочие и ИТР, которые ознакомлены с признаками, предшествующими горным ударам, и проинструктированы о специальных мерах безопасности.

Основные факторы, влияющие на проявления горного давления, подразделяются на природные и технические.

К природным факторам относятся: 1) глубина залегания, которая в прямой пропорции увеличивает массу налегающей толщи пород; 2) силы тектонического происхождения; 3) физико-механические свойства пород. Монолитные породы с высокими упругими свойствами допускают значительные обнажения, требуют меньших затрат на поддержание выработок, но обладают удароопасностью. Породы трещиноватые, затрудняют поддержание выработок, но снижают возможность горных ударов.

Технические факторы:

1) размер и форма обнажений. С увеличением обнажений возрастает необходимость в поддержании выработанного пространства, повышаются напряжения в окружающих породах;

2) расстояние между выработками или ширина целиков. Если этот размер мал, то возникает большое опорное давление;

3) способы образования выработок. Наиболее благоприятен гладкий контур выработки с ненарушенными краями, получаемый при механической отбойке и (в меньшей степени) при отбойке шпурами и скважинами малого диаметра, расположенными вдоль границ выработки;

4) интенсивность разработки в зоне повышенного горного давления. Важно завершить работы раньше, чем наступит стадия прогрессирующей ползучести и скорость деформации достигнет критической величины;

5) порядок разработки должен быть таким, чтобы обеспечивалось наименьшее число целиков, рудных выступов и других участков, подверженных повышенному опорному давлению. При обрушении налегающих пород недопустимо большое отставание в обрушении. В общем случае наиболее благоприятна отработка сплошным фронтом;

6) закладка, особенно твердеющая закладка, снижает опорное давление в окружающем массиве.

Особо отметим, что на многих месторождениях при увеличении глубины (до 600+1000 м и более) прочность породного массива уменьшается за счет трещиноватости, тогда как горное давление возрастает. Этим, с точки зрения эффективности горных работ, обуславливается целесообразность предварительного упрочнения породного массива твердеющими растворами и специальными штангами, о которых подробнее сказано будет ниже. С другой стороны, для предупреждения горных ударов

искусственно вызывают трещинообразование в приконтурной (по отношению к будущим выработкам) зоне, так как наиболее удароопасен монолитный породный массив. Поэтому может возникнуть сомнение в допустимости упрочнения пород на больших глубинах с точки зрения удароопасности.

Однако, установлено, что образцы пород совершенно одинакового минералогического состава, взятые с малой глубины, не удароопасны, а с большой глубины удароопасны. Это подтверждает, что упругая энергия, вызывающая горные удары, накапливается породами за геологический период. Тогда как время между упрочнением пород и проведением выработок будет исчисляться не более чем месяцами.

Изложенное дает основание полагать, что столь необходимое упрочнение пород на больших глубинах не будет повышать удароопасность. Однако это должно быть проверено исследованиями.

Инженерные расчеты. Определение допустимых размеров обнажений. Общие положения. Осветим отдельные методы и приемы инженерных расчетов в области поддержания очистного пространства за счет естественной устойчивости окружающих пород и целиков (рис. VI.12). Рассчитывают здесь максимально допустимые по условию сопротивления горному давлению размеры обнажений пород и минимально допустимые расстояния между этими обнажениями, т. е. размеры целиков.

Оценка размеров обнажения. Какой же из размеров обнажения — ширина, длина, площадь — ограничивается по условию устойчивости (при данном породном массиве)?

Экспериментально доказано, что устойчивость обнажения при относительно малой его длине (менее двойной ширины) зависит от его площади. Но при большей длине (более

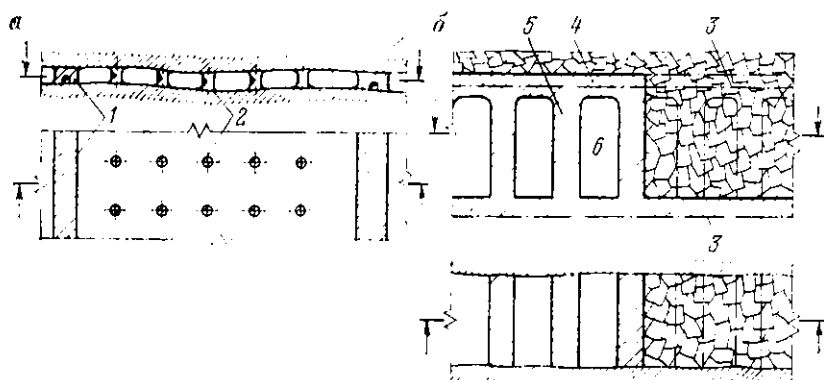


Рис. VI.12. Целики, оставленные для поддержания очистного пространства:

а — в пологих залежах (1 — панельные целики; 2 — опорные столбообразные целики); б — в крутых залежах (3 — этажные горизонты; 4 — междуэтажный целик; 5 — междукамерный целик; 6 — камера)

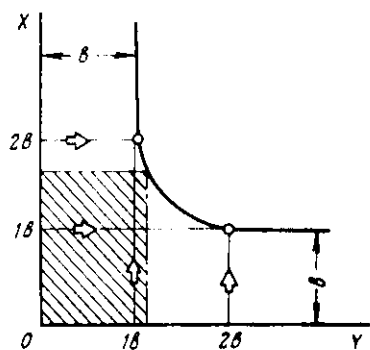


Рис. VI.13. График устойчивых размеров обнажения:

X, Y — взаимно перпендикулярные размеры горизонтального обнажения; b — предельный пролет обнажения большой длины; заштриховано — площадь допускаемого обнажения небольшой длины

двойной ширины) устойчивость обнажения зависит только от его ширины, а сама длина (и, следовательно, площадь) уже не играет роли. Так, если штрек шириной, скажем, 3 м устойчив при длине его 10 м, то он в равной мере устойчив и при длине в несколько километров.

Введем обозначения: l, b, s — соответственно длина, ширина (пролет) и площадь кровли выработки; пред — индекс предельно допустимой величины. Тогда условие устойчивости обнажения можно записать так:

при

$$l < 2b \quad l \times b < s_{\text{пред}}; \quad (\text{VI.25})$$

при

$$l > 2b \quad b \leq b_{\text{пред}}. \quad (\text{VI.26})$$

Соответственно на графике (рис. VI.13) кривая ограничивает в данном массиве все возможные контуры прямоугольных обнажений. Такой график можно построить, зная контур хотя бы одного известного из практики предельного обнажения, что позволит найти все остальные допустимые контуры.

Согласно изложенному, величину обнажения с точки зрения устойчивости принято характеризовать эквивалентным пролетом обнажения b_0 , который при большой длине обнажения равен его ширине, а вообще определяется следующим образом:

при

$$l > 2b \quad b_0 = b; \quad (\text{VI.27})$$

при

$$l < 2b \quad b_0 = \sqrt{\frac{bl}{2}}, \quad (\text{VI.28})$$

что выведено из условия равенства площадей $b_0 2b_0 = bl$.

Предельный эквивалентный пролет обнажения (выше которого наступает разрушение) обозначим $b_{\text{пред}}$.

Тогда условие устойчивости обнажения выразится как

$$b_0 \leq b_{\text{пред}}. \quad (\text{VI.29})$$

На допустимые размеры обнажения влияют (помимо тектонических напряжений, не учитываемых нами):

1) свойства массива горных пород; 2) глубина разработки H ; 3) условия, от которых зависит, какая часть (k — в долях единицы) налегающей толщи пород оказывает давление на об-

наженный массив; 4) угол наклона обнажения α ; 5) срок стояния обнажения t .

Влияние свойств горных пород. Эти свойства оцениваются функционально (см. гл. IV § 2) через предельный эквивалентный пролет обнажения в базисных условиях.

Базисные условия выбираются произвольно, например величины H , α , t принимаются близкими к большинству имеющихся; $k = 1$.

Данные о критических (максимально допустимых) обнажениях первоначально заимствуют из практики других рудников, сходных по условиям, а затем расширяют и уточняют по мере отработки данного месторождения.

Пересчет на базисные условия ведется по общей методике (см. гл. IV, § 2), где $x = b_{\text{пред}}$, а коэффициент пересчета определяется из устанавливаемых ниже зависимостей $b_{\text{пред}}$ от H , k , α , t .

Влияние глубины разработки и угла наклона обнажения на его устойчивость. Можно сказать, что

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\rho \sqrt{\sigma_n}}, \quad (\text{VI.30})$$

где σ_n — напряжение в массиве по нормали к обнажению, которое в средних условиях прямо пропорционально глубине работ; ρ — коэффициент (больше единицы).

Для условий Кривбасса, с учетом данных проф. И. Д. Ривкина, $\rho = 2$, тогда

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\sqrt{\sigma_n}}. \quad (\text{VI.31})$$

Иными словами, допустимый пролет обнажения обратно пропорционален корню квадратному из напряжения в массиве по нормали к обнажению. Заметим, что в теории сопротивления материалов это условие относится к конструкции, сложенной тонкими плитами, параллельными обнажению и не связанными между собой.

Напряжения в массиве (при отсутствии сил тектонического происхождения) пропорциональны высоте толщи пород, оказывающих давление на массив над обнажением. Эта высота

$$H^1 = Hk, \quad (\text{VI.32})$$

где H — глубина от земной поверхности; k — поправочный коэффициент, учитывающий, что часть веса налегающих пород может восприниматься в виде опорного давления окружающим массивом за пределами обнажения. Этот коэффициент зависит как от свойств пород, так и от соотношения H и L , где L — наименьший из размеров залежи (точнее, ее обрабатываемой части по простиранию или падению).

Можно считать, что

при

$$H:L < 1 \quad k = 1; \quad (VI.33)$$

при

$$H:L > 2 \quad k \approx 0,4 \div 0,8, \quad (VI.34)$$

где меньшие значения относятся к большим величинам $H:L$ и более пластичным породам; при $1 < H/L < 2$ коэффициент k изменяется от 1 до $0,4 \div 0,8$.

Из (VI.31) и (VI.32)

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\sqrt{Hk}}. \quad (VI.35)$$

Установим влияние наклона обнажения.

Согласно установленным выше соотношениям, напряжение по вертикали (равнодействующая тензорных величин)

$$\sigma_z = \gamma H k$$

и по горизонтали

$$\sigma = \frac{\mu}{1-\mu} \gamma H k.$$

Тогда по нормали к обнажению (рис. VI.14) действует напряжение

$$\sigma_n = \gamma H k \left(\cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha \right). \quad (VI.36)$$

Из (VI.30) и (VI.36) найдем

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\sqrt[p]{\gamma H k \left(\cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha \right)}}. \quad (VI.37)$$

Отсюда при $Hk = \text{const}$

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\sqrt[p]{\cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha}}. \quad (VI.38)$$

Для Кривбасса $p \approx 2$. Тогда, к примеру, при $\mu = 0,3$ пролет вертикального обнажения ($\alpha = 90^\circ$) может быть приблизительно в 1,5 раза больше, чем горизонтального ($\alpha = 0$).

Влияние времени стояния обнажения. Очевидно, что устойчивость обнажения снижается со временем и что при $t \rightarrow 0$ $b_{\text{пред}} \rightarrow \infty$, а при $t \rightarrow \infty$ $b_{\text{пред}} \rightarrow 0$. Отсюда

$$b_{\text{пред}} = \frac{\text{const}}{\sqrt[q]{t}}, \quad (VI.39)$$

где q — коэффициент больше единицы.

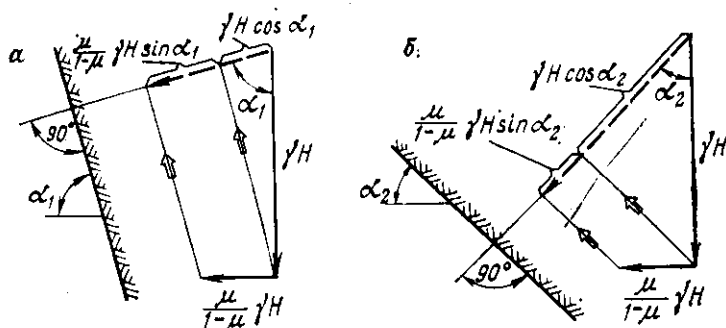


Рис. VI.14. Схема, поясняющая влияние угла обнажения α на величину давления, которое должна воспринять порода у обнажения:

а — при крутом падении; б — при наклонном падении

Величина q может быть определена статистически. Для условий Кривбасса по данным акад. Г. М. Малахова $q \approx 4$, соответственно

$$b_{\text{пред}} \approx \frac{\text{const}}{\sqrt[4]{t}}. \quad (\text{VI.40})$$

Общее решение по определению предельного эквивалентного пролета обнажения. Согласно (VI.13), (VI.15), по каждому практическому примеру (который обозначен индексом i) критической величины обнажения найдем для базисных условий

$$b_{\text{пред баз}} = b_{\text{пред } i} \sqrt[4]{\frac{H_i k_i \left(\cos^2 \alpha_i + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha_i \right)}{H_{\text{баз}} k_{\text{баз}} \left(\cos^2 \alpha_{\text{баз}} + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha_{\text{баз}} \right)}} \times \sqrt[4]{\frac{t_i}{t_{\text{баз}}}}. \quad (\text{VI.41})$$

Найдем среднее значение предельного пролета в базисных условиях

$$b_{\text{пред баз}} = \frac{\sum_{i=1}^n b_{\text{пред баз } i}}{n}, \quad (\text{VI.42})$$

тогда в каждом из расчетных случаев

$$b_{\text{пред } i} = b_{\text{пред баз}} \sqrt[4]{\frac{H_{\text{баз}} k_{\text{баз}} \left(\cos^2 \alpha_{\text{баз}} + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha_{\text{баз}} \right)}{H_i k_i \left(\cos^2 \alpha_i + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha_i \right)}} \times \sqrt[4]{\frac{t_{\text{баз}}}{t_i}}. \quad (\text{VI.43})$$

Напомним, что здесь: $b_{\text{пред}}$ — предельный эквивалентный пролет обнажения; p — эмпирический коэффициент больше единицы (для Кривбасса $p=2$); H — глубина от земной поверхности; k — поправочный коэффициент (от 0,4 до 1), учитывающий долю веса налегающих пород, воспринимаемую подработанной частью массива; α — угол наклона обнажения к горизонту; μ — коэффициент поперечной деформации; t — время стояния обнажения; q — эмпирический коэффициент зависимости $b_{\text{пред}}$ от t , причем $q>1$ (для Кривбасса $q=4$); баз — индекс базисных условий; j — индекс расчетного случая.

Расчет может быть произведен на ЭВМ.

В распространенном частном случае ($p=2$) рассматриваемые условия существенно отличаются от базисных только глубиной расположения и углом наклона обнажения, тогда

$$b_{\text{пред}}(H, \alpha) = b_{\text{пред баз}} \sqrt{\frac{H_{\text{баз}} \left(\cos^2 \alpha_{\text{баз}} + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha_{\text{баз}} \right)}{H \left(\cos^2 \alpha + \frac{\mu}{1-\mu} \sin^2 \alpha \right)}}. \quad (\text{VI.44})$$

Расчет прочных размеров целиков. Принцип. Эти размеры определяются из сопоставления ожидаемой нагрузки на целик с его прочностью.

Влияние формы целиков. Прочность целика существенно зависит от его формы. Чем больше ширина целика по сравнению с его высотой, тем большая часть его работает в условиях всестороннего сжатия и, следовательно, обладает повышенным сопротивлением.

По данным исследований, проведенных на рудниках «Уайт Пайн» (США), целики из руды с кубиковой прочностью на сжатие 700 даН/см² при $a < h$ (a — ширина целика, h — высота) разрушались от незначительной нагрузки, а при $a > 7h$ выдерживали любую практически возможную нагрузку.

Предел прочности на сжатие целика призматической формы приближенно принимаем равным

$$\sigma_{\text{приз}} = \sigma_{\text{куб}} k_{\text{форм}} k_{\text{сеч}}; \quad (\text{VI.45})$$

где $\sigma_{\text{куб}}$ — предел прочности на сжатие для целика кубической формы; $k_{\text{форм}}$ — коэффициент формы целика, учитывающий соотношение его ширины и высоты. Коэффициент этот эмпирический. Приблизительно,

при

$$a < h \quad k_{\text{форм}} = \sqrt{\frac{a}{h}}; \quad (\text{VI.46})$$

при

$$a > h \quad k_{\text{форм}} = \frac{1}{h} \frac{a}{h};$$

где a , h — ширина и высота целика; ширина принимается равной диаметру круглого целика или наименьшей стороне прямоугольного или ширине ленточного целика; $k_{\text{сеч}}$ — учитывает форму горизонтального сечения целика. Для целиков круглых и эллиптических $k_{\text{сеч}} \approx 1$, квадратных — 0,8, призматических — 0,9.

Расчет целиков в условиях пологих залежей. Целики бывают постоянными (неизвлекаемыми) или временными. Постоянные целики оставляют, как правило, в малоценных полезных ископаемых (соль, гипс, относительно бедные руды и т. д.). Временные целики после выемки камер в блоке погашают (обычно с повышенными затратами средств или повышенными потерями руды).

По форме (см. рис. VI.12) различают сплошные (ленточные) и изолированные (столбообразные) целики, а по назначению — панельные и опорные.

Панельные целики обычно сплошные, их оставляют на границах панелей для сохранения штреков и поддержания кровли выработанного пространства. Опорные целики бывают и сплошными, и изолированными; располагаются они между панельными целиками и поддерживают кровлю.

Расстояние между опорными целиками принимают обычно от 6 до 20 м, в зависимости от допустимого пролета обнажения кровли. Целики же рассчитывают как стены или колонны по допустимым напряжениям, возникающим под влиянием давления поддерживаемой толщи налегающих пород.

Распределение нагрузки между целиками может зависеть от соотношения их размеров. При равных размерах всех целиков оно равномерное, но значительное увеличение ширины панельных целиков может изменить это положение (по данным проф. В. И. Борщ-Компанийца, Г. Е. Гулевича и проф. В. Р. Рахимова). Широкие — порядка 20—40 м при вертикальной мощности залежи 10 м — панельные целики называют барьерными. Они обладают повышенной жесткостью, так как значительная часть их объема работает в условиях всестороннего сжатия. Опорные же целики уже барьерных и, следовательно, более податливы, поэтому воспринимают на себя не весь вес вышележащей толщи пород, а лишь часть его — 60—80 % при крепкой руде, обладающей упругими свойствами, и 35—45 % при мягких, пластичных рудах, таких, например, как калийные соли. Эти данные относятся к значительной глубине разработки, превышающей ширину выработанного пространства не менее чем в 1,5—2 раза. Таким образом, для расчета опорных целиков доля воспринимаемого ими веса налегающих пород K составляет при крепких рудах $0,6 \div 0,8$; при мягких рудах $0,35 \div 0,45$.

Остальная часть веса передается на барьерные целики.

В расчетах при схеме с барьерными целиками и отсутствии необходимости в сохранении земной поверхности можно не учитывать неравномерности распределения нагрузки между опорными целиками и соответственно принимать для них пониженный против обычного запаса прочности (2—3 против 3—5), а барьерные целики при этом рассчитывать на полный вес налегающих пород, включая всю их часть, расположенную над опорными целиками. Тем самым допускается, что после погашения панели отдельные опорные целики в ней могут разрушиться, но вызванное этим обрушение кровли будет локализовано в пределах панели барьерными целиками. В результате необходимая суммарная площадь целиков уменьшается приблизительно в 1,05—1,15 раза.

Очевидно, указанное уменьшение мало выходит за пределы точности расчетов. Поэтому главное преимущество барьерных целиков следует усматривать в надежной локализации панели, что улучшает проветривание и не дает распространиться в действующую панель самообрушению пород, если такое произойдет в соседней панели.

Расстояние между барьерными целиками, равное ширине панели, выбирают в первую очередь по технологическим соображениям, в основном с точки зрения доставки руды порядка 150 м при доставке самоходным оборудованием. Однако, если земную поверхность нарушать нельзя, то ширина панели не должна превышать приблизительно половины глубины разработки, т. е. ориентировочно

$$L \leq \frac{H}{2}.$$

Необходимые поперечные размеры целика находят из сопоставления напряжений с прочностью

$$\frac{\gamma H k}{s} \leq \frac{\sigma_{сж} k_{форм} k_{сеч}}{n}, \quad (VI.47)$$

где S — площадь кровли, поддерживаемая целиком, m^2 ; γ — удельный вес налегающих пород, $мн/м^3$; H — глубина от земной поверхности, $м$; k — коэффициент, учитывающий, что часть давления налегающей толщи передается на окружающий массив (численные значения даны выше в связи с расчетом прочных размеров обнажений); s — площадь поперечного сечения целика, m^2 ; $\sigma_{сж}$ — временное сопротивление руды, слагающей целик, одноосному сжатию, принимается в зависимости от требуемого срока стояния целиков с учетом ползучести пород; n — запас прочности, учитывающий неравномерность распределения нагрузки между разными целиками и неравномерность напряжений по сечению целика. Принимается равным 3—5, если целики должны стоять неопределенно долгий срок, как например, при необходимости сохранения дневной поверхности. Если же

целики нужны лишь на время отработки данной панели, а в последующем допустимо их обрушение, то неравномерность распределения нагрузки между целиками не имеет особого значения и запас прочности принимается равным 2—3; $k_{\text{форм}}$, $k_{\text{сеч}}$ — см. выше.

Из предшествующего уравнения относительная площадь целика

$$\frac{s}{S} \geq \frac{\gamma H k n}{\sigma_{\text{сж}} k_{\text{форм}} k_{\text{сеч}}} \quad (\text{VI.48})$$

Расчет усложняется тем, что в этой формуле величина $k_{\text{форм}}$ неизвестна, так как зависит от величины a , которая, в свою очередь, зависит от искомой величины s . Возможен следующий порядок расчета: величину $k_{\text{форм}}$ сперва принимают ориентировочно, а затем в случае существенного расхождения между ней и величиной, вытекающей из результата, уточняют ее путем постепенного подбора.

Но возможен и прямой аналитический расчет (разработан Е. В. Кузьминым). Для этого в (VI.48) выражают s через поперечные размеры целика с поправкой на форму горизонтального сечения: a , $k_{\text{форм}}$ — через ширину и высоту целика согласно (VI.46).

Тогда для круглого целика, у которого ширина меньше высоты,

$$a \geq 1,08 \sqrt[5]{h \left(\frac{\gamma H k S n}{\sigma_{\text{сж}}} \right)^2}, \quad (\text{VI.49})$$

а если ширина целика больше его высоты и потому $k_{\text{форм}} = a/h$, то

$$a > 1,26 \sqrt[3]{\frac{h \gamma H S n}{\sigma_{\text{сж}}}} \quad (\text{VI.50})$$

Для расчета размеров эллиптических или призматических целиков в (VI.48) делается аналогичная замена и неравенство решается относительно интересующей величины a .

Окончательные размеры целиков принимаются с учетом следующих ограничений минимальной их ширины:

1) во избежание пробоя целика $a \geq 2W$, где W — л. н. с. зарядов ВВ, которые взрывают в камерах;

2) во избежание продольного изгиба целика $a \geq (1/4 + 1/3) h$, меньшие значения относятся к более крепкой и монолитной руде;

3) при взрывной отбойке $a \geq (3 + 5)$ м, чтобы ядро целика осталось прочным;

4) если породы кровли слабее, чем руда, то площадь целика должна быть достаточно большой, чтобы он не вдавливался в кровлю, т. е.

$$\frac{s}{S} \geq \frac{\gamma H k n}{\sigma_{\text{кровли}}}, \quad (\text{VI.51})$$

где $\sigma_{\text{кровли}}$ — прочность пород кровли на сжатие.

Пример. Для горизонтального рудного тела мощностью 12 м на глубине 380 м определить диаметр круглого опорного целика. Руда и породы крепкие, кубиковая прочность на сжатие $\sigma_{сж} = 160$ МПа, $H = 380$ м, $h = 12$. Другие исходные данные: $n = 2$; $\gamma = 0,025$ МН/м³; $k = 0,7$; $S = 200$ м²; $W = 1,5$ м; порода кровли прочнее руды.

Находим из (VI.49) диаметр целика

$$a \geq 1,08 \sqrt[5]{\frac{12 \cdot (0,025 \cdot 380 \cdot 0,7 \cdot 200 \cdot 2)^2}{160^2}} = 5,5 \text{ м.}$$

Другие условия:

$$a \geq 2W = 3 \text{ м;}$$

$$a \geq 1/3h = 1/3 \cdot 12 = 4 \text{ м.}$$

Принимается $a = 5,5$ м.

Расчет целиков в условиях крутых залежей. В крутых месторождениях целики, как правило, сплошные, оставляют лишь на период отработки камер. По расположению они делятся на междуэтажные и междукамерные (см. рис. VI.12).

Рассмотрим случай, когда целики оставляют минимальных размеров по условию сопротивления горному давлению, а также действию взрыва при отработке камер.

Расстояние между целиками (ширина камер) должно быть таким, чтобы не были превышены допустимые размеры обнажения пород.

Междукамерные целики по аналогии с пологими залежами можно (по данным проф. С. Г. Борисенко) приближенно рассчитывать на давление толщи налегающих пород:

$$\frac{s}{S} = \frac{l_u}{l_u + l_k}, \quad (\text{VI.52})$$

где l_u — ширина целика, м; l_k — ширина камеры, м; остальные обозначения прежние.

В рассматриваемом случае ширина целиков почти всегда меньше их высоты, поэтому

$$k_{\text{форм}} = \sqrt{\frac{l_u}{h}}. \quad (\text{VI.53})$$

Отсюда и из (VI.49)

$$\frac{l_u}{l_u + l_k} \geq \frac{\gamma H k n}{\sigma_{сж} \sqrt{\frac{l_u}{h}}}. \quad (\text{VI.54})$$

В этой формуле искомая величина l_u входит не только в левую, но и в правую часть. Поэтому в правой части принимают ее сперва ориентировочно, а затем уточняют путем постепенного подбора. Что касается коэффициента k , то численные значения его те же, что и для расчета целиков в пологих залежах, причем за величину L , от которой зависят эти значения, принимают здесь наименьший поперечный размер отра-

батываемой части залежи в проекции на горизонтальную плоскость.

Зная высоту целиков h и задавшись шириной камер l_k можно по приведенной формуле найти ширину целиков, минимально допустимую с точки зрения сопротивления горному давлению.

Дополнительные ограничения:

$$l_u \geq 2W; \quad l_u \geq (1/3 \div 1/4)h; \quad l_u \geq 4 \div 8 \text{ м}, \quad (\text{VI.55})$$

где W — л. и. с. зарядов ВВ, которыми отбивают руду в камерах; меньшие значения относятся к залежам средней мощности, а большие — к мощным. Кроме того, минимальная ширина целиков ограничивается условиями последующей их выемки.

Понятие о теории прочности Мора. Более точно (по сравнению с коэффициентом формы) учесть форму целика можно на основе теории прочности, предложенной Мором. Она считается приемлемой как для целого ряда конструкционных материалов, так и для массива горных пород.

Известно, что материал разрушается в результате совместного действия касательных и нормальных напряжений на площадку сдвига: чем больше нормальное напряжение σ , тем больше сопротивление породы сдвигу τ на данной площадке, так как возрастают силы трения. По теории Мора решается плоская задача, т. е. учитываются нормальные напряжения; наибольшее σ_1 и наименьшее σ_3 , а промежуточное по величине σ_2 исключается из рассмотрения, так как, согласно экспериментальным данным, оно не играет существенной роли в реальных ситуациях.

Предельное напряженное состояние на диаграмме σ — τ изображается наибольшими (предельными) кругами Мора (рис. VI.15). Эти круги строятся на отрезках, представляющих разности действующих по главным осям наибольшего σ_1 и на-

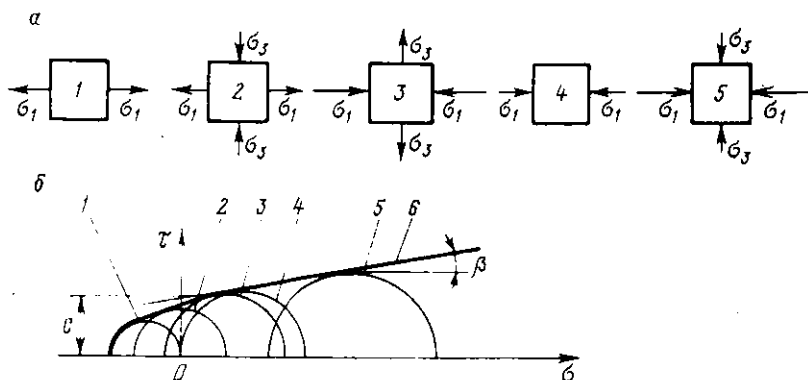


Рис. VI.15. Схемы к теории прочности Мора:

а — условия испытания образцов; б — предельные круги Мора и их огибающая б; 1—5 — номера серий испытаний

меньшего σ_3 напряжений, при сочетании которых образец разрушится. Отсюда радиус круга

$$R = 1/2(\sigma_1 - \sigma_3).$$

Для определения зависимости предельного касательного напряжения от нормального проводят эксперименты предельных (при которых происходит разрушение) состояний образцов породы — прямоугольных параллелепипедов с $h/a = 1,5$ (h — высота параллелепипеда; a — длина стороны квадрата его основания). По каждому образцу определяют главное нормальное напряжение, вызвавшее разрушение при данных условиях.

Прочность массива на сжатие по сравнению с образцами при устойчивых породах снижается в 1,8—2,5 раза, а на растяжение — в 3—5 раз. Соответственно при построении предельных кругов Мора надо уменьшить определенные на образцах величины.

Далее строят в координатах σ, τ предельные круги Мора по данным всех пяти приведенных экспериментов, а затем огибающую этих кругов, которая и характеризует искомую зависимость

$$\tau = f(\sigma).$$

Для горных пород начальный участок огибающей можно принять в виде начальной части циклоиды (кривая, описываемая точкой окружности при качении этой окружности), а также в виде прямой с уравнением

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} k + k,$$

где ρ — угол внутреннего трения; k — коэффициент сцепления породы.

Теперь по огибающей кругов Мора должна быть определена несущая способность (разрушающая нагрузка) целиков.

§ 2. СПОСОБЫ ПОДДЕРЖАНИЯ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

Способы поддержания очистного пространства при очистной выемке можно разделить на следующие три класса: естественное поддержание очистного пространства при выемке руды; обрушение руды и вмещающих пород, т. е. без поддержания очистного пространства при выемке руды; искусственное поддержание очистного пространства при выемке руды.

1. Естественное поддержание очистного пространства при выемке руды осуществляется за счет естественной устойчивости окружающих пород и еще не выработанных участков руды — целиков. Горное давление при этом регулируют за счет выбора размеров очистного пространства (камеры), расположения и размеров поддерживающих целиков.

Для осмотра и оборки кровли и высоких (высотой до 20 м) очистных камерах применяют специальные самоходные полки, часть которых служит и для штангового крепления кровли.

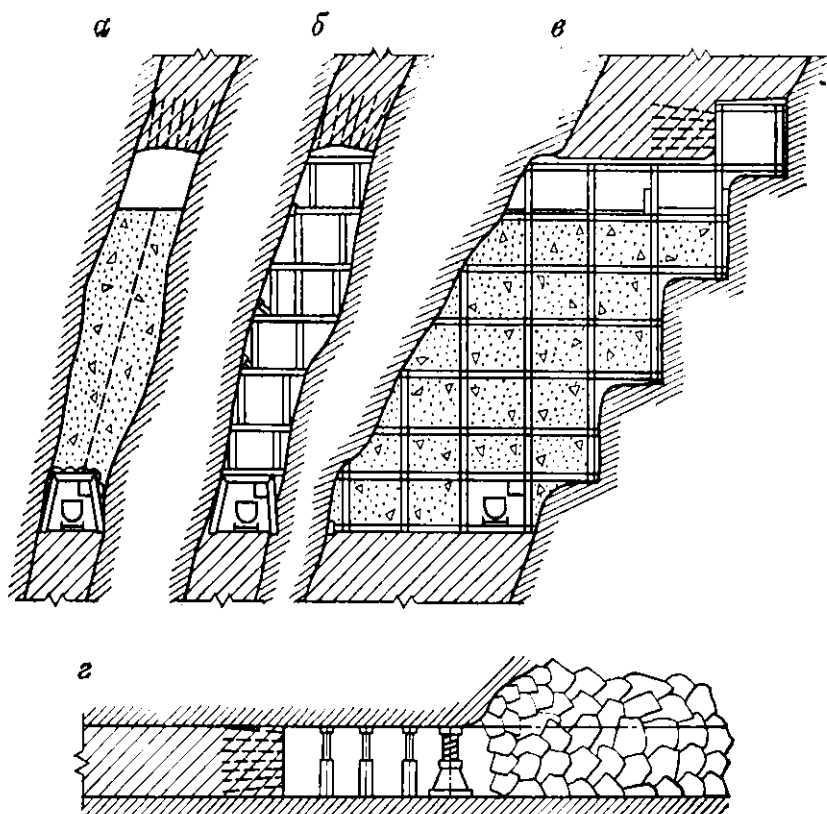


Рис. VI.16. Способы искусственного поддержания очистного пространства: а — закладкой; б — крепью (вариант с усиленной распорной крепью); в — крепью и закладкой (вариант со станковой крепью); г — крепью с последующим обрушением пород (вариант с индивидуальной стоечной крепью)

2. Обрушение руды и вмещающих пород позволяет не оставлять целиков и не применять искусственного поддержания очистного пространства. Обрушение пород на отбитую руду вызывают или обнажением пород на большой площади или взрыванием зарядов ВВ. Руду выпускают из очистного пространства через выработки в основании блока. Обрушение руды и вмещающих пород применяют на железных рудниках Криворожского бассейна, Урала и Горной Шории, многих рудниках цветных металлов (Тырныаузском и др.), фосфатных рудниках ПО «Апатит» и «Каратау».

3. Искусственное поддержание очистного пространства при выемке руды осуществляют с помощью закладки или крепления (рис. VI.16). Закладку применяют, например, при разработке мощных залежей Талнахского (пололого), Гайского и Тишинского (крутых) месторождений цветных металлов, Белозерского месторождения железных руд и многих других.

Поддержание очистного пространства крепью в чистом виде применяют только в маломощных залежах. При большой и средней мощности крепь сама по себе не может выдерживать горного давления. Поэтому, если необходимо поддерживать выработанное пространство и после выемки руды, то крепь применяют вместе с закладкой. Чаще поддерживают крепью лишь рабочее пространство у забоя, а дальше крепь обрушают или извлекают, чем вызывают обрушение вмещающих пород для снижения давления на оставшуюся крепь. Крепление и последующее обрушение пород широко применяют в маломощных залежах, например в пологих пластах калийных и марганцевых руд.

Искусственное поддержание целесообразно тогда, когда другие способы неприемлемы технически или не обеспечивают достаточно полной и чистой выемки руд.

Процессы искусственного поддержания рассмотрим в следующих параграфах, а обрушение пород — вместе с системами разработки, при которых его применяют.

§ 3. ЗАКЛАДКА

Закладка заключается в заполнении выработок отходами производства: пустыми породами, хвостами обогатительных фабрик, металлическими шлаками или другим материалом. Это требует затрат, но дает возможность отработать запас этажа без оставления целиков, обрушения вмещающих пород и, следовательно, обеспечить минимальные потери и разубоживание руды, сохранить ненарушенными налегающие массивы и земную поверхность (при полной и плотной закладке), отрабатывать возгорающиеся руды, разместить под землей часть отходов производства.

Закладку применяют при разработке ценных и средней ценности руд цветных металлов, высококачественных железных руд, иногда — горно-химического сырья. В 1982 г. закладку применяли на 25 рудниках цветных металлов, почти на всех редкоземельных рудниках и на трех железных рудниках.

В зависимости от порядка выполнения закладочных работ по отношению к очистной выемке различают закладку одновременную и последующую.

Одновременную закладку производят по мере отработки камеры или блока горизонтальными (реже наклонными) слоями. Поверхность закладочного массива часто используют как платформу для производства работ по отбойке руды и доставке. При выемке слоями, начиная с нижнего, закладка поддерживает бока очистного пространства, а если блок вынимают слоями в нисходящем порядке, то затвердевший закладочный массив может служить также искусственной кровлей очистных выработок.

Последующую закладку производят после отработки очист-

ной камеры. Она служит для создания благоприятных условий при предстоящей отработке целиков, а также для сохранения земной поверхности, вышележащих выработок и т. п.

Классификация способов закладки (табл. VI.1).

Первоначально появилась сыпучая закладка, сухая, затем гидравлическая. В первые послевоенные годы примерно две третьих части руд цветных металлов добывали в СССР с применением закладки.

Однако практика выявила следующие существенные недостатки сыпучей закладки. В связи со значительным уплотнением (усадкой) не обеспечивается поддержание налегающих пород и дневной поверхности. В блоках, граничащих с сыпучей закладкой, особенно в целиках, резко возрастают трудоемкость работ, потери и разубоживание руды. При выемке блоков в восходящем порядке горизонтальными слоями требуется высококачественный настил на поверхности каждого слоя во избежание больших потерь рудной мелочи в закладке; потери эти создают пожароопасность при возгорающейся руде.

Эти недостатки привели к тому, что с конца сороковых годов применение закладки стало резко сужаться, а закладка исчезла на целом ряде рудников, где раньше применялась повсеместно.

Таблица VI.1. Классификация способов закладки по М. Н. Цыгалову

Наименование классов, групп и способов закладки	Особенности, требующие пояснения
I. Твердая (моноклитная) закладка	Закладочный массив представлен монолитом
1. Твердеющая закладка	С вяжущими веществами, реагирующими с водой В выработанное пространство подается готовая смесь
а) твердеющая литая закладка (обычно называется просто «твердеющая закладка»)	Заполнитель пропитывают вяжущим раствором в выработанном пространстве
б) инъекционная закладка	Заполнитель и вяжущее подают отдельно и смешивают в выработанном пространстве
в) твердеющая раздельная закладка	Послойное намораживание Для условий многолетней мерзлоты
2. Ледяная закладка	
а) собственно ледяная	
б) ледяная с песком, дробленой породой и т. д.	
3. Блочная закладка	Каменные блоки скрепляют вяжущим раствором
II. Сыпучая закладка	Закладочный материал (З. м.) перемещается водой по трубам
1. Гидравлическая	З. м. заполняет выработку под действием силы тяжести
2. Сухая закладка	З. м. распределяют в выработке машинами механического действия
а) самотечная закладка	З. м. транспортируют по трубам и забрасывают в выработку сжатым воздухом
б) механическая закладка	
в) пневматическая закладка	

В конце шестидесятих годов появилась монолитная закладка, более дорогая (за счет применения вяжущих веществ), по своим свойствам подобная искусственному камню; причем на поверхности ее смогли работать тяжелые самоходные машины по бурению шпуров, погрузке и доставке руды.

На базе этого нового способа закладка получила как бы второе рождение: применение ее резко расширилось на рудниках цветной металлургии (причем на долю монолитной закладки приходится здесь в 1982 г. 85 % объема закладки) и охватило ряд железных рудников. Это позволило начать разработку самых сложных месторождений: на больших глубинах, под обводненными породами, неотработанными запасами полезного ископаемого, зданиями и сооружениями, при сильно возгорающейся руде и т. п., причем были созданы и создаются системы разработки, при которых работают вблизи закладочного массива теми же методами, что и около массива устойчивых пород.

Уплотнение закладки. Закладочный массив постепенно уменьшается в объеме. Коэффициент усадки закладочного массива, %,

$$k_y = \frac{V - V_2}{V_1} 100, \quad (\text{VI.56})$$

где V_1 и V_2 — объемы закладочного материала соответственно в момент возведения и ко времени, когда уплотнение практически прекращается.

Коэффициент усадки зависит от способа закладки, гранулометрического состава материала (при одинаковой крупности всех частиц усадка больше), наличия глинистых и других пластичных добавок (уменьшающих усадку), а также от горного давления. Самая большая усадка присуща сухой самотечной закладке, самая низкая — монолитной.

Монолитная закладка. Общие сведения. Монолитная закладка — это обычно смесь нескольких материалов, связанных в монолит с помощью цемента или другого вяжущего вещества. Такая закладка обходится дороже сыпучей. Монолитную закладку применяют: при выемке руд ценных, малоустойчивых, возгорающихся; на больших глубинах; под охраняемыми объектами. Она обеспечивает наиболее безопасную разработку месторождения с минимальными потерями руды и разубоживанием, сохранение ненарушенной земной поверхности. Становится возможной сплошная выемка руды без оставления целиков даже под городами, крупными водоемами и др.

Впервые монолитную закладку применили в опытном порядке в Кузбассе в 1938 г. Промышленное освоение ее началось в 1956 году на рудниках Первомайском (Кривбасс) и Текелийском. В настоящее время ее используют широко.

Советские специалисты (О. А. Байконуров, М. Н. Цыгалов, Н. Ф. Замесов, К. Ю. Репп, А. Н. Меркулов, Л. А. Крупник

и др.) имеют приоритет в разработке технологии возведения искусственных массивов с использованием отходов производства (шлаков, хвостов обогащения и др.), трубопроводного транспорта и систем разработки с монолитной закладкой.

Материалы для приготовления монолитной закладки. Применяют по возможности дешевые материалы, имеющиеся вблизи рудников (отходы обогащения, отвальная порода, металлургические или топливные шлаки и др.). По своему назначению их подразделяют на группы (табл. VI.2).

В виде исключения монолитную закладку получают и из какого-либо одного материала, например из отходов переработки калийных руд в ПО «Уралкалий»; эти отходы подают в забой в смеси с ненасыщенным солью водным раствором. Закладка постепенно уплотняется, превращается в монолит и набирает прочность около 6 МПа за три года.

Вязущие вещества применяют для превращения сыпучего заполнителя в монолит. Используют цемент или местные отходы производства. Гидравлическая активность вяжущего должна в 2÷4 раза превышать нормативную прочность закладочной смеси, начало схватывания — не ранее одного часа после ее приготовления по условию трубопроводного транспорта. Срок

Таблица VI.2. Классификация материалов для монолитной закладки

Назначение материалов	Тип материалов	Примечание
1. Вяжущее	1. Цемент 2. Молотые металлургические шлаки и зола 3. Нефелиновые шламы 4. Лед 5. Строительный раствор 6. Молотые ангидрид и другие породы с вяжущими свойствами Рудничная вода Питьевая вода	При намораживании Для скрепления блоков
2. Вода как реагент и несущая среда 3. Заполнитель	1. Отходы обогащения 2. Дробленая отвальная порода 3. Гранулированные шлаки 4. Природный песок, щебень, гравий 5. Обрушенная порода	
4. Активизатор	1. Цемент 2. Известь 3. Щелочь	При инъекции
5. Пластификатор	1. Глина 2. Мылонафт и др.	
6. Замедлитель	1. Глина 2. Кислота	

окончания схватывания не лимитируют, но обычно он исчисляется 20÷30 часами. Шлаки перед подачей в закладку подвергают мокрому помолу в шаровых мельницах до удельной поверхности зерен 2000÷3000 см²/г. В большинстве случаев к шлаку добавляют 10÷20 % активизирующего вещества (цемента, извести и др.).

Рассмотрим краткую характеристику вяжущих.

Шлаки. Сталеплавильные шлаки. Химический состав включает: 25÷40 % CaO, 10—20 % MnO, 12÷30 % SiO₂ и др. Шлаки содержат 15÷20 % железа в виде застывших капель металла и скрапа, поэтому их подвергают магнитной сепарации. Плотность шлаков в насыпном виде 1,4÷1,6 т/м³. Шлаковый расплав, сбрасывая в отвал, поливают водой. Застывая, материал растрескивается, в результате выход мелкозернистой фракции составляет около 50 %.

Топливные зола и шлаки от сжигания угля включают 3—7 % CaO, 20—32 % Al₂O₃, 50—60 % SiO₂ и др. Наибольшую ценность представляет зола с электрофильтров, ее удельная поверхность 3000—3500 см²/г, что позволяет использовать ее без дополнительного помола. Котельный шлак содержит около 30 % фракций крупнее 40 мм. Качество золошлаковых отходов снижается при их удалении из котельных установок в отвал гидравлическим способом. Сухое золоудаление связано с большими капиталовложениями.

Никелевые шлаки содержат 13÷19 % CaO, 5÷10 % Al₂O₃, 40—45 % SiO₂ и др., поэтому имеют невысокую гидравлическую активность. Их активизируют щелочью, содой, цементом и известью в количестве от 5 до 10 % от массы шлака.

Доменные гранулированные шлаки по крупности близки к песку и включают 35—50 % CaO, 10—15 % Al₂O₃ и др. Плотность в насыпном виде 1 т/м³. Их подразделяют на основные, нейтральные и кислые, причем первые более высокого качества. Шлаки используют на многих рудниках, но они являются дефицитным материалом, так как почти полностью поступают для производства цемента.

Отвальные доменные шлаки (не подвергнутые грануляции) содержат 50 % мелкой фракции, их активность значительно ниже, чем гранулированного шлака.

Цементы выпускают в основном марки 30 и 40, что значительно превышает оптимальную активность необходимого для закладки вяжущего. Поэтому цемент разбавляют глиной или другим материалом до соотношения 1:1 по массе и более, в результате увеличивается общее количество смешанного вяжущего, замедляется процесс схватывания смеси, снижается себестоимость закладки и улучшается подвижность смеси. Глина обычно поступает вместе с заполнителем, таким как глинистые пески, шламы обогатительных фабрик и др.

Нефелиновые шлаки — отходы обогащения нефелиновых руд, содержат 50—55 % CaO, 2—3 %, Al₂O₃, 28 % SiO₂ и др., после

добавления 3 % гипса или 10 % цемента становятся пригодными в качестве вяжущего.

Существуют и другие дешевые материалы, которые могут служить вяжущими для закладочных смесей, но активность их невелика, поэтому они имеют второстепенное значение.

Вода в закладочных смесях служит несущей средой и реагентом. Допустимо использовать шахтные воды, которые должны удовлетворять определенным требованиям. Показатель кислотности не менее 6, во избежание выщелачивания портландцемента, или не менее 4 при шлаковых цементах. Содержание сульфатов не должно превышать 2,7 г/л, других солей 5 г/л. Недопустимы примеси масел. Содержание свободной углекислоты не более 20 мг/л. В целом рудничные воды не оказывают заметного влияния на качество закладки. Предпринимаются попытки магнитной обработки воды в целях повышения прочности закладочного массива.

Заполнители. Основные требования к ним — прочность не менее 10—15 % от нормативной прочности закладочного массива, небольшая растворимость в воде, низкий коэффициент увеличения в объеме при намокании.

Природный песок имеет крупность от 0,1 до 5 мм, содержит глину от 5 до 25—30 % и более, а также крупнокусковой материал. Для удаления негабарита песок необходимо сортировать. Были попытки (на руднике им. Коминтерна ПО «Кривбасс-руда») использовать как заполнитель чистую глину, но твердение затягивалось на полгода и более.

Хвосты обогатительных фабрик имеют угловатую форму и мелкозернистый состав: 0,3—0,4 мм. С фабрики поступают в виде пульпы с Т:Ж от 1:20 до 1:30 по массе. Перед подачей в закладку их необходимо сгущать до Т:Ж=1:1 и менее, удалять шлам, или сгущать гораздо больше при закладке тиксотропной смесью.

Отвальная порода содержит от 40 до 60 % материала крупностью менее 40 мм, пригодного в закладку без дополнительного дробления. Негабарит подвергают дроблению и грохочению в одну или две стадии, в зависимости от крупности кусков.

Гранулированные медеплавильные и никелевые шлаки представлены мелкозернистым материалом: от 50 до 80 % фракции крупнее 0,6 мм имеют повышенную плотность (около 3,4 т/м³).

Способы монолитной закладки.

Способ закладки включает подготовку исходных материалов, приготовление закладочной смеси определенного состава, ее транспортирование в шахту и возведение искусственного массива. Существует несколько способов монолитной закладки, каждый из которых применяют в определенных горнотехнических условиях. На выбор способа оказывает влияние способ транспорта исходных материалов, иногда климатические и другие условия.

Твердеющая литая закладка — это наиболее распространенный вид закладки, обеспечивающий высокое качество. На поверхности приготавливают закладочную смесь, близкую по своим свойствам к литому песчаному или обычному (с крупным заполнителем) бетону. Эта смесь характеризуется повышенным расходом вяжущих веществ и воды с целью обеспечения высокой ее пластичности. Смесь по трубам самотеком или с помощью сжатого воздуха подают в выработанное пространство. Подвижность смеси должна обеспечивать ее транспортабельность и размещение в выработанном пространстве под небольшим углом ($1 \div 5$ и до 10°) с целью подачи материала под кровлю.

Состав смеси в расчете на 1 м^3 искусственного массива включает 400 кг вяжущего, $0,9 \text{ м}^3$ заполнителя, обычно песка или хвостов обогащения, 400 л воды, что соответствует водовязущему отношению, равному единице.

Применяют два состава смесей, различаемых по типу вяжущего: цементный и на основе молотого доменного гранулированного шлака с активизирующей добавкой. Допустимо применение и других вяжущих (см. табл. VI.2).

В цементных закладочных смесях вяжущее включает $150 \div 200$ кг цемента и $200 \div 250$ кг глины или другой пластифицирующей добавки, находящейся в составе заполнителя (природного песка, содержащего $15 \div 25 \%$ глины, или отходов обогащения, имеющих шламовые фракции). Активность цемента (вяжущего) — это прочность (в МПа) цементно-песчаных образцов в возрасте 28 сут при отношении цемент : песок = $1 : 3$ по массе и водоцементном отношении 0,5 (вода : вяжущее = $0,5 : 1$ по массе). Марка цемента — это нормативная величина гидравлической активности, установленная стандартом.

Доменный гранулированный шлак перед подачей в закладку измельчают мокрым способом в рудоразмельных шаровых мельницах до крупности частиц такой же, как у цемента (содержание тонкой фракции — минус $0,074 \text{ мм}$ около $80 \div 95 \%$). К шлаку добавляют от 5 до 15 % цемента (от 20 до 60 кг на 1 т шлака) или другого активизирующего вещества. Плотность пульпы составляет $1,4 \div 1,7 \text{ т/м}^3$. Помол в открытом цикле обеспечивает выход тонкой фракции порядка 50 %, остальной шлак поступает в виде крупных зерен и не обладает вяжущей активностью.

Помол в замкнутом цикле, когда шлаковая пульпа из мельницы поступает в классифицирующие аппараты (гидроциклоны и др.) и затем крупная фракция возвращается в мельницу, позволяет повысить выход готового продукта до $90 \div 95 \%$. Выбор способа помола производят технико-экономическим сравнением вариантов. Обычно при высоких транспортных расходах на шлак применяют замкнутый цикл помола, обеспечивающий значительную экономию шлака.

Технологическая схема закладочного комплекса, используе-

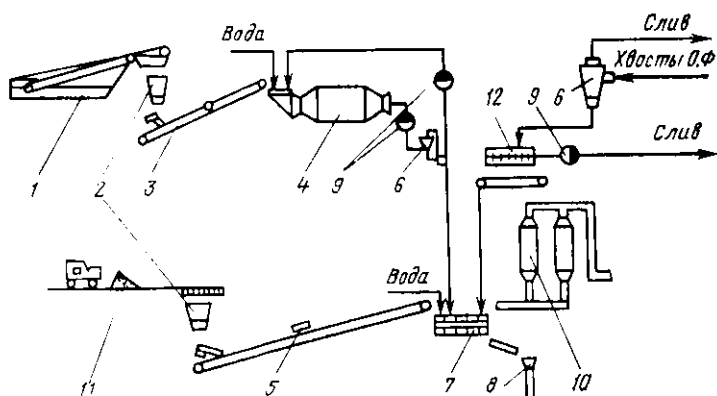


Рис. VI.17. Технологическая схема закладочного комплекса литой смеси:

1 — траншейный склад для гранулированного доменного шлака; 2 — загрузочные бункеры; 3 — конвейер; 4 — шаровая мельница; 5 — весы; 6 — гидроциклоны; 7 — смеситель; 8 — трубопровод; 9 — насос; 10 — цементный склад; 11 — склад заполнителя; 12 — вакуумфилтр

мая на Гайском и ряде других рудников, приведена на рис. VI.17.

Монолитная закладка является многокомпонентной смесью и каждый составной материал должен проходить через свой дозатор, работающий с минимальным ($1 \div 2\%$) отклонением от установленного расхода, что необходимо для хорошего качества искусственного массива. Цемент, шлак и заполнитель проходят через весы, установленные на конвейерах. Заполнитель пропускают через магнитный улавливатель металла. Приемная воронка закладочного трубопровода перекрыта предохранительной решеткой. В зимнее время применяют подогретую воду. Размольное отделение оборудуют принудительной вентиляцией, так как из мельницы выделяется много пыли вместе с паром.

Для приготовления цементной смеси исключают из технологической схемы шлаковую ветвь.

Прочность закладки зависит от качества исходных материалов, состава смеси, непрерывности подачи, времени и др. факторов. Недопустимо сбрасывать воду от промывки трубопровода в закладываемую камеру.

Себестоимость закладки составляет обычно 3—8 руб/м³ и зависит, главным образом, от стоимости исходных материалов. Производственная мощность закладочных комплексов находится в пределах от 30 до 200 м³/ч.

Жидкие смеси должны обладать определенной подвижностью для обеспечения их самотечного транспортирования по трубам и размещения в выработанном пространстве. Подвижность смеси устанавливают по глубине погружения в нее измерительного конуса с углом при вершине 30°, высотой 15 см и массой 300 г. Оптимальный состав смеси имеет подвижность,

при которой конус погружается на $10 \div 12$ см. При сокращении подвижности смесь становится излишне вязкой, а увеличение приводит к расслоению (заполнитель выпадает в осадок), в результате смесь становится нетранспортабельной.

Закладочная смесь твердеет в основном в течение первых трех-шести месяцев, но значительную прочность имеет уже в первый месяц. В дальнейшем прочность увеличивается многие годы, но очень медленно.

Существует три типа искусственных массивов: 1) искусственные целики; 2) сплошная монолитная закладка; 3) комбинированная закладка, при которой часть камер заполняют сыпучим и низкопрочным материалом.

Искусственные целики рассчитывают как колонны на сжатие под действием веса пород до поверхности. Сплошную (т. е. по всей выработанной площади) монолитную закладку подбирают по нормативному коэффициенту усадки под воздействием горного давления который зависит от допустимых сдвижений и деформаций земной поверхности и находится в пределах $2 \div 5$ %.

Строительными нормами установлены допустимые значения сдвижения, наклона и радиуса кривизны подрабатываемой территории. Методы их расчета сложны, поэтому не приводятся. Для подбора состава закладки по коэффициенту ее усадки пользуются следующим расчетом.

Допустимое сдвижение кровли

$$\Delta_d = \frac{\Delta_n}{K_p},$$

где Δ_d — допустимое сдвижение земной поверхности; K_p — коэффициент, учитывающий степень расслоения пород при сдвижении.

Фактическая величина сдвижения кровли под воздействием массы столба пород до поверхности

$$\Delta_p = \frac{K_y h}{100} + \Delta_1 + \Delta_2,$$

где K_y — коэффициент усадки закладочного материала под воздействием массы столба пород, %; h — высота искусственного массива, м; Δ_1 — сдвижение кровли от упругого прогиба, м; Δ_2 — высота недозаложенного пространства, м.

Очевидно, что $\Delta_p \leq \Delta_d$, тогда закладочный материал необходимо применять такой, чтобы его коэффициент усадки (%) под нагрузкой подрабатываемых пород

$$K_y = \frac{\Delta_d - (\Delta_1 + \Delta_2)}{100h}.$$

Прочность здесь не имеет решающего значения, так как материал находится в объемном сжатии. Важно снизить пустотность закладки за счет определенного соотношения зерен за-

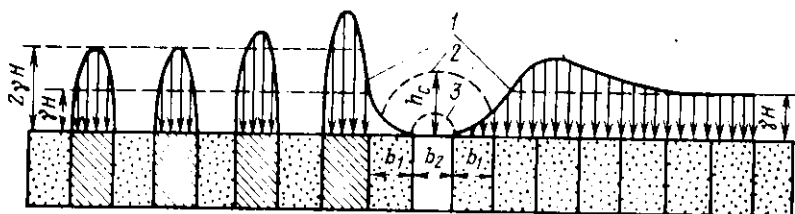


Рис. VI.18. Распределение 1 напряжений вблизи зоны очистной выработки:
2 — свод разгрузки над двумя искусственными целиками, граничащими с отработываемой камерой; 3 — свод разгрузки над камерой

полнителя по их крупности. Устойчивость же вертикальных и горизонтальных обнажений искусственных массивов при сплошной монолитной закладке определяют в зависимости от величины нагрузки, создаваемой горным давлением, и прочности закладки.

Величина нагрузки на граничащие с отработываемой камерой участки закладки определяется массой пород, заключенных в пределах контура свода естественного равновесия горного массива. Высота этого свода в среднем равна половине пролета подработки, расположенного между границами опорных массивов, т. е. $h_c = 0,5b_2 + b_1$ (рис. VI.18). Наиболее благоприятные условия создаются при сплошной выемке междуканерных рудных целиков одной камерой в выемочном участке. В этом случае опорное давление находится над рудными целиками, подлежащими последующей отработке, и в зоне сплошной закладки. Над граничащими с очистной камерой искусственными массивами возникает местная зона разгрузки. Поэтому такие целики рассчитывают на сравнительно небольшие нагрузки, значительно меньшие, чем вес всего столба пород до поверхности.

Фактическая прочность сплошной монолитной закладки находится в пределах 2÷4 МПа к сроку твердения 3 месяца, а коэффициент ее усадки составляет 3—4 % при нагрузке 25 МПа. Необходимо учитывать динамическое воздействие взрывной отбойки руды. Общее количество взрывающего за один раз ВВ достигало 6 т, а на одно замедление — 1,2 т без нарушения закладки.

Состав закладки подбирают исходя из условия обеспечения нормативной прочности и усадки, подвижности и допустимой себестоимости.

Необходимая активность вяжущего (R_b) должна соответствовать нормативной прочности монолитной закладки (σ_n):

$$R_b = (3 \div 4) \sigma_n.$$

В зависимости от активности вяжущего прочность закладочного материала

$$\sigma = KR_b \left(\frac{B+D}{w} - m \right),$$

где $K=0,4\div 0,7$ — коэффициент, учитывающий крупность заполнителя (для песка составляет 0,6, для шлама — 0,4); $\frac{B+D}{W}$ — отношение массы вяжущего B и добавки D к воде W по массе; $m=0,2\text{—}0,35$ — коэффициент, учитывающий качество вяжущего (при $R_v=10\div 20$ МПа, $m=0,2$; R_v более 20 МПа, $m=0,35$).

Производственная мощность закладочного комплекса, м³/год

$$P = \left(1 - \frac{K_y}{100}\right) \frac{P_{р.м}}{\gamma k_d},$$

где K_y — коэффициент усадки незатвердевшей смеси (2—3 %); P — количество добываемой рудной массы, т/год; γ — плотность рудной массы, т/м³ (в массиве); k_d — коэффициент выхода рудной массы.

Годовая потребность составных компонентов закладочной смеси

$$q = \frac{Pl}{100 - w} 100,$$

где l — удельный расход компонента смеси, т/м³; w — влажность материала, %.

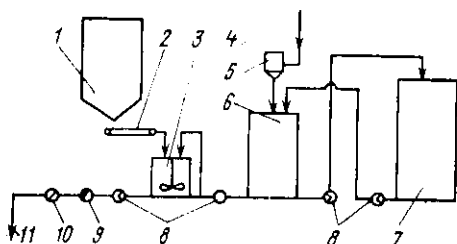
При гидравлическом способе к песку или отходам обогащения перед подачей их в трубопровод примешивают вяжущее вещество (рис. VI.19). Расход воды достигает 550÷650 л на 1 м³ смеси. Смесь весьма склонна к расслоению вследствие большого содержания воды, особенно при остановках в подаче пульпы, что приводит к возникновению прослоев цементного камня и песка в закладочном массиве.

Пункты подачи смеси располагаются так, чтобы расстояние подачи не превышало 20 м во избежание слишком неравномерного распределения вяжущего в песке.

Закладка плотными тонкодисперсными смесями основана на новой технологии литой монолитной закладки. Создавали ее А. О. Байконуров, И. Ш. Коган, Е. И. Коган, Л. А. Крупник. Применяется на Ачисайском полиметаллическом комбинате с 1979 г. на базе отвальных хвостов (рис. VI.20). Инициатива широкого использования хвостов для закладки на отечественных рудниках принадлежит В. А. Гребенюку. Новая технология отличается тем, что для получения эффекта тиксотропии подвергают смесь интенсивному механическому воздействию с помощью, например, взвихривателя, обеспечивающего отличное перемешивание. Преимущества: в качестве заполнителя используются тонкодисперсные материалы с любым содержанием шламов и, следовательно, полностью используются хвосты обогащения; содержания воды в смеси может быть снижено до 18÷20 % по массе даже при самотечном гидравлическом транспорте (т. е. без пневмоврезок) на значительные расстояния, например, на 2 км по горизонтали при высоте става 300 м на Ачисайском комбинате; вся имеющаяся в смеси вода расходу-

Рис. VI.19. Технологическая схема приготовления монолитной закладки гидравлическим способом:

1 — силос с цементом; 2 — дозатор; 3 — смеситель; 4 — хвосты с фабрики; 5 — гидроциклон; 6 — расходная емкость для хвостов; 7 — расходная емкость для воды; 8 — насосы; 9 — плотностномер; 10 — расходомер; 11 — закладочный трубопровод



ется на гидратацию и закладка быстрее набирает прочность, в итоге устраняются обводнение и загрязнение выработок и намного упрощаются перемишки; закладочный массив получается с равномерными по объему свойствами и плотно подбучивает кровлю камер; расход вяжущего снижается в $1,5 \div 2$ раза. Дополнительные же расходы на взвихривание и вибрацию незначительны.

При использовании сухих хвостов обогащения и других тонкоизмельченных заполнителей этот вид закладки целесообразен безусловно. Что же касается особенно желательного использования хвостов текущей переработки, то это будет зависеть от решения проблемы необходимого их сгущения при умеренных затратах.

При твердеющей закладке на всех закладочных работах занято $7 \div 10$ % рабочих рудника.

Инъекционная технология. Вяжущим раствором пропитывают раздробленную породу, заполняющую выработанное пространство в результате самообрушения или закладки. Впервые инъекционная технология испытана в 1962 году Н. И. Андреевым, К. И. Кожемякиным и М. Н. Цыгаловым. Ее применили на Дегтярском, Урупском, Бурибаевском и других рудниках, развитию ее способствовали работы М. Г. Сулейманова, В. Ф. Булатова и др.

На Дегтярском руднике раствор включал цемент, котельный шлак, воду в соотношении $1:1,5:1,3$ и иногда глину, на Урупском руднике — цемент, известняк, глину и воду, причем

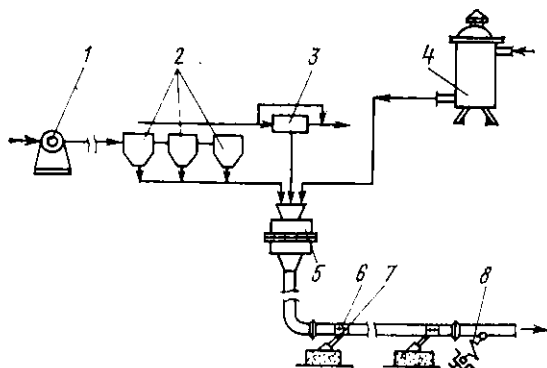


Рис. VI.20. Технологическая схема закладочного комплекса с использованием хвостов текущей переработки:

1 — насос песковый; 2 — батарея гидроциклонов; 3 — фильтр; 4 — склад цемента; 5 — смеситель; 6 — трубопровод; 7 — вибратор; 8 — амортизатор

расход глины изменяли от 0,25 до 1,0 по массе к цементу, а воды от 1,0 до 1,6. Средний расход цемента в расчете на 1 м³ заполняемых пустот в породной закладке составлял 150÷200 кг, прочность искусственного массива в возрасте три месяца изменялась от 2 до 4 МПа. Плотность раствора 1,35—1,58 т/м³. Допустимо использовать в качестве инъекционного раствора смесь цемента с хвостами обогащения в соотношении 1:15, что сокращает стоимость работ. Раствор обычно подают под давлением 1÷1,5 МПа снизу вверх, т. е. инъекцию ведут методом восходящего потока.

Радиус распространения раствора в сыпучей закладке составляет от 10 до 40 м, в зависимости от плотности раствора, крупности пород (песка), напора.

Необходимое давление раствора, МПа,

$$H = \frac{h(\Delta P 10^3 + 0,1\gamma)}{10^4},$$

где h — высота подъема раствора в выработанном пространстве, м; $\Delta P = 0,01—0,06$ (обычно $0,03÷0,05$) — удельное сопротивление движению раствора, МПа (меньшие значения для раздробленной породы, большие — для песка); γ — плотность раствора, кг/м³.

Расход раствора на цементацию, м³,

$$V_p = K_n V_s \lambda,$$

где K_n — удельный объем пустот сыпучей закладки, доли ед.; V_s — объем подлежащий цементации сыпучей закладки, м³; λ — коэффициент заполнения пустот.

Расход твердых материалов

$$P_r = P_y V_p,$$

где P_y — удельный расход материала на приготовление 1 м³ раствора, кг/м³.

Расход воды на 1 м³ смеси

$$P_v = P_n \frac{B}{C},$$

где P_n — удельный расход цемента, кг/м³; $\frac{B}{C}$ — водоцементное отношение по массе.

Плотность инъекционного раствора, т/м³,

$$\gamma_p = \frac{B + C}{B + \frac{C}{\gamma_n}},$$

где B и C — удельный расход воды и цемента по массе, доли ед.; $\gamma_n = 3,15$ — плотность цемента, т/м³.

$$\frac{B}{Ц} = \frac{4,5 \frac{R_{ц}}{R_3}}{1 + 1,8 \frac{R_{ц}}{R_3}},$$

где $R_{ц}$ и R_3 — марка цемента и нормативная прочность закладки, МПа.

При инъекционной технологии вместо вяжущего раствора допустимо использовать шламовые растворы, обеспечивающие тампонирующее действие сыпучей закладки и, тем самым, снижающие коэффициент ее усадки под воздействием горного давления. При мелком заполнителе снижается равномерность цементации, а крупный заполнитель, если его подают в камеру водой по трубам, усиливает износ труб. Инъекционная закладка может быть рекомендована главным образом в тех случаях, когда необходимо возвести монолитную закладку в уже отработанных камерах, заполненных сыпучим материалом.

Раздельный способ. Вяжущий раствор и заполнитель (дробленую породу) подают к месту закладочных работ отдельно и смешивают их в процессе подачи в выработанное пространство. Раствор транспортируют самотеком, заполнитель — сжатым воздухом, конвейером или другими способами. Технологическая схема закладочных работ следующая (рис. VI.21, VI.22). Для смешивания материалов соединяют между собой трубопроводы с вяжущим раствором и заполнителем за 150÷200 м от выработанного пространства. Закладочная смесь отличается небольшим содержанием воды — 200÷250 л на 1 м³ закладки, что обеспечивает высокую прочность.

Удельный расход цемента изменяется от 50÷60 до 150÷200 кг/м³ в зависимости от его активности и величины нормативной прочности искусственного массива. Водоцементное отношение в среднем составляет 1:1 по массе, цемент смешивают с водой в наклонном желобе. По существу, закладочная смесь является тощим бетоном.

Смесь оказывается низко пластичной и склонной к интенсивному расслоению, однако применение пневмотранспорта позволяет заполнять выработанное пространство под кровлю, что часто имеет важное значение, особенно при разработке пологих месторождений. Крупность заполнителя достигает 70÷80 мм. Угол растекания закладочного материала составляет 35÷40°.

Для подачи заполнителя применяют пневмозакладочные машины. Раствор готовят на поверхности или в шахте, вблизи закладочных работ, куда его подают сжатым воздухом по трубам.

При конвейерном или машинном транспорте заполнитель выгружают в выработанное пространство большой высоты (40÷50 м), одновременно поливая его вяжущим раствором. Круп-

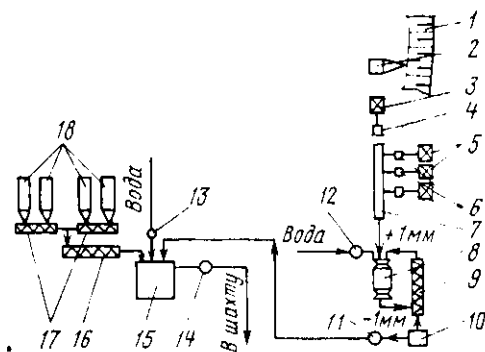


Рис. VI.21. Технологическая схема раздельного способа приготовления твердеющей закладки:

1 — карьер; 2 — экскаватор; 3 — приемный бункер; 4 — дозатор; 5 — бункеры для цемента; 6 — дозаторы; 7 — конвейер; 8 — шаровая мельница; 9 — классификатор; 10 — бак; 11 — насос; 12 — подача воды; 13 — дозатор воды; 14 — насос для раствора; 15 — смеситель; 16, 17 — шнековые питатели; 18 — силосы

ность материала достигает 65 мм. Увеличение крупности кусков породы приводит к повышенному расслоению смеси, что снижает ее прочность и вызывает перерасход вяжущего.

Использование ПДМ на доставке заполнителя повышает коэффициент их занятости.

Производительность труда рабочего на закладочных работах 50÷70 м³/смену, прочность смеси невысокая: от 0,5—1,0 до 2,0—2,5 МПа. Этот способ рекомендуется главным образом при небольших и рассредоточенных объемах работ, при которых велики удельные затраты на сооружение централизованной установки.

Ледяная закладка. Этот вид закладки применяли при разработке отдельных месторождений, залегающих в зонах многолетней мерзлоты на Севере и Северо-Востоке страны. Глубина распространения мерзлоты достигает 300 м, температура — до минус 10°C. Охлаждающая способность горного массива небольшая, поэтому используют холодный зимний воздух, подаваемый вентилятором. Намораживание ведут слоями толщиной от 5 до 20 см. Интенсивность намораживания 10÷20 см/сут

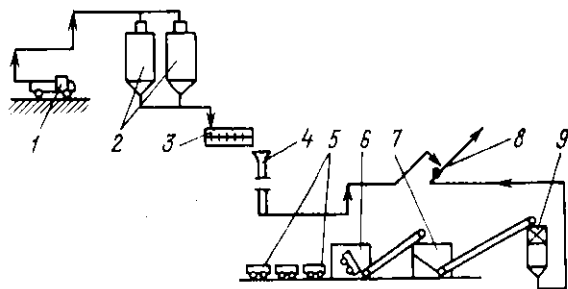


Рис. VI.22. Технологическая схема комплекса твердеющей закладки, приготовляемой раздельным способом:

1 — цементовоз; 2 — силосы; 3 — смеситель; 4 — закладочный трубопровод; 5 — вагоны; 6 — опрокидыватель; 7 — дробильно-сортировочная установка; 8 — пневмозакладочная машина; 9 — закладочный трубопровод

при температуре воздушного потока минус $20 \div 50^\circ\text{C}$ и скорости его движения $1\text{--}1,5$ м/с. Прочность льда при температуре от минус 4 до минус 9°C находится в пределах $2,5 \div 5,0$ МПа.

Прочностные свойства льда улучшаются с применением заполнителя — дробленой породы или песка (хвостов обогащения).

Себестоимость ледяного массива от 3 до 10 руб/м³.

Ледяная закладка не получила распространения из-за длительности намораживания.

Блочная закладка. Ее применяют на сверхглубоких шахтах, разрабатывающих весьма ценные месторождения (рудник «Чемпион Риф» в Индии и др.). Закладочный массив возводится из каменных блоков, скрепленных между собой цементно-песчаным раствором. Этот способ позволяет сократить расход воды до минимума с целью снижения влажности рудничного воздуха в условиях высокой температуры горного массива на большой глубине. Характеризуется большой трудоемкостью и низкой производительностью.

Бетонные настилы. При отбойке руды на сыпучую закладку бетонный настил полностью исключает просыпание руды в закладку и засорение ее закладочным материалом.

Толщина настила около 10 см. Его возводят разбрызгиванием или разливом смеси, состоящей из цемента и песка в соотношении 1 : 3, водоцементное отношение 0,5. Спустя две смены после возведения настил приобретает прочность $1,5\text{--}2$ МПа, позволяющую вести взрывную отбойку руды на него. Производительность труда рабочего $30\text{--}35$ м²/смену.

Бетонный настил улучшает также условия работы самоходных горных машин. Для этой цели его возводят и на поверхности монолитной закладки при невысокой ее прочности.

Расчет закладочного трубопровода при литом способе закладки.

Закладочные смеси подают по трубам (скважинам) гравитационным, пневматическим и комбинированным способами в направлении сверху вниз, по горизонтали и снизу вверх. В остальных случаях используют вибротранспорт, требующий специальных методов расчета труб.

Критерием транспортабельности смесей являются ее подвижность или временное сопротивление сдвигу τ_0 , которое находится в пределах $1\text{--}2$ МПа/м² для применяемых на рудниках смесей.

Удельное сопротивление трубопровода (ΔP , МПа/м) несколько превышает τ_0 .

Статическое давление внизу вертикальной части трубопровода, необходимое для перемещения смеси на заданное расстояние, МПа

$$P = \frac{\gamma H}{100} = \Delta P (H \sin \alpha - L_{np}),$$

где γ — плотность закладочной смеси, т/м³; H — глубина горных работ, м; $L_{пр}$ — приведенная длина проложенного по горизонтальным выработкам участка труб с учетом колен, задвижек, подъема или уклона выработки, м; α — величина отклонения оси трубопровода от горизонтали, градус. Обычно $\alpha = 10^\circ$ при уклоне 3 %.

Отсюда

$$L_{пр} = K_{пH} \left(\frac{\gamma}{10\Delta P} - \sin \alpha \right),$$

где $K_{п} = 0,8 \div 0,9$ — коэффициент заполнения смесью вертикальной части трубопровода при подаче смеси в самые дальние забои.

Условная длина колена с поворотом в 90° составляет 12 м, при 45° — 6 м. Среднее значение ΔP находится в пределах $0,01 \div 0,02$ МПа/м.

Соотношение приведенной длины горизонтального трубопровода к высоте вертикального става закладочного трубопровода

$$K = \frac{L_{пр}}{H}$$

является показателем удельного расстояния перемещения смеси по горизонтальному трубопроводу за счет гравитационного напора.

В практике рудников соотношение $L_{пр} : H$ изменяется от 4 до 10, т. е. за счет напора под действием столба смеси высотой 1 м, смесь может транспортироваться самотеком на $4 \div 10$ м, в зависимости от ее качества, диаметра труб и др.

Соответственно $H : L$ составляет от 1:4 до 1:10, последнее — при мелком материале смеси и большом диаметре труб.

Необходимая пропускная способность трубопровода, м³/ч,

$$Q = \frac{P}{\gamma n t},$$

где P — производственная мощность рудника, т/год; γ — плотность руды в массиве, т/м³; n — число дней работы закладочного комплекса в году; t — продолжительность работы комплекса в сутки, ч.

Необходимый диаметр трубопровода, мм,

$$d = 18,6 \sqrt{\frac{Q}{V}},$$

где V — скорость движения смеси, м/с.

При гравитационном перемещении смеси скорость ее должна быть не менее 0,5—0,7 м/с во избежание расслоения смеси.

Для перемещения смеси на значительное расстояние по горизонтали применяют сжатый воздух, который подают через форсунки диаметром 20 мм, установленные в верхней части

Таблица VI.3. Техничко-экономические показатели монолитной закладки

Предприятие, рудник	Состав		Прочность, МПа	Себестоимость, руб/м³
	заполнитель	вяжущее, кг/м³ смеси		
Л и т о й с п о с о б				
Гайский	Песок	Граншлак-360	3—5	3,04
СУБР	Песок	Цемент-40	3—5	8,58
Тишинский	Хвосты обогащения	Граншлак-360	10	13,6
Им. П. Коминтерна (Кривбасс)	Смесь песка речного и из отвалов вскрыши	Цемент-360	7 (через 3 мес)	7,8
ЗЖРК	Песок	Граншлак-550	7	4,82
Шахта «Заря-Октябрьская» (Кривбасс)	Хвосты обогащения	Цемент-50	7	4,75
Шахта Южная (Кривбасс)	То же	Граншлак-400	7	2,83
Текелйский	Дробленые породы	Цемент-300	5	7,68
Лениногорский	Хвосты обогащения	Цемент-300	5	4,75
Шахта № 57 (Джезказганский ГМК)	Щебень	Цемент-300	3,4	10,35
Красногвардейский	Хвосты обогащения	Кислый граншлак	4—6	4,0
Ачисайский комбинат	Хвосты обогащения	Цемент-120	2,5—3,0	Нет свед.
Зыряновский комбинат	Песчано-гравийная смесь	Цемент-120	6	—
Коминтерн (Кузбасс)	Песок, шлаки (суглинок — 15—20%)	Граншлак-500	4	—
«Валявко—Северная» (Кривбасс)	Песок, хвосты	Граншлак-380	5	—
Компании «Фолконбридж» и «ИНКО»	Хвосты обогащения	Цемент-40÷200	0,3—5	—
«Наван» (Ирландия)	То же	Цемент-50÷200	—	—
«Джеффри» (США)	Гравий, песок, щебень	Цемент-150	3,2	—
Рудники Тюрингии (ГДР)	Песок	Цемент, шлак, зола с фильтров	2—3	—
«Опемикса» (Канада)	Хвосты	Цемент	—	—
Компании «Норанда» (Канада)	Хвосты обогащения	Цемент-50÷60	—	—
Г и д р о з а к л а д о ч н ы й с п о с о б				
«Отокумпу» (Финляндия)	Песок	Цемент-120	3	—
«Мейфлауэр» (США)	Хвосты	Цемент	—	—
«Стилфонтен» (ЮАР)	Отвальная порода	Цемент-160	—	—

Предприятие, рудник	Состав		Прочность, МПа	Себестоимость, руб/м ³
	заполнитель	вяжущее, кг/м ³ смеси		
«Норанда» (Канада)	Порода	Цемент	1,5—2,0	—
Компани «Инко»	Порода	Цемент-30	1,5—2,0	—
Опемикса» (Канада)	Хвосты	Цемент-60	1,5	—
Наван» (Ирландия)	Хвосты	Цемент-60	1,5	—
Инъекционный способ				
Детярский	Порода	Цемент 65—200	2—5	—
Урупский	Песок гравий	Цемент, глина, известняк 120÷200	4—10	5—6
«Оутокумпу» (Финляндия)	Песок, хвосты ОФ	Цемент-120	3	Нет свед.
Раздельный способ				
«Сулливан» (Канада)	Гравий, шлак	Цемент-100	—	—
«Кидд Крикк» (Канада)	Дробленая порода	Цемент-80	7	—
Шахта «Фонтана» (Италия)	Гравий	Цемент-200÷325	—	—
Урановые шахты Франции	Песок: гравий (1:1)	Цемент-80	—	—
«Блайберг» (Австрия)	Известняк и доломит	Цемент-55	1,1—2	—
«Ожел Бялы» (ПНР)	Песок, доломит	Цемент-200÷220	3,5—11,5	—
Им. Мархлевского (ПНР)	Песок, доломит	Цемент-160	9—23	—
Им. Варинского (ПНР)	Щебень	Цемент-157	—	—

труб через каждые 50—100 м. Смесь перемещается порциями, промежутки между ними заполнены сжатым воздухом. Если смесь перемещается во взвешенном состоянии, то это свидетельствует о перерасходе сжатого воздуха. Удельный расход сжатого воздуха (на 1 м³ смеси) составляет от 35 до 70 м³, в зависимости от расстоения.

Диаметр закладочных трубопроводов принимают в пределах 150÷240 мм. Для увеличения срока службы обычно трубы поворачивают на 120° по оси после пропуска по ним 150—200 тыс. м³ смеси.

Желательна максимальная высота столба пульпы (при подаче пульпы в отдельные участки), что достигается уменьшением диаметра труб или увеличением производительности установки. Обоснование этого, а также сведения о материале труб даны ниже в связи с гидравлической закладкой.

Гидравлическая закладка. Закладочный материал. Для гидрозакладки используют преимущественно отходы производ-

ства — хвосты обогатительных фабрик и гранулированные шлаки, но применяют и естественные пески с небольшой примесью глины (для меньшего износа труб) или, реже, дробленые скальные породы. Крупность материала не должна превышать 50—80 мм, чтобы он мог перемещаться по трубам. В выработанном пространстве частицы должны выпадать из пульпы, поэтому количество илистых (примерно менее 0,05 мм) фракций не должно превышать $10 \div 15 \%$. При абразивном материале во избежание чрезмерного износа труб желательно, чтобы он содержал 10—15 % илистых фракций.

Консистенцию пульпы выражают соотношением твердого и жидкого Т:Ж в единицах массы. При недостаточном разжижении затрудняется транспортирование, при излишнем — увеличивается время дренажа, загрязняются выработки, возрастают расходы на водоотлив. Отношение Ж:Т по массе составляет для песка $(0,6 \div 1) : 1$, для гранулированных шлаков $(1,5 \div 2,1) : 1$, для дробленой породы крупностью минус 50 мм $(2 \div 4) : 1$.

Подготовка закладочного материала и образование пульпы. При сухих материалах — это осуществляют на дробильно-сортировочной и смесительной установках.

Дробильно-сортировочные установки располагают на поверхности в районе добычи (получения) закладочного материала или на промплощадке рудника. Естественные пески, шлаки, дробленые породы сортируют на грохотах, где удаляют избыток мелких фракций. Нередко закладочные материалы равной крупности смешивают в определенных пропорциях.

Смесительные установки для получения пульпы располагают на поверхности (при большой производительности закладочных работ — порядка $100 \div 150 \text{ м}^3/\text{ч}$) или под землей в смесительных камерах (рис. VI.23). В последнем случае складировать закладочный материал в породоспусках. Исходные материалы для гидрозакладки дозируют перед подачей их в трубопровод. Иногда готовят пульпу на смесительных желобах (лотках). Закладочный материал из промежуточного бункера равномерно поступает на желоб, куда гидромонитором подают воду под давлением $4 \div 5 \text{ даН/см}^2$. Гидросмесь стекает в приемную воронку трубопровода, перекрытую решеткой, чтобы не попадали крупные куски. Дополнительно в воронку подают воду для разжижения пульпы.

В отдельных случаях готовят пульпу на сезонных смесительных складах на поверхности или в смесительных воронках.

На смесительных складах размывают закладочный материал струей воды из гидромонитора. Угол наклона пола выбирается таким, чтобы пульпа могла стекать только при разжижении, достаточном для перемещения по трубам до заданного участка. Для более отдаленных участков приходится снижать плотность пульпы и соответственно уменьшать угол наклона площадки.

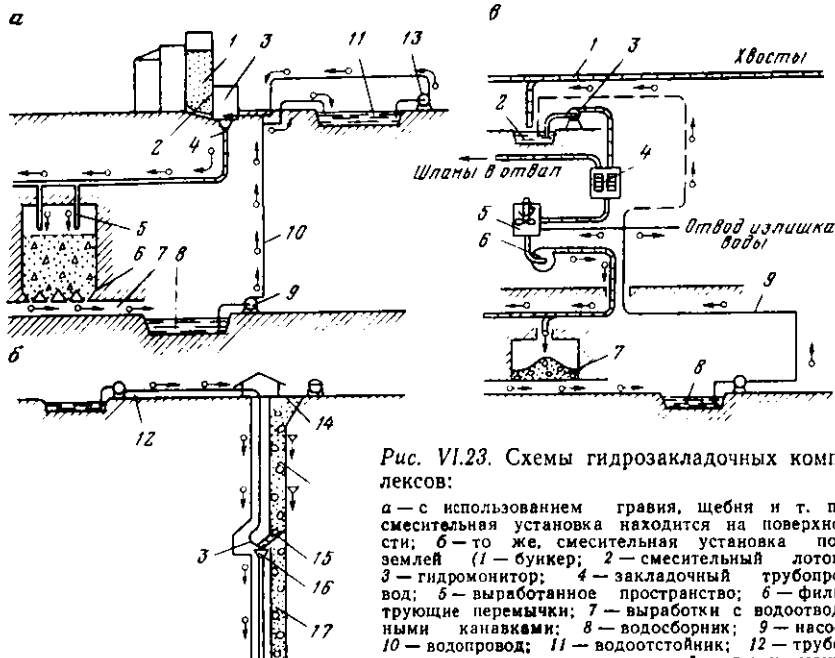


Рис. VI.23. Схемы гидрозакладочных комплексов:

а — с использованием гравия, щебня и т. п., смесительная установка находится на поверхности; б — то же, смесительная установка под землей (1 — бункер; 2 — смесительный лоток; 3 — гидромонитор; 4 — закладочный трубопровод; 5 — выработанное пространство; 6 — фильтрующие перемычки; 7 — выработки с водоотводными канавками; 8 — водосборник; 9 — насос; 10 — водопровод; 11 — водоотстойник; 12 — трубопровод для подачи осветленной воды к монитору; 13 — насос; 14 — бункер для мелкого закладочного материала; 15 — наклонный лоток; 16 — приемная воронка с контрольной решеткой; 17 — бункер для крупнокускового материала, не прошедшего через контрольную решетку); в — с использованием хвостов обогатительной фабрики (1 — хвостопровод с обогатительной фабрики; 2 — зумпф; 3 — грязевый насос; 4 — классификатор; 5 — агитатор; 6 — песковый насос; 7 — закладка; 8 — водосборник; 9 — водопровод)

Смесительная воронка состоит из стального цилиндра с конусным днищем, оборудованного брызгалами, решетками и водометами.

Хвосты обогатительных фабрик используют для гидрозакладки в СССР (см. рис. VI.23), Болгарии, США, Канаде, Австралии и других странах.

Подготовленные к закладке хвосты должны содержать 10 ÷ 20 % шламов (иногда до 50 %, но это усложняет дренаж закладки); Ж : Т должно быть (0,4 : 1) ÷ (0,6 : 1) по массе.

Обесшламливают хвосты в гидроциклонах или, реже, в классификаторах (используемых почти на всех обогатительных фабриках для разделения материала по крупности. При этом плотность пульпы возрастает и к ней иногда приходится добавлять воду, перемешивая в агитаторе с помощью импеллера или импеллера и сжатого воздуха. Агитатор служит и аккумулярующей емкостью.

Гидравлический транспорт пульпы. Трубопровод состоит из вертикальной и горизонтальной частей. В вертикальной части устанавливается определенная высота столба пульпы, обеспе-

чивающая напор для перемещения материала по горизонтали с необходимой скоростью — критической или несколько большей. Критической называют минимальную скорость, при которой мелкие частицы (до $2 \div 3$ мм) остаются во взвешенном состоянии, а крупные перемещаются скачкообразно. Скорость в трубопроводе диаметром 150 мм для мелкозернистых материалов принимается $2,5 \div 3,5$ м/с, для кусковых — $3,5 \div 4$ м/с.

Минимально допустимое отношение высоты вертикальной части трубопровода к его наибольшей горизонтальной протяженности изменяется от 1:4 для кусковых материалов до 1:15 для мелкозернистых материалов. Максимальная величина (при подаче пульпы в самый ближний участок) не должна быть больше $(1:1) \div (1:2)$ во избежание чрезмерных скоростей пульпы.

Наибольшее расстояние (м), на которое пульпа данной плотности может быть подана по горизонтали под действием естественного напора,

$$L_{\max} = 2g(H-h) \frac{d}{\lambda - v^2} - \sum L_{\text{экв}},$$

где g — ускорение свободного падения, м/с²; H — высота вертикальной части трубопровода, м; h — остаточный (скоростной) напор, с которым пульпа выливается из выходного отверстия трубопровода, м вод. ст. (обычно не более 2); d — диаметр трубопровода, м; v — скорость движения пульпы, м/с; λ — коэффициент сопротивления движению пульпы.

$$\lambda = \gamma - \left(0,03 + \frac{0,0018}{\sqrt{vd}} \right),$$

где γ — плотность пульпы, т/м³; $\sum L_{\text{экв}}$ — суммарная эквивалентная длина колен, ответвлений и т. п., при диаметре труб 50 и 200 мм составляет: для задвижек соответственно 0,5 и 3 м, для колен — 0,3 и 2 м.

В верхнем участке вертикального трубопровода может происходить отрыв потока под влиянием свободного падения. Чем больше участок отрыва, тем больше износ вертикального става и, больше воздуха засасывается в пульпу, что вызывает резкие толчки и гидравлические удары. Увеличение вертикального столба пульпы обеспечивается уменьшением диаметра труб или увеличением расхода пульпы. По трассе трубопровода могут быть установлены воздухоотделители, аналогичные применяемым в водоснабжении. Имеются так называемые закрытые системы, в которые воздух не подсасывается.

Трубопровод собирают большей частью из цельнотянутых стальных труб (с толщиной стенок $8 \div 10$ мм), соединяемых с помощью подвижных фланцев, которые позволяют для увеличения срока службы поворачивать трубы отдельно вокруг продольной оси.

Дробленых скальных пород стальные трубы пропускают до полного износа лишь $100 \div 150$ тыс. м³.

Используют трубы, армированные износостойчивыми материалами (хромоникелевой или марганцевистой сталью, литым базальтом, резиной, бетоном и т. д.), или трубы со съёмной футеровкой из дерева, стекла и т. п. Иногда армируют или футеруют лишь закругления и первые за коленами трубы, которые изнашиваются особенно сильно.

При использовании малоабразивных закладочных материалов (мелких со значительным содержанием илистых фракций) стальные трубы соединяют сваркой.

Диаметр труб при использовании хвостов обогатительных фабрик принимается от 75 до 150 мм, для естественных песков и гранулированного шлака — 100—150 мм, для кусковых дробленых пород — от 150 до 200—250 мм, в зависимости от требуемой производительности.

Возведение и дренаж закладочного массива. Пульпа растекается в выработанном пространстве под углом от 5 до 15° к горизонту. Примыкающие к выработанному пространству горные выработки должны быть заперемычены или обшиты.

Перемычки бывают фильтрующими или глухими. Фильтрующие изготовляют из распорных стоек или костров, обшитых досками, щели между которыми заполняют сеном или паклей. При содержании в пульпе большого количества шламов прибивают на доски мешковину. Со временем фильтрующая способность перемычек и обшивок ухудшается и они становятся глухими.

Иногда (главным образом над восстающими, чтобы предохранить их от капежа) перемычки делают сразу глухими, изготовляя их из бетона или дерева, обитого пластмассовыми пленками, просмоленной картонообразной бумагой и т. д. При этом в закладочном пространстве возводят дренажные трубы с отверстиями в стенках. Трубы эти деревянные или, реже, металлические, снаружи их обтягивают мешковиной, чтобы отверстия не забивались песком и не было большого выноса мелких фракций.

Намывают закладочный массив по площади слоя с помощью резинового шланга, соединенного с трубопроводом.

По поверхности вновь уложенного массива уже через несколько часов могут перемещаться люди и механизмы; окончательное уплотнение занимает несколько суток.

Сдренированная вода содержит мелкие (размером менее 0,05 мм) частицы в количестве 3÷5 % и более. Она поступает в водоотливные канавки, которые требуют постоянной очистки, и по ним в отстойники (подземные или, реже, поверхностные).

Подземные отстойники — это горизонтальные выработки, расположенные на 3÷4 м ниже откаточного горизонта. Стационарные отстойники располагают у околоствольного двора, около

насосной станции, для временных используют старые горные выработки вблизи закладываемых блоков.

Очищают стационарные отстойники так же, как водосборники шахтного водоотлива. Иногда сдренированную воду подают прямо в водосборники шахтного водоотлива. Временные отстойники чаще заполняют шламом и больше не используют.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка гидрозакладки. Наиболее экономичны крупные комплексы, использующие хвосты обогатительных фабрик.

Производительность комплекса $50 \div 100 \text{ м}^3/\text{ч}$, редко до $200 \div 300 \text{ м}^3/\text{ч}$. Производительность труда рабочего по закладке $8 \div 25 \text{ м}^3/\text{смену}$. Себестоимость закладочных работ от 0,6 до 2 руб/ м^3 (0,6 руб/ м^3 на Лениногорском комбинате при гидрозакладке хвостами обогатительной фабрики). Усадка закладки $7 \div 10 \%$.

Затраты на закладочный материал составляют при использовании хвостов обогатительных фабрик только $25 \div 35 \%$ и меньше от всех расходов на гидрозакладку, для шлака и дробленых пород $60 \div 65 \%$, для песка около 40% .

Достоинства гидравлической закладки по сравнению с сухой: полная механизация и возможность автоматизации закладочных работ; высокая производительность труда; значительная плотность, хорошее заполнение всех пустот; высокая интенсивность работ.

Недостатки: загрязнение выработок; необходимость осветления воды; более высокие капитальные затраты по сравнению с сухой закладкой; сыпучесть закладки, в отличие от твердеющей.

При отсутствии особых требований к плотности и прочности гидрозакладка обычно выгоднее других способов закладки.

Сухая закладка. Сухая закладка бывает самотечной, механической и, в редких случаях, пневматической.

Самотечная закладка применяется последующая (после полной отработки очистной камеры, рис. VI.24) и редко одновременная (при выемке руды наклонными слоями). Материал — пустые породы, получаемые попутно при проведении горных выработок (чем исключается выдача пустых пород из шахты), а также пески (обычно с примесью глины), гравий и скальные породы, поступающие с отвалов или специально добываемые открытым и, реже, подземным способом для целей закладки.

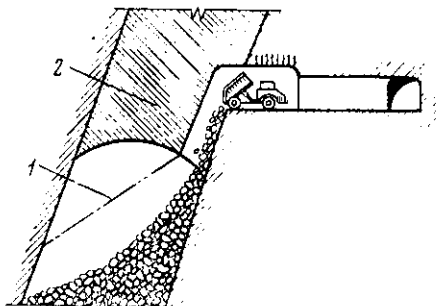


Рис. VI.24. Последующая закладка самотеком:

1 — граница закладки; 2 — рудный массив

Для достаточной плотности закладочного массива желательно, чтобы размер кусков породы не превышал $150 \div 200$ мм. Это способствует и сохранению крепи породоспусков.

Самотечная закладка отличается высокой производительностью и небольшой себестоимостью, но коэффициент усадки значителен: при мелкокусковом материале — $15 \div 20$ %, при крупнокусковом — до $30 \div 35$ %. Верхняя часть выработанного пространства может быть заполнена лишь с помощью закладочных машин, о которых сказано ниже.

Механическая закладка. Закладочный материал распределяют в очистном пространстве с помощью самоходного оборудования, скреперных установок или конвейеров. Испытывались, но не получили распространения метательные закладочные машины.

Закладочный материал транспортируют по вентиляционному горизонту в вагонах или, реже, конвейерами и самоходными машинами до закладочного восстающего. Последний служит для самотечного спуска закладочного материала в очистное пространство или выработки блока, по которым далее перемещают материал механизированным способом.

Обычно механическую закладку производят по мере выемки блока горизонтальными (или слабонаклонными) слоями, начиная с нижнего слоя.

Общие преимущества использования самоходного оборудования на пневмоколесном ходу относятся и к закладочным работам.

Для пневмоколесного хода требуются высокая плотность закладываемого массива и, более или менее, ровная поверхность его, что ограничивает крупность кусков.

Применяют самоходные вагоны, которые загружают из восстающих, или погрузочно-доставочные машины; в последнем случае закладочный материал спускают из восстающего на почву очистного пространства.

Самоходные вагоны грузоподъемностью $1,5 \div 3$ т доставляют $100 \div 150$ т в смену на расстояние $25 \div 50$ м; грузоподъемностью $12 \div 20$ т — $500 \div 700$ т в смену на $50 \div 100$ м.

При послойной закладке используют скреперные установки мощностью $15 \div 30$ кВт, а при разработке тонких жил — мощностью 10 кВт. Скреперуют закладочный материал на расстоянии $10 \div 30$ м. Плотность закладочного массива невысокая (коэффициент усадки до $20 \div 30$ %); под кровлей остается незаполненное пространство высотой не менее $0,5 \div 0,7$ м. При послойной закладке скреперные установки в значительной мере вытесняются самоходным оборудованием.

При последующей скреперной закладке используют мощные скреперные установки ($50 \div 100$ кВт).

Конвейерная закладка встречается редко, так как требует частого переноса конвейеров. Применена на отдельных рудниках ГДР и ФРГ при разработке крутых маломощных жил; кон-

вейеры используются качающиеся секционные. Закладочный материал имеет крупность до 150 мм. После того как отбитая руда удалена из забоя, у рудного конвейера снимают крайний рештак и наращивают им закладочный конвейер.

Метательные машины. Загружают машину ленточными конвейерами. Материал поступает на движущуюся ленту машины через воронку и выбрасывается на расстояние только $6 \div 10$ м, поэтому машину надо часто передвигать.

Коэффициент усадки закладки $20 \div 30$ %.

Метательными машинами можно заложить выработанное пространство под самую кровлю. Однако жесткие требования к гранулометрическому составу и абразивности закладочного материала, небольшая дальность метания, износ ленты (обычно менее чем за 1 мес) и необходимость в дробилке и конвейере привели к тому, что метательные машины не получили применения практически нигде.

Пневматическая закладка. Применяется сравнительно редко. Энергия струи сжатого воздуха используется для перемещения материала по трубам и забрасывания его в выработанное пространство. Материалы — главным образом дробленые (крупностью от 5 до 80 мм) неабразивные породы с примесью глины (до $10 \div 15$ %).

В горнорудной промышленности используют главным образом переносные пневмозакладочные машины, аналогичные по назначению метательным машинам. Они доставляют материал по трубопроводу на расстояние до $50 \div 80$ м (поступающий через сопло Лаваля воздушный поток увлекает закладочный материал, подаваемый в трубу через воронку), а иногда только забрасывает закладочный материал в выработанное пространство на расстояние до 15—20 м (эжекторные машины).

Производительность эжекторных машин до $30 \div 60$ м³/ч, расход сжатого воздуха около 150 м³ на 1 м³ закладочного материала.

Преимущества пневматической закладки по сравнению с механической: более высокая плотность (коэффициент усадки $10 \div 15$ %, редко до 25 %); возможность закладки под кровлю выработанного пространства. Однако пневмозакладка характеризуется большим пылеобразованием и значительным износом труб и машин. Жесткие требования предъявляются к закладочному материалу в отношении его абразивности, гранулометрического состава и содержания глины. Высок расход сжатого воздуха.

§ 4. КРЕПЛЕНИЕ

При очистной выемке поддерживают крепью неустойчивые боковые породы или руду, а иногда закладочный массив. Применяемые виды крепи приведены в табл. VI.4.

Таблица VI.4. Классификация видов крепи очистных выработок

Виды крепи	Материал крепи	Пояснения к конструкции крепи
I. Крепи, размещаемые в (или на) массиве под-держиваемых пород (или закладки):		
1) штанговая	Металл, железобетон, пластмассовые стержни с синтетическими смолами, специальные трубы и др.	
2) торкрет-бетон	Бетон	Пневматическим разбрызгиванием наносят слой бетона на стенки и кровлю выработки
3) обвязка	Трос	Тросом обвязывают столбообразные целики
4) скважинная с размещением в скважинах троса и твердеющих заполнителей	Трос, твердеющие заполнители	В толще неустойчивых пород бурят скважины глубиной до 20—50 м, в которые вводят отрезки троса и твердеющий заполнитель или другие элементы, подобные штанговой крепи
II. Крепи, размещаемые в выработанном пространстве и поддерживающие породный массив извне:		
1) механизированные щиты	Металл	Перемещаются с помощью механизмов по почве залежи
2) распорная (стойчая)	Металл, дерево, испытывается пластмасса	Распорки (стойки) устанавливают между висячим и лежащим боками залежи
3) крепежные рамы	Дерево, металл	В виде сруба, иногда заполняемого камнем
4) костровая	Дерево, рельсы	В виде сруба, иногда заполняемого камнем
5) самоопускающиеся перекрытия	Металлическая сетка из проволоки или полосового железа, тросы, дерево	Опускаются под давлением налегающих обрушенных пород
6) опорные столбы	Камень, бетон, бетоны и другие материалы	Устанавливаются на почву залежи для поддержания кровли
7) станковая	Дерево	Пространственная решетка с ячейками в виде параллелепипедов

К системам разработки с креплением (а также с креплением и последующим обрушением) условно относят лишь те системы, при которых крепь размещают в выработанном пространстве и устанавливают регулярно вслед за выемкой. Соответственно применение штанговой крепи и опорных столбов не считается признаком систем разработки с креплением.

Крепи, возводимые в выработанном пространстве, разделяют по своей способности к деформации на жесткие и податливые. Последние под нагрузкой значительно деформируются не снижая своей прочности, чем обеспечивается приемлемый для данной крепи уровень нагрузки. Податливыми могут быть крепи: стоечная — металлическая гидрофицированная; костровая; механизированные щитовые комплексы — гидрофицированные; крепежные рамы.

До шестидесятых годов изготавливали крепь, за редким исключением, только из дерева, и соответственно применяли стоечную костровую, рамную и станковую крепи и испытывали самоопускающиеся щиты.

Практика выявила существенные недостатки деревянных крепей: пожароопасность; разовое использование, а отсюда и дороговизна; усложнение рудничного хозяйства заготовкой и транспортированием крепи; трудоемкость установки; невозможность механизации передвижения крепи вслед за выемкой руды; ограниченная податливость; гниение, а отсюда — разогрев и загрязнение воздуха. Этим было обусловлено применение других крепежных материалов и, соответственно, других конструкций крепей.

Расширяется применение механизированных щитовых комплексов по типу используемых в угольной промышленности.

Широко распространилась штанговая крепь. Она не загromaждает выработку и, значит, не теснит условий механизации работ по отбойке и доставке руды.

Почти исчезла станковая крепь, которую ни из чего другого, кроме дерева, выполнить нельзя. Деревянные стойки на ряде рудников вытеснены металлическими, обычно гидравлическими.

При выборе вида крепи предпочтение отдается той, которая, наряду с достаточной надежностью поддержания очистного пространства в течение нужного срока, отвечает следующим условиям: возможность установки непосредственно у забоя с наименьшей опасностью повреждения при взрыве; возможность механизации работ по установке крепи и ее передвижению, если оно необходимо; наибольшая производительность труда репильщиков; минимум помех для работы бурильных и погрузочно-доставочных машин в очистном забое; наименьшие объем, масса и стоимость материалов крепи; наименьшие расходы по ремонту крепи.

Часть этих условий (например, наименьшая стоимость материалов) находится в противоречии с требованиями надежности

крепи и механизации работ, поэтому решение по выбору вида крепи принимается компромиссное.

Остановимся на отдельных видах крепи.

Штанговой (анкерной, болтовой) крепью называют конструкции, при которых толщу пород около выработки скрепляют стержнями (штангами), в результате чего возрастает несущая способность толщи пород за счет совместной работы слоев породы и стержней. Иногда накладывают на массив металлическую сетку, которая удерживает отдельные отслоившиеся куски породы, а сама удерживается головками штанг.

Конструкции штанговой крепи примерно такие же, как и при проведении выработок. Наряду с железобетонными штангами стали применять новые материалы, например, стекловолокно для изготовления стержней и полимерные смолы для закрепления арматурного стержня, если закрепляемый массив подвержен сильным вибрациям от взрывов или от работы механизмов. Внедряются штанги из стальных эллиптических или другого профиля труб, забиваемых в шпур и прочно удерживающихся в нем за счет распора при деформации пород.

При пролете обнажения до $12 \div 15$ м интервал между штангами в общем случае не должен превышать утроенной величины наименьшего расстояния между трещинами отдельности, а длина штанг должна быть не менее удвоенного интервала и не менее $\frac{1}{4}$ перекрываемого пролета.

При пролете более $12 \div 15$ м или при интенсивной трещиноватости пород можно пользоваться штангами двух размеров: короткие располагать по густой сетке для поддержания непосредственной кровли, а длинные, в $\frac{1}{4}$ пролета, устанавливать через интервалы, равные приблизительно половине их длины.

В камерах высотой до $7 \div 10$ м используют самоходные пневмоколесные установки, с них бурят шпур и устанавливают штанги. В более высоких камерах кровлю закрепляют штангами при выемке верхнего слоя, а при работе в нижнем слое ее осматривают и обирают с самоходных пневмоколесных установок.

Торкрет-бетоном укрепляют кровлю и стенки очистных и подготовительно-нарезных выработок, чтобы предотвратить отслоение кусков и выветривание. Процесс торкретирования полностью механизирован.

Щитовые механизированные комплексы применяют при выемке маломощных пологих залежей с креплением и последующим обрушением кровли. Щиты продвигаются вслед за выемкой руды и поддерживают кровлю над рабочим пространством у забоя, а позади у них кровля обрушается. Рассмотрены ниже в связи со столбовой системой разработки с обрушением.

Распорная и стоечная крепи применяются в маломощных залежах.

В пологих залежах распорки называются стойками. Стойки металлические бывают жесткими или податливыми.

Стойки устанавливают рядами на расстоянии порядка 2 м, достаточном для сообщения и производства работ по очистной выемке.

При необходимости в усиленном креплении устанавливают стойки группами, так называемыми кустами, с числом стоек в кусте от 3 до 10 на расстоянии $10 \div 20$ см одна от другой.

Стойки деревянные применяют и в виде **органной крепи**, линия которой ограничивает обрушение кровли.

При крутом падении распорки используют деревянные; их располагают с отклонением от нормали на $5 \div 10^\circ$ по восстанию залежи, чтобы предотвратить выпадение распорок при сдвигании висячего бока и при взрывании. Расстояние между рядами по вертикали около 2 м, а между распорками в ряду $0,7 \div 1,5$ м. **Простую распорную крепь** применяют с целью устроить на ней настил для работы бурильщиков. При неустойчивых боковых породах применяют **усиленную распорную крепь**, т. е. распорки подпирают стойками или усиливают иными элементами.

Крепёжные рамы применяются, в общем, такие же, как в подготовительных выработках. Иногда они отличаются тем, что имеют не наклонные, а вертикальные стойки, устанавливаемые на прогонах, которые подхватывают рамами при выемке нижележащего слоя руды. Используют дерево и металл. Применяют гидравлическую алюминиевую рамную крепь очистных выработок. Так, на бокситовых рудниках ВНР рамы размером $3,8 \times 4$ м массой 52 кг при подаче в них смеси 95 % воды и 5 % масла прочно распирают породы; извлекаются выдергиванием пробки с помощью троса.

Костровая крепь применяется в пологих залежах для поддержания кровли при большом горном давлении, иногда в дополнение к органной крепи. Для увеличения прочности костра внутрь его иногда засыпают породу. При наклонном падении залежи для предотвращения сползания костров предварительно устанавливают стойки по углам. Деревянная костровая крепь податлива, так как элементы ее сжимаются поперек волокна дерева с уменьшением толщины в 2—3 раза. На золотом руднике «Эльзбург» (ЮАР) разрабатывают пологие рифы мощностью 1,8 м на глубине более 2—2,3 км. Каркас костра возводят из уложенных по периметру деревянных брусьев, а внутрь помещают мешок размером $1 \times 1 \times 1,8$ м из полипропиленовых нитей. Этот мешок заполняют подаваемым по трубам с поверхности цементным раствором (1 часть цемента на 2 части песка, добавка 0,5 % хлористого кальция для быстрого твердения). Через 2 ч после установки костра можно вести рядом взрывные работы. Между пунктами подачи раствора на поверхности и приема раствора в забое имеется прямая связь. За смену в забое возводят до 9 костров.

Самоопускающиеся перекрытия применяют при неустойчивых руде и вмещающих породах. Вынимают руду под перекрытием горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя. Под

давлением обрушенных пород перекрытие опускается по мере выемки под ним руды и служит как бы искусственной кровлей. О материалах и применении перекрытий подробнее сказано ниже в связи с системой разработки слоевым обрушением.

Опорные столбы возводятся из бетона, бетонных блоков или каменной кладки. Поддерживают обнаженную устойчивую кровлю в пологих залежах. Применяются при ценной или неустойчивой руде, так как в ином случае в качестве опор оставляют столбообразные рудные целики.

Станковая крепь представляет собой как бы пространственную решетку из деревянных брусьев или бревен, возведенную в выработанном пространстве от лежачего до висячего бока. Каждый кубик — станок имеет поперечный размер $2 \div 2,2$ м. В залежах мощностью более 3—4 м выработанное пространство, закрепленное станками, обязательно заполняют закладкой. Станковая крепь теперь почти не встречается.

Новые материалы крепи. Разрабатывается пневмобаллонная крепь, изготовленная из резины, высокопрочных синтетических волокон и эластомеров.

Пневмоподушки используют для отделения призабойного пространства от закладочного массива, их помещают за последний ряд крепи. Связанные между собой, они представляют подвижную перегородку. Стыки между подушками уплотняют кусками резины, соединенными внахлестку. При передвижении перегородки давление сжатого воздуха в подушках понижают. Испытываются пневматические конструкции в качестве опалубки для образования выработок и перемычек при возведении твердеющей закладки.

§ 5. УПРОЧНЕНИЕ ПОРОДНЫХ МАССИВОВ

Упрочнение массивов руд и вмещающих пород применяют для того, чтобы отказаться от закладки и крепления очистного пространства и крепления подготовительно-нарезных выработок.

Имеются следующие способы упрочнения: штангами обычного типа; нагнетанием твердеющих растворов; тросовыми штангами; тросовыми вантами; взрывными штангами.

Упрочнение пород твердеющими растворами. Раствор нагнетается в массив через шпурь или скважины. Способы упрочнения и гидроизоляции:

смолоинъекционный — растворами на основе полимерных смол;

битумизация — горячим битумом с целью гидроизоляции грунтов;

глинизация — глинистыми растворами для закупорки и гидроизоляции трещин глиной при малых скоростях фильтрации подземных вод;

силикатизация — растворами жидкого стекла с отвердите-

лем; в песчаниках получается прочный водонепроницаемый слой;

цементация.

Для упрочнения рудного массива и вмещающих пород наиболее подходит смолоинъекционное упрочнение.

Полимерные материалы, такие как карбамидные смолы, применяются для упрочнения массива и борьбы с выбросами газа в угольных шахтах, укрепления оснований гидротехнических и других инженерных сооружений; полиуретановые смолы — для создания сталеполимерных штанг; эпоксидные смолы, высокотоксичные, используются для упрочнения пород только за рубежом; полиэфирные — для упрочнения пород с поверхности (так как они также токсичны).

Упрочняют обычно породы с коэффициентом крепости 6 и выше. Раствор просачивается в мельчайшие поры, трещины, полости; при отверждении раствора стенки трещин и пор склеиваются между собой полимером. Сомнительна и не проверена возможность упрочнения глин и пород с заиленными трещинами.

Технология смолоинъекционного упрочнения крепких трещиноватых горных пород с использованием карбамидных смол разработана в Московском горном институте и внедряется на рудниках черной и цветной металлургии.

В массив через шпурь или скважину нагнетается под высоким давлением раствор, заполняющий трещины с шириной раскрытия более 0,01 мм и имеющий после отверждения высокую собственную прочность и прочность сцепления с породами.

Упрочняющие растворы на основе карбамидных смол получили распространение благодаря сравнительно низкой стоимости — 120÷250 руб/т (в 20 раз и более дешевле полиуретановых смол) и малой токсичности.

Смолы КФ-Б, КФ-Ж, КФ-МТ, КФ-БЖ внешне — сиропообразные жидкости молочного цвета, состоят из полимера (66÷67 %), растворенного в воде, плотность 1,22÷1,25 т/м³. Токсичное вещество — формальдегид они содержат в допустимых концентрациях, т. е. ниже 1,5 %.

В качестве отвердителя берется 8÷10-процентный (предельно насыщенный) водный раствор щавелевой кислоты. В сравнении с другими кислотами она безопаснее в обращении, менее активна в реакции с горными породами; отвержденные ею смолы меньше подвержены растрескиванию в связи с низкой (4÷6 %) усадкой.

Раствор, введенный в массив, через несколько минут превращается в твердый материал, нерастворимый в воде и неплавкий при сравнительно высоких температурах. 70 % полной прочности сцепления с массивом материал приобретает в первые же часы, полную — через 1÷3 сут.

В зависимости от времени производства упрочнения по отношению к образованию выработки различают две схемы упрочнения: последующего и опережающего.

В зависимости от места смешения компонентов различаются схемы нагнетания:

1) однорастворная — компоненты (смола и водный раствор отвердителя) смешиваются перед поступлением в насос;

2) смешанная — компоненты смешиваются после выхода из насоса;

3) двухрастворная — компоненты подают в породный массив по отдельности последовательно. Применяется в основном для работ с поверхности по тампонажу и водоподавлению.

Смешанная схема позволяет иметь время гелеобразования от 3÷5 мин до нескольких часов за счет регулирования соотношения компонентов раствора. Быстрое отверждение позволяет образовывать в шпурах штанги из отвержденного полимера и упорочить карбонатные и другие химически активные горные породы, которые поглощают кислоту из раствора, использовать насосы любой производительности. Однорастворная схема требует большого времени гелеобразования, а это условие зачастую неприемлемо.

При смешанной схеме технологии последующего упрочнения следующая.

Пробурируют шпур глубиной по 1,5÷2,0 м и диаметром 40÷42 мм на расстоянии 1,5÷2,0 м один от другого в соответствии с радиусом распространения раствора, равным 2,0÷2,5 м, и продувают шпур сжатым воздухом.

Насосы регулируют так, чтобы обеспечить требуемое соотношение компонентов упрочняющего раствора.

Смеситель-инъектор вводится в шпур на 0,6÷0,8 м и после включения установки автоматически раскрепляется в шпуре. Начинается нагнетание и продолжается до выделения раствора из трещин.

Рабочее давление при нагнетании в крепкие трещиноватые породы составляет 10÷20 МПа, а при слабой связи по трещинам — 3÷6 МПа, чтобы не было гидроразрыва склеенных ранее трещин.

Опережающее упрочнение целесообразно при сильно трещиноватых массивах горных пород, в местах геологических нарушений и т. п., где в ином случае потребовались бы сложное крепление или специальные способы проходки.

Нагнетают раствор в шпур или скважины, пробуренные из забоя выработки. Длина скважин — 8÷10 м (на 3÷4 проходческих цикла), диаметр — минимальный по имеющемуся оборудованию. Угол наклона скважин к оси выработки (4÷10°) определяется исходя из необходимой толщины упрочненной зоны вокруг выработки.

Порядок работ по нагнетанию такой же, что и при последующем упрочнении.

Химически активные горные породы — основания, соли, окислы — распространены в рудных месторождениях. Чаще — это соли кальция (поэтому общее их название — карбонатные

породы), содержание в них свободных ионов водорода $pH = 8 \div 14$, что показывает их щелочную основу. Щавелевая кислота сразу после нагнетания вступает в химическую реакцию с породами, поэтому необходимо увеличить содержание кислоты в растворе на $3 \div 6\%$ и более.

В результате смолоинъекционного упрочнения массив горных пород приобретает свойства монолитной породной конструкции.

На шахтах НГМК и ПО «Сибруда» выработки в основаниях блоков закрепляют металлом и их приходится перекреплять через $3 \div 4$ месяца. При смолоинъекционном упрочнении за этот период происходят лишь частичные разрушения, требующие повторного смолоинъекционного упрочнения, в итоге расходы по поддержанию выработок сокращаются на половину.

Смолоинъекция может быть применена также для упрочнения боков месторождения, кровли очистных выработок и т. п.

Стоимость смолоинъекций $2 \div 4$ руб/м² поверхности упрочненного массива.

Упрочнение пород тросовыми штангами. Применено на рудниках США, Австралии, Финляндии для упрочнения массивов вмещающих пород и руд. В трещиноватом массиве пробуривают поперек доминирующей системы трещин скважины, заводят в скважину трос и заполняют цементом. Тросы используются с истекшим сроком годности от подъемных установок, лебедок и т. п. Несущая способность тросовой штанги при диаметре троса 32 мм около 50 т. Тросы устанавливают обычно без предварительного натяжения, так как по имеющемуся опыту оно не дает существенного эффекта, а технология возведения усложняется.

На финских рудниках «Оутокумпу» глубина скважин $10 \div 50$ м, диаметр 51—64 мм, расстояние между торцами скважин веера $5 \div 7$ м. Веера бурят из полевых или рудных подэтажных штреков. Если упрочняют только вмещающие породы, то в рудной части скважин трос не размещают. Заводят трос в скважину вручную, разрабатываются средства механизации. В цементном растворе соотношение воды и цемента 2 : 5.

Вместо цементного раствора может быть использован раствор на основе карбомидных смол, инъекция которого обеспечит упрочнение цилиндра пород вокруг скважины; в результате получаются как бы трососмоляные штанги.

Упрочнение пород взрывными штангами применено в СССР на угольных шахтах, конструкция штанг разработана в ИГД им. А. А. Сковинского. Упрочняют кровлю и стенки выработок в известняках и углистых сланцах взамен крепления.

В шпурь длиной 3 м диаметром $44 \div 47$ мм вводят трубы диаметром 38 мм с толщиной стенок $3,5 \div 5$ мм и взрывают в них ДШ, помещенный в песке, или угленил. Взрывом труба распирается в шпуре, сцепление с массивом составляет около 60 даН/см², прочность трубы на растяжение $150 \div 200$ кН (про-

тив 80 кН для стальной штанги диаметром 18 мм), выдерживающие усилие 500 кН. При расположении штанг по сетке $1,3 \times 1,3$ м каждый метр штанги, заделанный в прочную породу может выдержать 3 м подвешенного на нее слоя неустойчивых пород.

Взрывными штангами можно предварительно упрочнять вмещающие породы через рудный массив, т. е. через пробуренные в нем взрывные скважины. При смолоинъекционном упрочнении неустойчивого нижнего слоя пород взрывные штанги как бы подвешат его к более прочным породам.

Упрочнение пород тросовыми вантами применено в США. Вант проходит вдоль обнаженной поверхности и поддерживает породы извне. Посредине ванта устанавливаются подкладки, обычно деревянные, как для податливости, так и для увеличения прогиба троса, что уменьшает растягивающее усилие до приемлемой величины. Возможно проложение ванта по скважине, пробуренной в поддерживаемом массиве или вдоль будущей обнаженной его поверхности.

Глава VII

ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

§ 1. РЕЖИМ РАБОТЫ РУДНИКА

Продолжительность рабочей недели для подземных рабочих составляет 36 ч, для рабочих на поверхности 41 ч. При шестидневной рабочей неделе имеется 305 рабочих дней в году; выходные и праздничные дни используют для ремонтных работ (включая ремонт самоходного оборудования), массовых взрывов и т. п., и, только в виде исключения, для добычных работ. Водоотливные и вентиляторные установки, очевидно, действуют непрерывно. Рабочие на большинстве рудников имеют два выходных дня в неделю по скользящему графику.

При непрерывной рабочей недели лишь отдельные воскресные и праздничные дни отводятся для ремонтных работ, массовых взрывов и т. п. Рабочие отдыхают два дня в неделю по скользящему графику. Отсутствие общерудничных выходных дней вызывается главным образом ограниченностью производительности подъемных установок или компрессорных станций, забойной площади.

Продолжительность рабочей смены для подземных рабочих, выходящих на работу пять дней в неделю, составляет 7 ч (а неиспользованное рабочее время отрабатывается как лишний рабочий день в одну из восьми недель).

Заметим, что на рудниках работать пять дней в неделю особенно удобно для рабочих в связи с большим расходом времени на переодевание, спуск — подъем, душевые и т. п.

Число и продолжительность рабочих смен. Особенность процесса добычи руды заключается в том, что он может быть прерван на смену и более без ущерба для технологии и ощутимых затрат на возобновление работ.

Небольшие рудники работают в две смены и даже в одну смену (на отдельных предприятиях по добыче графита, слюды и т. п.).

На более крупных предприятиях основные работы ведутся обычно в 3 смены по 7 ч с часовыми междусменными перерывами, в которые осуществляется вентиляция рудников после взрывных работ. Так, технологическими нормами проектирования рудников цветной металлургии предусмотрена работа в 3 смены по 7 ч, в том числе 2 смены по выдаче руды.

Есть рудники с четырехсменной работой. Так, на комбинате «Апатит» работают 6 дней в неделю в 4 смены по 6 ч, из которых одна смена ремонтная. В остальные 3 смены в очистных блоках бурят взрывные скважины и выдают руду, на проходческих работах одна смена отведена для бурения, другая — для взрывания, третья — для проветривания.

Горно-капитальные работы ведутся в 3 смены или в 4 шестичасовые смены с тем, чтобы сроки строительства рудника были возможно более короткими.

§ 2. ВЗАИМОЗАВИСИМОСТЬ ПРОЦЕССОВ ВО ВРЕМЕНИ

Производственные процессы в забое выполняются одновременно или в строго определенной и чередующейся последовательности, т. е. циклично. В зависимости от этого различают непрерывную, более предпочтительную, технологию горных работ и цикличную.

Цикличность горных работ нередко имеет место при шпуровой отбойке. В этом случае под производственным циклом понимается совокупность взаимосвязанных во времени и чередующихся в известной последовательности процессов по выемке определенного объема руды (или пустой породы) в пределах одного взрывания, т. е. от одной отбойки до другой. Взаимозависимость процессов во времени жестко обуславливается в тех случаях, когда все они выполняются на одном рабочем месте. Это типично для проходческих работ, а также для очистной выемки с ограниченной площадью забоя (см. рис. IV.5, а). В состав цикла входят бурение шнуров, их зарядание, врывание, доставка руды, поддержание выработанного пространства.

При цикличной технологии наилучшие результаты в отношении интенсивности очистной выемки (а также скорости проходки) и производительности труда дает организация работ по графику цикличности. В этом случае все операции рассчитаны по времени и взаимоувязаны расписанием, цикл имеет определенную продолжительность, простой рабочих и забоя сводятся к минимуму.

Показатели цикличной работы: производительность цикла и число циклов в единицу времени (обычно в сутки или смену); например: добыча рудной массы в тоннах за цикл и число циклов в сутки. График цикличности составляется в виде циклограммы. Необходимым условием является предупреждение простоев и аварий.

Жесткая взаимозависимость процессов во времени осложняет организацию работ и накладывает те или иные технологические ограничения (например, ограничивается глубина шпуров или обуриваемая за цикл площадь забоя из условий отведенного для бурения времени); главное же — неполадки вызывают простои на смежных процессах. При большой площади забоя (см. рис. IV.5, б) или при обуривании его скважинами из специальной выработки производственные процессы выполняются параллельно и независимо один от другого. В этом случае неполадки устраняются в пределах данного производственного процесса; интенсификация (до известного предела) каждого процесса ограничивается лишь его собственными возможностями; обеспечиваются широкий фронт работ и непрерывная выдача полезного ископаемого из забоя.

При механической отбойке доставляют руду параллельно, но обязательно с той же производительностью, что и отбойка.

Технология, основанная на параллельном (и непрерывном) выполнении процессов, заслуживает предпочтения, если она технически возможна.

§ 3. ФОРМЫ ОРГАНИЗАЦИИ ТРУДА

От качества работ по каждому из технологических процессов существенно зависят условия работы по смежным процессам. Так, крупность дробления руды при отбойке существенно влияет на производительность доставки руды и т. п. Места работ часто перемещаются, поэтому капитально не оформляются и требуют непрерывного поддержания в хорошем состоянии. Оборудование на рудниках работает в сравнительно тяжелых условиях: воздействие взрывных работ, крупнокусковая абразивная и тяжелая руда, падение руды на рабочие органы оборудования, липкая рудная мелочь, влажность воздуха, капез воды, кислотные воды, пыль и т. д. Поэтому оборудование требует особенно тщательного обслуживания и профилактического ремонта. Все это говорит о том, что качество работ очень важно.

С другой стороны, места работ рассредоточены, и большую часть времени рабочий находится вне наблюдения и связи с ним, поэтому качество работ по многим процессам практически не поддается систематическому контролю.

Большую роль в повышении качества работ, производственной и трудовой дисциплины играют политико-воспитательные мероприятия, организация бригад, участков и цехов коммунистического труда. Эти мероприятия наиболее эффективны, если

они подкрепляются материальными стимулами. Важно, чтобы не только количественное, но и качественное выполнение работ стимулировалось самой организацией труда, формой оплаты труда, коллективной ответственностью. Изложенные особенности возводят организацию труда на уровень главных задач совершенствования горного производства.

С точки зрения организации труда различаются индивидуальная сдельная оплата труда, которую, начиная с пятидесятих годов, сравнительно редко применяют на очистных работах, и бригадный метод организации труда, получивший почти повсеместно распространение.

Формы организации труда изучаются в специальной дисциплине, поэтому здесь дадим лишь краткое определение и остановимся главным образом на том, в каких случаях каждая форма применяется.

При индивидуальной сдельной оплате труда каждый рабочий получает отдельное задание, обычно по определенной квалификации, и оплачивается сдельно за выполненную им работу. Индивидуальную сдельную оплату целесообразно применять главным образом в тех случаях, когда имеется большой фронт работ по одной специальности и когда при этом качество работы может систематически контролироваться или не имеет особого значения. Пример: бурение шпуров переносными перфораторами при большой площади забоя, когда руда хорошо дробится взрывом. Индивидуальную сдельную оплату применяют иногда и при скреперовании, например, на рудниках ПО «Апатит» при безлюковой погрузке вагонов с помощью скреперных установок мощностью 100 кВт и кондиционном куске 1 м.

При бригадном методе организации труда задание дается на бригаду в целом, оплата производится по общебригадной выработке и распределяется между членами бригады с учетом тарифного разряда и доли участия в работе. Бригадный метод более распространен. Так, на рудниках цветной металлургии в бригады объединено более 60 % рабочих. Бригада состоит из нескольких человек (от 2—3 до 35—40).

Бригады рабочих бывают специализированные, т. е. выполняющие какой-либо один вид работ (например, бурение), и комплексные, выполняющие работы по нескольким профессиям.

Специализированные бригады распространены при непрерывном выполнении производственных процессов, например, при бурении взрывных скважин, при бурении шпуров в очистном забое большой площади, при выпуске и последующей доставке руды и т. п., а также на работах, требующих высокой квалификации.

Наилучшей формой специализированные бригады признаны на эксплуатации самоходного оборудования, требующего особенно высокой квалификации рабочих и тщательного ухода. Так, на Джезказганских рудниках сформированы специализи-

рованные бригады для бурения шпуров, для заряжания, для штангового крепления кровли и т. п.

Следует выделить рудники, применяющие мощное самоходное оборудование, особенно те из них, на которых фронт работ в каждом отдельном забое недостаточен для полносменной загрузки машины, а примененная схема подготовительных работ дает возможность машинам мобильно перемещаться из забоя в забой различных участков. К таким рудникам относятся, в частности, «Октябрьский» и «Комсомольский» Норильского ГМК. Здесь, как показал опыт, целесообразно организовывать специализированные участки самоходных машин, разделенные на крупных рудниках по видам работ: буровые, погрузочно-доставочные, вспомогательные. Каждую машину обслуживает сквозной экипаж. Участки выполняют заказы добычного участка. На добычном же участке имеются горно-рабочие очистного забоя («ГРОЗ»). Они выполняют нарезные работы, производят оборку кровли с помощью специализированных самоходных машин, зачистку и разравнивание дорог, наращивание рудоспусков и другие работы, необходимые для использования самоходных машин на бурении, погрузке и доставке руды.

Комплексной бригадой рабочих выполняются работы, результаты которых взаимосвязаны: бурение и доставка руды; доставка руды в рудоспуски и погрузка вагонов из рудоспусков; погрузка вагонов и транспортирование руды; нарезка и очистная выемка блока (характерно для блоков небольших размеров при шпуровой отбойке) и т. п.

Комплексные бригады рабочих бывают как с разделением труда, так и без разделения труда. **Бригады без разделения труда** наиболее приемлемы для цикличной технологии в тех случаях, когда в связи с недостаточным фронтом работ рабочий не может иметь полносменной загрузки по какой-либо одной специальности. Так, рабочий обуривает забой за 2—4 ч, до этого он участвует в очистке забоя от отбитой руды, а после этого заряжает шпуры, взрывает их, доставляет руду. Машинист автосамосвала, помимо вывозки руды, развозит ВВ, участвует в заряжании шпуров и т. д. В обязанности бригады на очистных работах нередко включают взрывание в течение смены (по вторичному дроблению руды), а также мелкий и средний ремонт оборудования. В таких бригадах рабочие овладевают каждый несколькими (3—7) профессиями, что требует организации широкой сети производственного обучения.

Комплексные бригады рабочих с **полным разделением труда** применяются для выполнения двух (или нескольких) различных видов работ. Условия рационального применения: по каждому из видов работ возможна полносменная загрузка рабочих (что типично для параллельного выполнения процессов); эти работы технологически последовательны: качество работ по головному процессу не поддается или трудно поддается постоянному контролю и в то же время существенно влияет на условия даль-

нейших работ. Примеры: отбойка, погрузка и доставка руды с применением самоходного оборудования в очистном забое большой площади; одни рабочие обслуживают бурильные машины, другие погружают и доставляют в рудоспуски, третьи погружают в вагоны из этих рудоспусков.

Бригады бывают сменные, т. е. объединяющие рабочих только данной смены, и суточные (сквозные), объединяющие рабочих, занятых на данных работах в течение суток. Более распространены суточные бригады. В них помимо бригадира имеются звеньевые, возглавляющие работу в те смены, когда не выходит бригадир. Суточные бригады применяют, например, на Тырныаузском руднике при самотечном выпуске руды и доставке ее скреперами или погрузке вибропитателями; в бригаде 8—10 чел., в том числе взрывники, ликвидирующие зависания и взрывающие негабариты, и машинисты электровозов. На этом же руднике при погрузке руды вибропитателями в автосамосвалы суточная бригада комплектуется из двух водителей и одного взрывника для каждой смены.

Распространенные формы организации работ для бурения, погрузки и доставки руды охарактеризованы выше. Взрывные работы осуществляются либо бурильщиками, либо машинистами самоходных доставочных машин (тогда взрывные работы входят в обязанности забойных комплексных бригад), либо специализированной бригадой взрывников.

Закладочные работы при одновременной закладке сухим способом обычно выполняются комплексной бригадой вместе с бурением и доставкой руды при частичном разделении труда. Последующую закладку, а также гидравлическую и твердеющую закладку ведет специализированная бригада.

Что касается крепежных работ, то щитовыми механизированными комплексами управляют машинисты этих комплексов, составляющие бригаду. Крепление кровли штангами в больших камерах обычно осуществляется специализированной бригадой, рабочие устанавливают штанги в шпур, выбуренные забойной бригадой. Простые виды крепи — распорная крепь, крепежные рамы и т. п. устанавливает забойная бригада без разделения труда или при частичном разделении труда.

Специализация бригад рабочих может определяться специализацией производственных участков в масштабе рудника. Так, на рудниках Джезказганского, Норильского и Ачисайского комбинатов созданы специализированные участки по эксплуатации самоходных машин. На железных рудниках Горной Шории и многих других разделены по участкам следующие работы: 1) проходка подготовительных выработок; 2) проходка нарезных выработок, устройство люков, монтаж питателей, их ремонт и т. п.; 3) бурение глубоких взрывных скважин; 4) выпуск и погрузка руды.

Состав бригады определяется следующими основными требованиями:

- 1) максимальная производительность забоя или блока (максимальная концентрация работ);
- 2) наиболее полное использование оборудования во времени;
- 3) максимальное использование времени рабочих;
- 4) максимальная заинтересованность членов бригады в высоком качестве и конечных результатах работы;
- 5) наиболее высокая квалификация рабочих, обслуживающих сложное оборудование;
- 6) минимальная численность бригады при соблюдении перечисленных условий.

Третье условие обычно выполняется при полном использовании оборудования. Если оборудование полустационарное, то полное его использование обеспечивает также и максимальную концентрацию работ, поскольку производительность блока равна суммарной производительности установленных в нем питателей или конвейеров и т. п. Что касается самоходного оборудования, то использование его может быть улучшено за счет увеличения числа забоев. Здесь следует выделить два крайних случая: 1) к интенсивности отработки блоков не предъявляется особых требований и потому главное — полнее использовать дорогостоящее оборудование; 2) необходима высокая интенсивность очистной выемки в связи с повышенным горным давлением или ограниченной забойной площадью и т. п.

Рассмотрим пример. Пологую залежь средней мощности отработывают камерами с естественным поддержанием очистного пространства (постоянными целиками). Руда и вмещающие породы устойчивы, горное давление умеренное, забойная площадь достаточно велика. Оборудование самоходное, работает надежно, имеются подъездные пути в блок. Отбойка руды шпурами. Бурение шпуров и доставка руды выполняются комплексной бригадой рабочих, поскольку бурильщики должны быть заинтересованы в хорошем дроблении руды, а систематический контроль за расположением шпуров сложен. Бригада рабочих суточная, так как бурильщики готовят руду для следующей смены и, кроме того, машины используются одни и те же в течение всех смен. Забой одной камеры дает за взрыв $210 \div 250$ т руды. Самоходная буровая установка (БУ) может обурить за смену забой в двух камерах. Доставляют руду погрузочно-доставочными машинами (ПДМ), одна ПДМ может доставить $700\text{—}800$ т/смену, т. е. обслужить 3 забоя. Главное здесь — полнее использовать оборудование. Во избежание чрезмерной численности бригады рабочих следует иметь при ней одну ПДМ и соответствующее число БУ. Полностью загрузить во времени и БУ, и ПДМ не удастся, так как одна БУ подготавливает к отбойке $400 \div 500$ т/смену, что недостаточно для ПДМ, а две БУ — $800 \div 1000$ т/смену, что превышает производительность ПДМ. Можно здесь исходить в первую очередь из максимального использования ПДМ, как более дорогой машины. Тогда по эле-

ментарному расчету надо иметь 4 забоя на бригаду. В I и II смены должны работать две БУ в 4 забоях и одна ПДМ, а в III смену одна БУ и одна ПДМ. При этом в 4 забоях будет отбито 2000—2400 т/сутки, или в среднем 670—800 т/смену, что полностью загрузит ПДМ. Соответственно числу машин, в I и II смены будут выходить по 3 чел., в III смену — 2 чел., всего 8 чел. ПДМ работает здесь все 3 машиносмены, а БУ — в течение $2+2+1=5$ машиносмен из возможных $2 \times 3 = 6$.

По сравнению с индивидуальной сдельной оплатой труда, бригадный метод дает возможность полнее использовать рабочее время, в особенности при неизбежных отклонениях от средних условий, и повышает материальную заинтересованность в качественной работе. Но отдельно для каждого члена бригады зарплата может не соответствовать выполненному им объему работ. Можно было бы указать и на менее высокую квалификацию по каждому виду работ в комплексных бригадах рабочих без разделения труда.

Что касается увеличения личной заинтересованности каждого члена бригады, то для этого бригада рабочих формируется по добровольному принципу. Учитывается повышенный или, наоборот, пониженный индивидуальный вклад отдельных членов бригады: начальнику участка дано право вместе с бригадиром после обсуждения в бригаде вводить для начисления зарплаты коэффициент участия, изменяющийся, например, на рудниках Ачисайского комбината от 0,5 до 1,5.

Для дальнейшего развития подземной разработки будут характерными: расширение ассортимента горных машин и увеличение их мощности; сокращение численности подземных рабочих (на базе роста производительности труда); концентрация горных работ; совершенствование техники связи и контроля; совершенствование методов прогнозирования горно-геологических условий; переход от машин-полуавтоматов, требующих сравнительно однообразного монотонного труда по их обслуживанию, к машинам-автоматам, расширяющим возможность творческого труда. Все это со временем может существенно изменить организацию труда.

Заметим, что в капиталистических странах распространена индивидуальная повременная оплата труда; на ряде рудников рабочего, выполнившего меньший объем работ по сравнению с остальными, предупреждают два или три раза, а затем, если он по-прежнему будет отставать, увольняют. Это заставляет каждого работать так, чтобы не оказаться последним, и автоматически «взвинчивает» темп работ до предела.

МЕТОДЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ И ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ**§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ**

Под проектированием процессов добычи руд понимается разработка их технологии, механизации и организации с необходимыми расчетами, чертежами, обоснованием. Проектирование процессов, помимо того, что оно выполняется в проекте рудника, входит в состав производственной деятельности любого горного инженера. Здесь, как и в любой области инженерной деятельности, встречаются задачи вычислительные, т. е. имеющие формализованную процедуру решения, и задачи творческие, так называемые эвристические, решаемые по инструкции, т. е. (по определению А. М. Горького) по опыту, вошедшему в подсознание, но не перешедшему в сознание. Для решения творческих задач часто используют метод экспертных оценок, которые у каждого эксперта основываются опять-таки на интуиции.

К области творческих задач относится также постановка и формулировка вычислительных задач, установление для них целого ряда влияющих факторов, исходных величин и зависимостей. Научиться решению творческих задач можно лишь методом проб и ошибок.

На базе необходимого объема знаний в соответствующей области пробные решения разрабатываются под руководством опытного специалиста (для студентов — под руководством преподавателя), который и устанавливает правильность или неправильность решения.

По каждому из процессов при его рассмотрении в настоящей работе даны были сведения, которые вместе с материалами смежных учебных дисциплин необходимы для решения вычислительных технических задач и для того, чтобы на опыте научиться решать творческие задачи.

В данной же главе в части проектирования процессов ограничимся сведениями по экономическому обоснованию проектных решений с помощью экономико-математических методов.

Что касается исследований, то целью их в горном деле является совершенствование существующих и создание новых, более эффективных методов работ, определение областей рационального применения различных методов работ, тенденций их дальнейшего развития, требований к совершенствованию имеющегося и созданию нового оборудования и т. п. Для этого приходится решать разнообразные задачи как технического характера (выяснение физической стороны явлений, связанных с данным производственным процессом; технические разработки и расчеты; испытание новых методов работ и т. п.), так и эконо-

мического — по выбору наиболее выгодного технического решения из числа возможных.

Часть перечисленных задач относится и к области проектирования рудников. Исследовательскими они становятся в том случае, когда решаются на базе экспериментов, математического моделирования, крупных научно-технических обобщений и т. п.

В зависимости от обширности и длительности намечаемого использования результатов принято делить исследования на фундаментальные и прикладные. В технических науках к фундаментальным часто относят лишь исследования законов природы, используемых или учитываемых в данной области. По этому признаку в горной науке объектами фундаментальных исследований являются: свойства массивов горных пород, складочных массивов и обрушенных масс, механизмы взрывного разрушения и перемещения горных пород, гравитационного перемещения обрушенных масс, трубопроводного транспорта; рудничная аэрология и т. п. Но под указанный признак не попадают исследования технологического и экономического характера, хотя именно они преимущественно определяют техническое и организационное состояние подземных рудников и результаты их работы.

Поэтому в области подземной разработки руд к фундаментальным правильнее относить исследования не только законов природы (объекты которых перечислены выше), но и принципиальных вопросов технологии, механизации и экономики в межатраслевом или отраслевом (например, для рудников цветной металлургии) масштабе.

Прикладными же следует считать исследования для отдельного предприятия, в которых должны использоваться результаты фундаментальных исследований.

Фундаментальные и вообще все крупномасштабные исследования выполняются, как правило, специальными институтами.

К числу отраслевых научно-исследовательских институтов, работающих в области подземной разработки рудных месторождений, относятся:

по цветной металлургии — ВНИПИГорцветмет (г. Москва), ЦНИГРИ и Цветметинформация (г. Москва), ВНИИЦветмет (г. Усть-Каменогорск), Гипроникель (г. Ленинград), Унипромедь (г. Свердловск), Иргиредмет (г. Иркутск), Сибцветмет, НИИПроект (г. Красноярск), ЦНИИОлово, ВНИИ-1 и др.;

по черной металлургии — НИГРИ (г. Кривой Рог), ВостНИГРИ (г. Новокузнецк), ИГД МЧМ СССР (г. Свердловск), НИИКМА (г. Губкин), ВНОГЕМ (г. Белгород);

по горно-химической промышленности — ГИГХС (г. Москва) и Институт галургии (г. Ленинград);

академические (подчиненные АН СССР и АН союзных республик) научно-исследовательские институты — ИПКОН АН СССР (Институт проблем комплексного освоения недр, г. Москва) ИГД АН КазССР (г. Алма-Ата), ИГД СО АН СССР

(г. Новосибирск), ГИ КФ АН СССР (г. Апатиты), Институт горной геомеханики — АН КиргССР (г. Фрунзе), Институт горной механики АН ГрузССР и др.

К числу вузов, занимающихся исследованиями в области подземной разработки рудных месторождений, относятся Московский, Ленинградский, Днепропетровский и Свердловский горные институты, Московский геологоразведочный и Всесоюзный заочный политехнический институты (г. Москва), Казахский, Иркутский, Дальневосточный, Ташкентский, Новочеркасский и Читинский политехнические институты, Криворожский горнорудный институт, Магнитогорский и Северо-Кавказский горно-металлургические институты, Красноярский институт цветных металлов и др.

Исследования в учебных и научно-исследовательских институтах ведутся частью за счет госбюджета и частью по хозяйственным договорам с предприятиями и отраслевыми министерствами. В ограниченном объеме занимаются исследованиями проектные институты.

Исследования прикладного характера нередко выполняются самими горными предприятиями самостоятельно. На крутых предприятиях, таких, как комбинаты Норильский горно-металлургический, Лениногорский полиметаллический, Зыряновский свинцовый, Тырныаузский, рудник Абаканский и других, имеются научно-исследовательские цеха, лаборатории или производственно-экспериментальные участки.

Перед исследованиями в межотраслевом или отраслевом масштабе ставится конечная цель. Для достижения ее намечается программа (полный комплекс тем) необходимых для исследований с привлечением различных организаций. Каждая тема из включенных в программу имеет свою цель, подчиненную общей цели всей программы.

В научно-исследовательских работах по теме обычно можно выделить следующие этапы:

1. Изучение условий и постановка задач исследования; ориентировочный подсчет экономической эффективности.
2. Разработка методики исследования.
3. Осуществление экспериментов и расчетов по выработанной методике.
4. Обработка и анализ полученных данных.
5. Выводы и рекомендации производственным, проектным и научно-исследовательским организациям (сюда же входит подсчет ожидаемой экономической эффективности, защита рекомендаций, оформление заявок на изобретения).
6. Авторский контроль за внедрением результатов исследования.

Применяются производственно-экспериментальные методы (испытания, наблюдения, определение свойств массива горных пород и т. п.); лабораторные методы (физическое моделирование явлений и определение свойств горных пород; теоретические

исследования, включая математическое моделирование физических явлений; экономико-математические методы).

Ниже рассмотрим по отдельности производственно-экспериментальные методы, физическое моделирование и экономико-математические методы (последние относятся в равной мере и к проектированию, и к исследованиям).

§ 2. ПРОИЗВОДСТВЕННО-ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ

Производственно-экспериментальные методы исследований могут быть следующие:

постановка специальных замеров и наблюдений на производстве;

специальные производственные эксперименты («активный эксперимент»);

сбор и обобщение накопленных в процессе обычной производственной деятельности практических данных (так называемое производственно-техническое обобщение или «пассивный эксперимент»).

Производственные эксперименты и наблюдения в производственных условиях. Производственные эксперименты чаще совмещаются с выполнением производственной программы рудника и лишь иногда ограничиваются исследовательскими целями.

При производственных экспериментах помимо фиксации обычных отчетных данных о расходе труда и материалов на различных работах, производительности оборудования и т. п., могут вестись, во-первых, хронометражные наблюдения для выявления затрат времени на различные операции и простои, и, во-вторых, замеры величин, которые характеризуют эффективность отбойки, доставки руды и управления горным давлением и позволяют выявить пути совершенствования этих процессов.

К числу замеряемых относятся:

1) величины, характеризующие физико-механические свойства массива горных пород,— прочность, модуль деформации, трещиноватость, поведение под нагрузкой вплоть до разрушения и т. п.;

2) величины, характеризующие физическую сторону действия взрыва, такие, как скорость распространения ударной волны и развития трещин в массиве при взрыве, скорость распространения ударной волны в раздробленной горной массе, скорость выброса взорванной массы, величины и распределение возникающих в массиве напряжений и т. п.;

3) величины, характеризующие качество дробления руды при отбойке и вообще кусковатость раздробленной (в том числе и обрушенной горной массы). Их полезно знать для улучшения параметров отбойки, для установления зависимости производительности доставки руды от качества ее дробления, а также для определения аэродинамического сопротивления обрушенной массы;

4) величины, характеризующие процесс выпуска руды с точки зрения показателей ее извлечения и проходимости через выпускные отверстия;

5) слеживаемость отбитой руды, возгораемость, способность к налипанию и т. п.;

6) проявления горного давления.

Замеры по пункту 2 характерны лишь для исследований, выполняемых научно-исследовательскими институтами; по пункту 4 будут освещены в разделе систем разработки, предусматривающих выпуск руды под обрушенными породами. Остановимся на замерах по пунктам 1, 3 и 6.

Определение физико-механических свойств массива горных пород. Определение прочности, модуля деформации и т. п. на образцах пород выполняют испытаниями по стандартным методам. Для оценки же свойств массива, как правило, приближенно определяют переходные коэффициенты к ним путем сопоставления между собой отдельных экспериментальных данных по массиву и свойств образцов.

Один из методов экспериментальной оценки свойств массива — фотографирование забоя и определение на фотографии суммарной площади (точнее — проекции ее на плоскость фотографии) разрывов по трещинам S_T и разрывов по монолитной части массива S_M . Прочность массива

$$\sigma = \frac{S_M \sigma_n + S_T \sigma_T}{S_M + S_T},$$

где σ_n — прочность образцов породы; σ_T — прочность по трещинам, которая с трудом поддается замерам и иногда принимается ориентировочно, например $\sigma_T \approx 0,1 \sigma_n$.

Другой метод заключается в определении коэффициента структурного ослабления на основе амплитудно-частотной характеристики, определяемой прозвучиванием.

Иногда свойства массива определяют прямыми замерами: опиливают или каким-то иным способом отделяют по границам крупные (поперечным размером больше в несколько раз расстояния между трещинами) блоки и испытывают их на сжатие.

В наблюдениях за изменением числа трещин используют прибор типа перископа для осмотра стенок скважин на глубину до 6—8 м.

Для определения модуля деформации массива пород применяют иногда гидроподушки, располагаемые в щели на площади до 9 м². Гидроподушка площадью 0,6×3,0 м выполнена из двух металлических щитов, сваренных по периметру. В нее нагнетают воду или масло. Давление жидкости вследствие пластических деформаций металла передается на породу. Применяемые подушки допускают давление до 420 даН/см² и перемещение стенок до 25 мм. Для большего перемещения можно располагать параллельно по несколько подушек.

Оценка качества дробления руды при отбойке. Обычно определяют только выход негабарита, выражается он в процентах по массе.

Реже и лишь в особых случаях определяют гранулометрический состав отбитой руды, т. е. выход кусков различных по крупности фракций в процентах по массе.

Иногда для оценки кусковатости негабаритной руды пользуются также понятием «средний диаметр куска» или классифицируют куски по их форме и выявляют распределение по этим классам.

Средний диаметр куска определяют как среднее арифметическое между длиной, шириной и толщиной куска, измеренным по трем взаимно перпендикулярным направлениям:

$$d = \frac{a + b + c}{3}. \quad (\text{VIII.1})$$

Форму куска оценивают безразмерным соотношением длины, ширины и толщины его $a : b : c$ (например, $1,52 : 1 : 0,68$).

Для замера выхода негабарита используют как косвенные методы, так и обмер каждого негабаритного куска или фотометрический метод определения кусковатости горной массы.

Косвенные методы базируются на измерении каких-либо производственных показателей, зависящих определенным образом от выхода негабарита, таких, как удельный расход ВВ на вторичное дробление и расход капсюлей-детонаторов на вторичное дробление.

Выход негабарита принимают равным выраженному в процентах отношению q_2 — удельного расхода ВВ на вторичное дробление (на 1 т всей отбитой руды) к q'_2 — среднему расходу ВВ на разрушение 1 т негабарита, т. е. в процентах

$$n = \frac{q_2}{q'_2} \cdot 100, \%. \quad (\text{VIII.2})$$

По числу N израсходованных капсюлей-детонаторов при огневом взрывании выход негабарита (%)

$$n = \frac{V_{\text{ср}} \gamma N}{P},$$

где $V_{\text{ср}}$ — средний объем негабаритного куска руды, м^3 (устанавливается специальными замерами); γ — плотность руды в массиве, т/м^3 ; P — общее количество отбитой руды.

Непосредственный обмер применяют только при научных исследованиях. Измеряют максимальные размеры каждого негабаритного куска по трем взаимно перпендикулярным направлениям. Объем куска $V_i = a_i b_i c_i k$, где a_i, b_i, c_i — максимальные длина, ширина и толщина куска, м; k — поправочный коэффициент, равный 0,4—0,7 в зависимости от формы куска.

Фотометрический метод замера кусковатости горной массы, предложенный проф. Л. И. Бароном, заключается в фотографировании

ровании навала руды с наложенной на него масштабной сеткой. По полученным фотографиям куски руды по их размеру (обычно максимальному) относят к соответствующей фракции крупности. Далее при прямоугольной фотопланиметрии (оптическая ось фотопланиметра перпендикулярна к поверхности навала руды) замеряют при помощи планиметра или палетки суммарные площади, занимаемые кусками каждой фракции, а при косугольной фотопланиметрии подсчитывают число равномерно распределенных точек, приходящихся на куски (точечный метод).

Наиболее просто и безопасно осуществлять фотометрические работы с помощью прибора (рис. VIII.1), разработанного в Московском горном институте проф. П. И. Томаковым и инж. В. С. Коваленко. Масштабная сетка «накладывается» на негатив фотографируемого участка. В зависимости от расстояния сетки от фотоаппарата, размер условной масштабной сетки составляет 1×1 м, 2×2 м или 4×4 м. Фотографировать можно с расстояния от 2 до 40 м. Этим же прибором можно определять численную характеристику трещиноватости массива в труднодоступных местах. Содержание в горной массе каждой фракции (в том числе и негабаритной) определяется отношением в процентах площади, занимаемой кусками данной фракции, к общей площади масштабной сетки, а при точечном методе — отношением соответственно количества точек.

Аналогично определяют выход негабарита.

Определение диаметра среднего куска горной массы. Нередко в практических целях нас интересует диаметр среднего куска (не путать со средним диаметром куска!)

$$d_{\text{ср}} = \frac{\beta_1 d_1 + \beta_2 d_2 + \dots + \beta_m d_m}{\beta_1 + \beta_2 + \dots + \beta_m}, \quad (\text{VIII.3})$$

где $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_m$ — массы или удельные значения каждого класса крупности; $d_1, d_2, \dots, d_m$ — средние диаметры каждой фракции крупности.

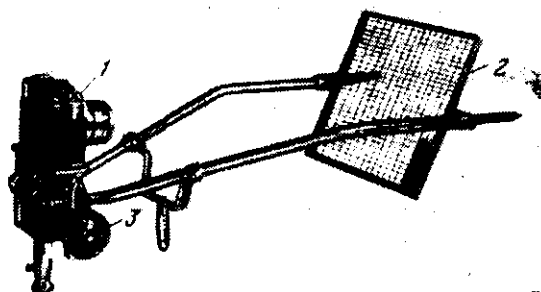
По соотношению диаметра среднего куска с поперечным размером выпускных отверстий можно прогнозировать проходимость руды через отверстия, т. е. частоту застреваний.

По диаметру среднего куска оценивают также аэродинамическое сопротивление обрушенной горной массы для расчета проветривания рудника для прогнозирования опасности воздушных ударов в выработках, находящихся под слоем обрушенных пород, и т. п.

Замеры проявлений горного давления. Замеряют смещения и расслоения горных пород, нагрузки на крепь, напряженное состояние массива горных пород.

Для замера используют обычные маркшейдерские методы или упрощенные приборы и приспособления.

a

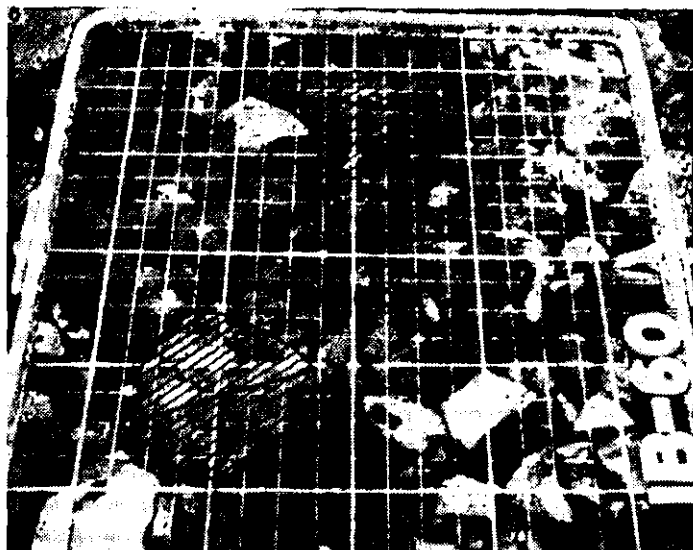


б



Рис. VIII.1. Фотометрический метод определения кусковатости горной массы, вариант с сеткой, прикрепленной к фотоаппарату 1:

a — прибор (2 — рамка с масштабной сеткой; 3 — фиксирующее устройство);
б — общий вид работы с прибором; *в* — фотопланограмма (негабариты заштрихованы)



Так, относительные смещения кровли и почвы (или висячего и лежащего боков), если расстояния между ними не превышают 2—2,5 м, замеряют с помощью универсальных измерительных стоек. Стойка с масштабной шкалой состоит из двух входящих одна в другую трубок, которые с помощью пружины расходятся между собой реперами; ошибка измерений ± 1 мм. Стойки с индикаторными головками часового типа дают точность замеров $\pm 0,01$ мм.

Относительные вертикальные составляющие смещений висячего и лежащего боков измеряются иногда приборами, основанными на принципе сообщающихся сосудов.

Для замеров относительных смещений в массиве пород на расстоянии до 10—15 м от горных выработок применяют глубинные реперы. Их помещают в скважинах и от каждого из них выводят в выработку проволочки с грузами на концах.

Нагрузки на крепь измеряют механическими, гидравлическими или шариковыми динамометрами. Шариковым измеряют только максимальную нагрузку по величине вдавливания стального шарика в плиту из мягкой стали.

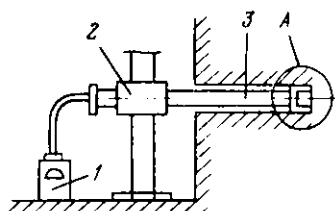
Датчики для определения напряжений в элементах крепи обычно приклеивают или иным образом закрепляют на крепи, не изменяя податливости самой крепи. Используют проволоочные тензометрические датчики сопротивлений (из тонкой константовой или нихромовой проволоки, которая по мере растяжения или сжатия меняет свое электрическое сопротивление) и более современные средства — фотоупругие тензометры или покрытия из оптически активных материалов.

Замеры напряженного состояния горных пород. Распространены методы, основанные на способности пород к упругому восстановлению формы и объема при разгрузке, т. е. при образовании обнажений: замеряют деформации, а по ним рассчитывают снятые напряжения. Используют звукометрический метод, разрабатываются электрофизические, сейсмоакустические, ультразвуковые, радиометрические методы.

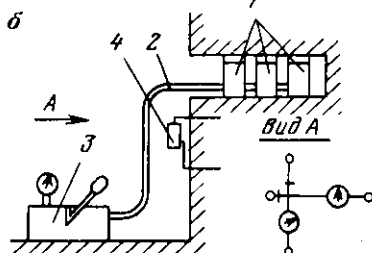
Методы, основанные на упругих свойствах пород, предусматривают разовые замеры (с частичной или полной разгрузкой) или постоянное наблюдение.

При методе частичной разгрузки бурят в крепкой породе короткий (6÷10 см) шпур, измеряют по трем направлениям деформации, вызванные перераспределением напряжений, и по ним находят величины и направления главных нормальных напряжений, которые были в месте забуривания. Деформации измеряют либо тензометрическими проволочными датчиками сопротивлений, наклеиваемыми на поверхность обнажения породы рядом с местом забуривания, либо (при обводненных породах) с помощью съемных тензометров, натягиваемых между анкерными реперами (диаметром 8 мм и глубиной 3÷5 см). Ошибка измерений не превышает 15 %. Благоприятны для этого метода породы монолитные или с крупноблочной структурой.

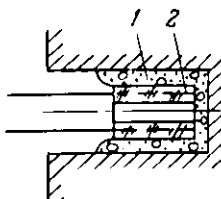
а



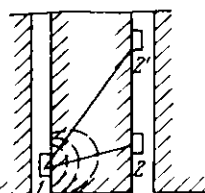
б



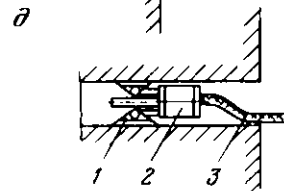
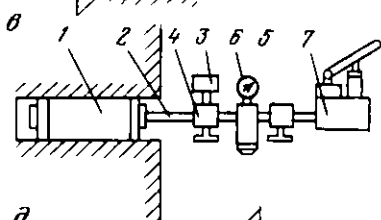
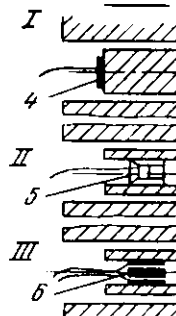
в



г



Узел А



ж

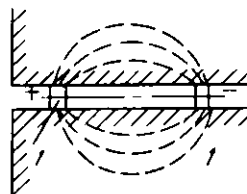


Рис. VIII.2. Схемы определения напряжений в массиве различными методами:

а — метод разгрузки (I — способ восстановления торца скважины при выбуривании керна — способ ВНИМИ; II — способ измерения деформаций диаметра центрального отверстия в выбуриваемом керне — способ Хаста; III — способ измерения деформаций стенок центрального отверстия в выбуриваемом керне — способ Лимана; 1 — регистрирующая аппаратура; 2 — буровой станок; 3 — измерительная скважина; 4 — датчик на торце скважины; 5 — деформометр; 6 — наклеиваемые тензометры); б — метод компенсации нагрузки (1 — гидродомкраты; 2 — шланг; 3 — гидронасос; 4 — измерители деформаций); в — метод разности давлений (1 — гидродатчик; 2 — трубопровод; 3 — самопишущий манометр; 4 — вентильные устройства; 5 — пресс-расходомер; 6 — манометр; 7 — ручной насос); г — метод упругих включений (1 — цементный слой; 2 — фотоупругий датчик); д — метод буровых скважин (1 — измеритель деформаций; 2 — опора деформометра; 3 — кабель); е — ультразвуковой метод (1 — излучатель; 2 и 2' — приемное устройство, два положения); ж — электрометрический метод (1 — электроды)

Метод полной разгрузки требует бурения специальной скважины. Измеряют деформации или на торце керна, или у центрального отверстия в кольцевом керне (рис. VIII.2).

В первом случае на отшлифованный забой скважины наклеивают фотоупругий тензометр, представляющий собой диск с цен-

тральным отверстием, изготовленный на затвердевшей эпоксидной смоле. После этого выбуривают керн (на глубину $1,5 \div 2$ его диаметров) кольцевой алмазной коронкой, что вызывает деформации упругого восстановления пород в месте наклейки тензомера.

Другой вариант метода полной разгрузки основан на измерении деформаций упругого восстановления скважины малого диаметра (26 мм), обуриваемой кольцевой скважиной большого диаметра ($80 \div 100$ мм).

Методом полной разгрузки можно оценивать напряженное состояние в массиве горных пород на значительном (до $15 \div 20$ м) расстоянии от горных выработок с точностью до $15 \div 20$ %.

Для определения необходимости в креплении и выбора типа крепления в Криворожском НИГРИ разработан прибор — зонд для ультразвукового каротажа незаполненных скважин. Прибор помещается в скважину любой глубины и замеряет скорость прохождения ударной волны. Это выявляет зону трещиноватости или изменение типа пород с различным динамическим модулем упругости. Зонд замеряет также частоту и амплитуду ударных волн, что позволяет судить о характере распределения напряжений, и, таким образом, выявляет зону опорного давления.

Звукометрический метод определения состояния массива пород основан на том, что при нагружении горных пород в них происходят микроразрушения, являющиеся предвестниками обрушений. Микроразрушения сопровождаются звуковыми колебаниями — короткими «сухими» шелчками, частота которых возрастает с ростом напряженного состояния массива. Шумы связаны с необратимыми деформациями горных пород; следовательно, число шумов в принципе может характеризовать величину необратимой деформации, но такая характери-

стика обычно не используется; частота же шумов характеризует скорость деформации, что и представляет главный практический интерес: за известным пределом увеличение частоты шумов свидетельствует о наступлении критической скорости деформации, имеющей место на стадии прогрессирующей ползучести пород. Это значит, что процесс деформации стал необратимым.

В шпур (глубиной не менее 2 м) или скважину помещают геофон — стальной ци-

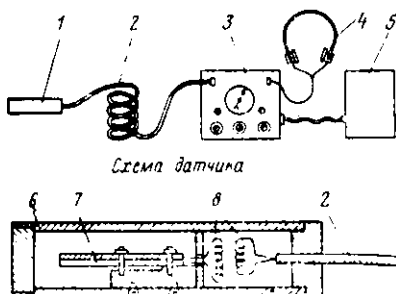


Рис. VIII.3. Схема звукометрической станции:

1 — геофон; 2 — кабель; 3 — блок питания, усилитель, преобразователь и измеритель; 4 — наушники; 5 — самописец; 6 — корпус датчика; 7 — пьезоэлемент; 8 — понижающий трансформатор

линдр с пьезоэлементом, обычно из кристаллов сегнетовой соли (рис. VIII.3). От возникшего в массиве породы звука разрушения (треска), представляющего собой короткий звуковой импульс, колебания распространяются по всем направлениям. Когда они достигают индикатора, пьезоэлемент, закрепленный как консоль, начинает колебаться и деформироваться на изгиб, что образует разность потенциалов, после чего каждая группа волн представляет собой короткий импульс постоянного тока, который слышен в телефоне как треск. Колебания могут записываться на осциллограмму или передаваться радиосигналами или по кабелю на приемно-регистрирующее устройство.

Долгое время использовали геофоны, улавливающие частоту колебаний до 10 кГц, и считали, что опасная ситуация наступает при достижении 20÷70 шумов в минуту (большие значения относятся к более чувствительным геофонам). Исследованиями последних лет доказано, что для надежного прогнозирования обрушений необходимы более чувствительные геофоны, улавливающие шумы частотой до 40 кГц; соответствующая аппаратура создается.

Производственно-техническое обобщение (или обобщение производственного опыта) предусматривает сбор, систематизацию, обработку и анализ практических данных, полученных при погашении рядов блоков (или этажей) как на данном руднике, так и на других рудниках со сходными условиями.

Помимо самостоятельных выводов, эти обобщения выявляют необходимость в тех или иных производственных экспериментах (для получения дополнительных или более достоверных данных) и помогают правильной их постановке.

С помощью производственно-технических обобщений выявляют существующие тенденции в расширении или сужении области применения тех или иных методов работ, изменении горно-геологических условий и технологических параметров, устанавливают для различных методов горных работ наилучшие варианты и параметры, характерные показатели, область рационального применения, перспективные направления развития. Сюда же следует отнести установление эмпирических зависимостей показателей горных работ от методов работ и горнотехнических условий, с той, однако, оговоркой, что производственно-техническое обобщение принято понимать как общий анализ, не использующий сложного математического аппарата.

Аналізу подвергаются, например, структура себестоимости (или трудоемкости) добычи полезного ископаемого, выявляются доли затрат на различные производственные процессы или элементы. В результате можно установить, какие процессы или элементы требуют усовершенствования в первую очередь и в каком преимущественно направлении. Так, если на долю какого-либо процесса приходится значительная часть затрат, то главным направлением будет удешевление его. В ином случае можно пойти на некоторое удорожание, если это серьезно улуч-

шит производительность и условия труда на последующих процессах, более дорогих и трудоемких.

Объектами анализа могут быть динамика себестоимости (трудоемкости) добычи руды или динамика структуры этой себестоимости во времени. Это дает представление об экономической эффективности проводившихся в рассматриваемый период технических или организационных мероприятий, о перспективности методов работ в зависимости от роста их показателей. Выявление эффективности какого-либо мероприятия на основе динамики показателей усложняется тем, что в базовый период осуществляют несколько усовершенствований, а практические данные показывают лишь общий их результат

§ 3. ФИЗИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ

Разработка месторождений связана с такими специфическими явлениями, как действие взрыва, перемещение отбитой руды в очистном пространстве под действием гравитационных сил, горное давление, сдвигание и самообрушение пород и т. п. Условимся называть их горнотехнологическими явлениями.

Эффективность разработки месторождений, и в частности очистной выемки, зависит от умения управлять горнотехнологическими явлениями, предвидеть ход их развития.

Эти явления отличаются многообразием и сложностью, затрудняющей теоретические исследования, и вместе с тем, лишь отчасти поддаются или совсем не поддаются наблюдению в натуре.

Возможности экспериментального исследования значительно расширяет физическое моделирование разрушения и перемещения горных пород и других процессов. Помимо выяснения частных ситуаций оно может дать общую картину явления и приближенную количественную характеристику.

Краткие сведения о теории физического моделирования механических систем. Очевидно, модель должна быть такой, чтобы по ее поведению можно было судить о поведении объекта в натуре. Правомерно ли с этой точки зрения использовать уменьшенную копию исследуемого объекта?

Предположим, что какой-либо предмет уменьшили в линейных размерах во сколько-то раз, но не изменили его материала. Тогда напряжения в материале, возникающие под давлением вышележащей части предмета, уменьшатся во столько же раз, что и линейные размеры, а прочность сохранится. Следовательно, когда большой по размерам предмет разрушится от собственной тяжести, уменьшенная его копия может свободно выдерживать не только свою массу, но и дополнительную нагрузку. Значит, уменьшение геометрических размеров при сохранении механических свойств материала нарушает подобие явлений.

Так, предположим, что в натуре целики данных размеров будут раздавлены массой вышележащих пород на глубине 800 м. Смоделируем это явление, приняв геометрический масштаб 1:1000. Тогда целики на модели должны быть раздавлены весом вышележащей толщи на глубине 0,8 м, а для этого материал модели должен быть в 1000 раз тяжелее или слабее либо, например, в 100 раз тяжелей и в 10 раз слабее и т. п.

Значит, во избежание искажения процесса при уменьшении линейных размеров необходимо изменять и какие-то другие константы. Соответствующие требования определяются теорией моделирования, учитывающей, что величины, характеризующие процесс, находятся в определенной взаимосвязи, обусловленной законами природы.

Подобие и масштабы моделирования. Общие сведения. Одноименными называют величины, имеющие одинаковую размерность, как например, прочность, напряжение и модуль упругости (даН/см²) или скорость движения тел и скорость звука (м/с) и т. п.

По М. В. Кирпичеву, подобными называются явления, происходящие в геометрически подобных системах, если у них во всех сходственных точках отношения одноименных величин постоянны. В этом и состоит требование к подобию при физическом моделировании. Постоянные числа, выражающие отношение одноименных величин модели и натуры, называются масштабами моделирования.

Масштабы моделирования могут выбираться произвольно лишь для части величины, а для всех остальных величин они находятся из соотношений, определяемых законами природы.

Механическое подобие. Явления, связанные с горным давлением, да и вообще большинство явлений в горных породах при обычных способах разработки месторождений могут быть отнесены к механическим системам, в которых происходит только перемещение тел, а другие изменения теплового, химического характера и т. п. могут не учитываться. Механическими системами могут считаться действие взрыва при разрушении и выбросе горных пород, перемещение отбитой руды и обрушенных налегающих пород при выпуске руды, проявления горного давления и т. п. Эти явления относятся к области динамики, изучающей движение в связи с действующими силами.

В механически подобных системах все параметры, характеризующие механические процессы одной системы, могут быть получены простым умножением соответственных параметров другой системы на масштабы моделирования.

Для расчета масштабов моделирования существуют правила, которые рассмотрим на следующем примере. При равномерно ускоренном движении

$$a = \frac{2L}{t^2},$$

где a — ускорение, м/с²; L — расстояние, м; t — время, с.

Очевидно, что

$$a_1 = \frac{2L_1}{t_1^2};$$

$$a_2 = \frac{2L_2}{t_2^2}.$$

Индексами 1 и 2 здесь и ниже обозначаем соответственно натуру и модель.

Далее через C будет обозначаться масштаб моделирования величин, указанных в индексе. Соответственно: C_L — линейный масштаб; C_a — масштаб ускорений; C_t — масштаб времени и т. п.

$$C_a = \frac{a_2}{a_1} = \frac{2L_2}{t_2^2} : \frac{2L_1}{t_1^2} = \frac{L_2}{L_1} \left(\frac{t_1}{t_2} \right)^2.$$

Здесь

$$\frac{L_2}{L_1} = C_L; \quad \frac{t_1}{t_2} = \frac{1}{C_t}.$$

Следовательно,

$$C_a = \frac{C_L}{C_t^2}.$$

Тогда как размерность

$$a = \left[\frac{L}{t^2} \right].$$

Отсюда видно, что соотношение масштабов моделирования различных величин соответствует их размерности. Так, размерность скорости $\left[\frac{L}{t} \right]$, значит $C_v = \frac{C_L}{C_t}$, размерность силы $[\rho L^3 a]$ (где ρ — плотность), следовательно, $C_F = C_\rho C_L^3 C_a$ и т. п.

Этим подтверждается то, что для всех величин с одинаковой размерностью одинаковым должен быть и масштаб моделирования.

Особенности моделирования безразмерных величин рассмотрим на примере коэффициента трения f . Он равен частному от деления силы трения $F_{тр}$ на силу давления F_d (по нормали к плоскости трения). В натуре имеем

$$f_1 = F_{тр1} : F_{д1}.$$

Тогда

$$f_2 = \frac{F_{тр1}}{C_F} : \frac{F_{д1}}{C_F} = F_{тр1} : F_{д1} = f_1.$$

Следовательно, масштаб моделирования относительных (безразмерных) величин, таких, как например, угол трения, пори-

стость и т. п. в идеальном случае равен единице, т. е. величины на модели должны быть такими же, как и в натуре. Это следует из того, что безразмерные величины равны соотношению одноименных величин, масштаб моделирования которых одинаков.

Для механического подобия регламентируются масштабами следующие величины:

1) линейные размеры (геометрическое подобие); обычно масштаб определяется конструктивными соображениями;

2) время, скорость и ускорение. Для одной из этих величин масштаб выбирается произвольно, для других диктуется обязательными соотношениями (кинематическое подобие);

3) плотность или сила. Для одной из этих величин масштаб выбирается произвольно, а для другой и всех производных величин диктуется определенными соотношениями (динамическое подобие).

В горном деле применяют следующие методы физического моделирования:

1. Моделирование в натуральных материалах (модель массива горных пород изготавливают из этих же горных пород):

а) в поле силы тяжести, т. е. на неподвижных стендах;

б) центробежное моделирование в натуральных материалах.

Модель помещают в центрифугу, чтобы за счет центробежного эффекта увеличить объемные силы во столько раз, во сколько уменьшены линейные размеры модели против натуре.

2. Моделирование в искусственных материалах:

а) в эквивалентных материалах. Механические константы их подбираются таким образом, чтобы поведение материала было подобным поведению среды в натуре. Прочность и модуль деформации этих материалов должны быть уменьшены против натуре пропорционально линейному масштабу (при постоянном объемном весе);

б) моделирование в специальных материалах с особыми физическими свойствами, в которых напряженное состояние определяется (а иногда и создается) с помощью оптического, электрического, магнитного или других физических эффектов. Наиболее распространено оптическое моделирование (в оптически активных материалах).

3. Комбинированные методы моделирования: центробежное моделирование в эквивалентных материалах; центробежное моделирование в оптически активных материалах и т. п.

Все эти методы имеют свои достоинства и недостатки.

Так, при использовании натуральных материалов многие их свойства могут быть перенесены на модель наиболее полно. Но подобие нарушается в той или иной мере тем, что прочность массива горных пород снижена трещинами и другими макроструктурными элементами.

Далее, если натурные материалы используются на неподвижном стенде (т. е. в поле силы тяжести), то, как сказано выше,

напряжения от сил тяжести уменьшаются на модели против натуре пропорционально линейному масштабу, а прочность материала не снижается; следовательно, динамическое подобие нарушается. При исследовании разрушения или деформаций пород этот метод применим лишь при условии, что разрушение (деформации) вызывается не собственной тяжестью материала, а каким-то посторонним действием, например взрывом. Однако в этом случае силы, действующие на единицу объема среды, будут такими же, как в натуре. Значит, такими же будут и траектории выброса частиц, что нарушает кинематическое подобие, так как баллистическая кривая на модели должна быть гораздо круче. Поэтому перемещение взорванной массы здесь не моделируется. Следует отметить и технические трудности изготовления из горных пород блоков сложной конфигурации, образования в горных породах отверстий диаметром $1 \div 5$ мм, имитирующих взрывание скважин при линейном масштабе $1:10—1:100$ и меньше. В итоге моделирование в натуральных материалах используют в ограниченных целях.

Центробежное моделирование в принципе позволяет соблюдать динамическое подобие, но оно непригодно для определения перемещений среды. Необходимые в связи с помещением в центрифугу малые размеры модели ограничивают моделируемые объекты сравнительно простыми конструкциями.

Моделирование в эквивалентных материалах является единственным из имеющихся методов физического моделирования, который в принципе пригоден для всестороннего, с позиций динамики и кинематики, исследования сложных явлений, в которых состояние среды изменяется и в пространстве, и во времени. Так, среда в одних местах может деформироваться упруго, в других — пластически, в третьих — уже может быть разрушена, а со временем могут быть разрушены и другие участки модели. И все это воспроизводится на модели, включая деформации, разрушения и перемещения разрушенных масс.

Вместе с тем эквивалентные материалы значительно менее прочны по сравнению с горными породами и потому обычно обладают в большей мере пластичными и в меньшей — упругими свойствами. Это может исказить физическую картину. Так, при взрывном разрушении крепких пород большое значение имеют ударные волны. Если же взрыв моделируется в более пластических материалах, то энергия ударных волн поглощается в ближней зоне, и главная роль переходит к давлению расширяющихся газов. При исследовании проявлений горного давления изменяется против натуре картина напряженного состояния пород, так как в связи с пластичностью искусственных материалов расширяются зоны (относительные) влияния выработок и соответственно снижаются концентрации напряжений. Но эти недостатки в какой-то мере сокращаются за счет функционального подобия, о котором сказано ниже.

Моделирование в эквивалентных материалах позволяет ис-

следовать совместно, например, разрушение и выброс породы при взрыве, разрушение пород под воздействием горного давления и последующее их опускание при выемке руды под ними и т. п.

Моделирование в специальных материалах позволяет воспроизвести на модели любую самую сложную конфигурацию и при этом довольно точно определить напряженное состояние.

Но обычно предполагается одинаковое, причем идеализируемое (в большинстве случаев упругое) состояние среды на всем протяжении опыта, и перемещения воспроизводятся лишь деформационные. Все это существенно ограничивает характер рассматриваемых явлений.

Из специальных материалов наиболее широко применяют оптические активные материалы для исследования напряженного состояния массивов сложной конфигурации в пределах упругих деформаций.

Условия применения различных методов определяются указанными их достоинствами и недостатками. В конкретном случае необходимо выделить интересующие нас в первую очередь стороны исследуемого процесса и принять тот метод моделирования, при котором эти стороны будут наиболее сходны с натурой. Так, если исследуется лишь разрушающее действие взрыва, то можно использовать на модели натурные материалы. Если же нас интересует также и перемещение взорванных пород, то должны использоваться эквивалентные материалы и т. п.

Условности моделирования. При любом методе моделирования практически невозможно соблюсти одновременно масштабы для всех величин механической системы. Поэтому в каждом случае выделяют минимальное число величин, наиболее существенно влияющих на исследуемые стороны процесса. Для этих величин масштабы моделирования соблюдаются наиболее тщательно, даже за счет нарушения подобия по остальным величинам, если нельзя иначе. Так, если при моделировании в искусственных материалах устанавливают упругие деформации пород, то важен масштаб модуля упругости, а масштабом прочности можно в известной мере пренебречь; требуется лишь, чтобы материал работал в пределах упругих деформаций. Если же исследуется разрушение пород, то важен масштаб прочности и т. п.

Вместе с указанными условностями следует учесть и то, что механические константы натурального массива горных пород определяются пока что весьма приближенно.

Крайне важное правило моделирования заключается в том, что по возможности (т. е. при наличии контрольных данных о поведении природы) используется принцип так называемого **функционального подобия**. Например, моделируя горное давление и зная для частного случая, при каком пролете обнажения данных пород начинается обрушение кровли, надо так подобрать модель, чтобы критический пролет обнажения имел сход-

ственную величину. Исследуя действие взрыва, следует воспроизвести на модели какой-либо взрыв, результаты которого в натуре известны, и если на модели получится иная картина, то модель должна быть скорректирована по сравнению с теоретическим расчетом.

Рассмотрим методы моделирования по отдельности.

Моделирование в эквивалентных материалах. Принцип. Этим методом моделируют, например, действие взрыва при разрушении горных пород, выпуск руды, горное давление и т. п.

Модель изготавливают из искусственных материалов, называемых эквивалентными и заведомо отличающихся от натуральных по механическим свойствам. Эти свойства должны находиться в определенных соотношениях с механическими константами моделируемой среды, с тем чтобы поведение эквивалентного материала было подобным поведению среды в натуре.

Геометрическое подобие. Геометрический масштаб

$$C_L = \frac{L_2}{L_1}.$$

Выбирают геометрический масштаб преимущественно по конструктивным соображениям: надо, чтобы модель поместилась в отведенном для нее помещении и т. п. В идеальном случае геометрический масштаб распространяется на все размеры и формы. Вместе с тем для ряда геометрических характеристик пользуются функциональным подобием. Так, моделируя выпуск руды, подобие шероховатости кусков руды и стенок очистного пространства можно заменить равенством коэффициентов трения.

Кинематическое подобие. Моделирование производится в поле силы тяжести. Следовательно ускорение силы тяжести в натуре и на модели одинаково. Отсюда масштаб моделирования ускорений

$$C_a = 1. \quad (\text{VIII.4})$$

Из размерности $a = \frac{L}{t^2}$ следует, что $C_a = \frac{C_L}{C_t^2}$ (L — линейный размер; t — время).

Отсюда и из формулы (VIII.4) масштаб моделирования времени

$$C_t = \sqrt{C_L}. \quad (\text{VIII.5})$$

Из выражения $v = \frac{L}{t}$ следует, что $C_v = \frac{C_L}{C_t}$.

Отсюда и из формулы (VIII.5) масштаб моделирования скорости

$$C_v = \sqrt{C_L}. \quad (\text{VIII.6})$$

Динамическое подобие. За исходный масштаб здесь принимают масштаб плотности C_ρ :

$$\rho = \frac{\gamma}{g},$$

где g — ускорение свободного падения, т. е. постоянная величина. Поэтому $C_\rho = C_\gamma$, где C_γ — масштаб моделирования объемной массы, которым и пользуются. Этот масштаб устанавливается в зависимости от объемной массы γ_2 основного материала модели, т. е.

$$C_\gamma = \frac{\gamma_2}{\gamma_1}, \quad (\text{VIII.7})$$

и распространяется на остальные материалы, объемные веса которых существенно влияют на исследуемый процесс, т. е.

$$C_\gamma^i = \text{const.}$$

Найдем теперь масштаб моделирования масс, сил и связанных с ними величин.

Масса $m = \rho L^3$, масштаб масс $C = C_\gamma C_L^3$.

Сила $F = ma$. Значит, $C_F = C_\gamma C_L^3 C_a$. Отсюда и из формулы (VIII.4) масштаб моделирования сил

$$C_F = C_\gamma C_L^3. \quad (\text{VIII.8})$$

Для напряжений σ и модуля упругости E , имеющих размерность $\frac{F}{L^2}$, масштаб моделирования с учетом формулы (VIII.8)

$$C_\sigma = C_\gamma C_L; \quad (\text{VIII.9})$$

$$C_E = C_\gamma C_L. \quad (\text{VIII.10})$$

Такой масштаб моделирования относится и к модулю деформации пластичных пород, сыпучих тел и т. п., а также к коэффициенту сцепления сыпучего тела.

Следует указать на интересную особенность метода эквивалентных материалов. Известно, например, что скорость звука

$$z = \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \text{ значит } C_z = \sqrt{\frac{C_E}{C_\rho}}, \text{ а с учетом формулы (VIII.10)}$$

$$C_z = \sqrt{C_L}.$$

Как видно из сравнения этого выражения и формулы (VIII.5), $C_z = C_v$, что подтверждает согласование условий динамического и кинематического подобия.

Для безразмерных величин, таких, например, как коэффициент трения, масштаб равен единице.

В виде исключения приходится отступать от этого последнего правила при моделировании сыпучей среды в отношении пористости ее, так как геометрическое подобие частиц привело бы к росту содержания мелких фракций, и следовательно,

к росту коэффициента сцепления (тогда как он должен на модели уменьшаться так же, как и прочность). Поясним, что сцепление вызывается контактными молекулярными силами. Подобие не было бы нарушено, если бы молекулярные силы эквивалентного материала были во много раз ослаблены. Но используемые материалы обладают примерно теми же молекулярными силами на поверхности, что и природный материал, поэтому, во избежание искажения картины, необходимо на модели резко уменьшить относительное количество мелких фракций.

Методику моделирования в эквивалентных материалах рассмотрим ниже на примере моделирования действия взрыва и горного давления.

Моделирование действия взрыва в эквивалентных материалах. Метод моделирования действия взрыва в эквивалентных материалах предназначен для исследования взрывного дробления массива пород, взрывного перемещения разрушенной горной массы, сейсмике, влияния взрывов на горное давление и т. п. (Метод предложен автором в 1956 г. и разработан им с участием В. Т. Сорокина и В. С. Уралова, использованы условия подобия моделирования горного давления в эквивалентных материалах, разработанные Г. Н. Кузнецовым).

Взрываемый массив воспроизводят на модели песчано-цементными (при линейном масштабе 1 : 25 и крупнее) или песчано-гипсовыми (при масштабе 1 : 50 ÷ 1 : 100) смесями, иногда с утяжелителем в виде свинцового порошка, а также пеком, который по своей хрупкости близок к скальным породам, или искусственным стеклом.

Используемые ВВ отличаются небольшим критическим диаметром (минимальным диаметром цилиндрического заряда, при котором еще обеспечивается устойчивая детонация с постоянной скоростью).

Величина заряда модели и масштаб замедления определяются условиями подобия. При диаметре зарядов от 1,5 мм и более (примерно до 4 мм) используют порошкообразные ВВ, обычно тэн, который при имитации взрывных скважин засыпают в стеклянные трубки или оставленные в модели массива цилиндрические полости соответствующего диаметра. Иногда моделируют взрывные скважины отрезками детонирующего шнура (в котором диаметр заряда составляет 2,3 мм), но наличие мягкой оболочки может исказить картину.

При очень малых геометрических масштабах (1 : 50 и менее) заряды модели должны иметь диаметр 1—0,5 мм и меньше. В таких случаях используют жидкие ВВ, а скважины имитируют стеклянными трубками.

На основе расчетов выбирают геометрический масштаб, тип эквивалентного материала, тип ВВ и конструкцию заряда и предварительно выбирают соотношение компонентов эквивалентного материала и величину (диаметр) зарядов. Принятую

таким образом модель проверяют экспериментально на функциональное подобие, т. е. моделируют взрыв, результат которого в натуре известен, после чего при необходимости вносят коррективы в соотношение компонентов материала или (и) величину заряда.

Если исследуют только перемещение породы, то эквивалентный материал может состоять из крепких частиц, сцементированных менее прочным веществом (и даже может быть насыпным при мелких масштабах моделирования). Аналогичный материал может быть использован и при моделировании разрушения сильно трещиноватого массива, который при взрыве расчленяется на куски по трещинам.

Условия подобия моделирования действия взрыва в эквивалентных материалах. За исходные масштабы принимаются: линейный масштаб моделирования C_L , масштаб ускорения $C_a = 1$ (так как модель и натура находятся в поле силы тяжести), масштаб объемной массы $C_\gamma = \frac{\gamma_2}{\gamma_1}$. Масштабы интервалов замедления взрывов C_t , сил C_F , прочности C_σ и модуля упругости пород C_E принимаются соответственно из формул (VIII.5), (VIII.8), (VIII.9), (VIII.10).

Экспериментально должно быть подобрано соотношение компонентов смеси, обеспечивающее требуемую величину $\sigma_{\text{раст } 2}$ и близкие к требуемым величинам $\sigma_{\text{сж } 2}$, E_2 .

Что касается зарядов ВВ, то геометрическое подобие их было бы возможно лишь при использовании на модели взрывчатых веществ с более низкой энергетической характеристикой. Но на модели используют ВВ с обычной энергетической характеристикой, поэтому размеры зарядов должны быть значительно уменьшены против определяемых геометрическим подобием.

Найдем масштаб из условия баллистического подобия. Экспериментально установлено, что скорость выброса материала при взрыве $V = k \frac{Q}{L_s}$ (Q — масса заряда ВВ; k — коэффициент пропорциональности).

Отсюда и из (VIII.6) масштаб моделирования массы заряда

$$C_Q = - \frac{C_L^{7/2}}{C_k},$$

где C_k — масштаб коэффициента пропорциональности; $C_k = 1$.

Тогда

$$C_Q \approx C_L^{7/2}. \quad (\text{VIII.11})$$

При цилиндрическом заряде

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

где d , l — диаметр и длина заряда; $\gamma_{\text{ВВ}}$ — плотность заряда ВВ.

Отсюда

$$d = 2 \sqrt{\frac{Q}{\pi l \gamma_{\text{вв}}}}; \quad C_d = \sqrt{\frac{C_Q}{C_L C_{\gamma_{\text{вв}}}}}.$$

С учетом (VIII.11) получим

$$C_d = \sqrt{\frac{C_L^{7.2}}{C_L C_{\gamma_{\text{вв}}}}} \quad (\text{VIII.12})$$

или окончательно

$$C_d = \frac{C_L^{5.4}}{\sqrt{C_{\gamma_{\text{вв}}}}}, \quad (\text{VIII.13})$$

а в распространенном случае, в котором $C_{\gamma_{\text{вв}}} \approx 1$,

$$C_d \approx C_L^{5.4}. \quad (\text{VIII.14})$$

Моделирование горного давления эквивалентными материалами разработано проф. Г. Н. Кузнецовым. Этим методом устанавливают (приблизительно) напряжение и деформации в массиве горных пород при проведении выработок и других способах нарушения естественного равновесия.

Масштабы моделирования прочности C_σ и модуля деформации пород определяются условиями (VIII.9) и (VIII.10). Оба эти масштаба вместе трудно обеспечить с достаточной точностью, поэтому в зависимости от характера задачи отдают предпочтение одному из них, например масштабу прочности, если исследуется сопротивление пород разрушению.

В качестве компонентов материала модели применяют кварцевый песок, тальк, молотую слюду, мел, глину, а также вяжущие — гипс, вазелин, парафин. Состав подбирают экспериментально таким образом, чтобы были соблюдены расчетные масштабы прочности и модуля деформации при данном объеме весе материала и принятом линейном масштабе.

Используют плоские горизонтальные и поворотные стенды, реже объемные стенды. Замеряют с помощью специальных датчиков давление в отдельных точках, смещения отдельных точек модели и деформации ее элементов.

Абсолютные смещения подвижной точки можно регистрировать неподвижным микроскопом в пределах его шкалы. Применяют также фотофиксацию: поверхность модели с установленными на ней марками систематически фотографируют, одновременно с ней фотографируются и неподвижные шкалы.

Пересчет на натуру происходит следующим образом:

$$l_1 = \frac{l_2}{C_L}; \quad \varepsilon_1 = \varepsilon_2;$$

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_2}{C_L C_\gamma};$$

$$F_1 = \frac{F_2}{C_\gamma C_L^3}.$$

Центробежное моделирование. В этом случае объемные силы веса воспроизводятся на модели центробежными инерционными силами.

Модели помещают в центрифугу, чтобы за счет центробежного эффекта увеличить объемные силы и, следовательно, увеличить масштаб объемной массы. Это позволяет изготовить модель из относительно прочных материалов, более близких к натурным, а при моделировании монолитного массива использовать на модели слагающие его горные породы.

Подобие обеспечивается соответствующим радиусом центрифуги и частотой ее оборотов.

Согласно вышесказанному масштаб моделирования масс $C_m = C_\gamma C_L^3$, а масштаб сил $C_F = C_\gamma C_L^3 C_a$, откуда масштаб напряжений $(C_F : C_L^2) C_\sigma = C_\gamma C_L C_a$.

Отсюда масштаб моделирования ускорений

$$C_a = \frac{C_\sigma}{C_\gamma C_L}.$$

Следовательно, необходимое ускорение центробежной силы

$$a_u = g \frac{C_\sigma}{C_\gamma C_L},$$

где g — ускорение свободного падения.

С другой стороны, из теоретической механики известно, что

$$a_u = \frac{V^2}{R},$$

где V — скорость движения массы, м/с;

R — радиус центрифуги, м.

Из двух последних формул найдем, что

$$V = \sqrt{\frac{g R C_\sigma}{C_\gamma C_L}}.$$

Отсюда необходимое число оборотов центрифуги в минуту

$$N = \frac{60V}{2\pi R} = \frac{30}{\pi R} \sqrt{\frac{g R C_\sigma}{C_\gamma C_L}} = \frac{30 \sqrt{g}}{\pi} \sqrt{\frac{C_\sigma}{C_\gamma C_L R}},$$

где

$$\frac{\sqrt{g}}{\pi} \approx 1.$$

Тогда в окончательном виде

$$N = 30 \sqrt{\frac{C_\sigma}{C_\gamma C_L R}}. \quad (\text{VIII.15})$$

При изготовлении модели монолитного массива из натурального материала, который даже в сравнительно небольших

блоках обладает примерно той же прочностью, что и массив, имеем $C_\sigma \approx 1$. $C_\gamma = 1$, следовательно

$$N = \frac{30}{\sqrt{C_L R}}.$$

Пример. Модель изготавливают из искусственного материала, $C_\gamma = 0,9$; $C_\sigma = 0,2$; $R = 1$ м; $C_L = 0,01$. Найти N .

Решение

$$N = 30 \sqrt{\frac{0,2}{0,01 \cdot 0,9 \cdot 1}} \approx 140, \text{ мин}^{-1}.$$

Применяют также центробежно-оптическое моделирование, т. е. помещают в центрифугу модель из оптически активных материалов, о которых сказано ниже.

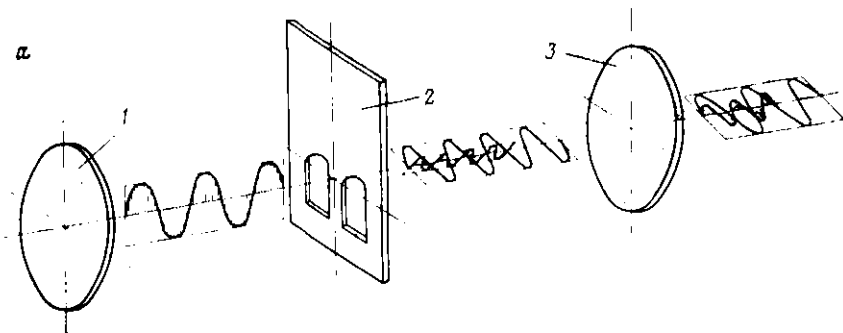
Недостатки центробежного моделирования — малые размеры модели и отсутствие наблюдений за промежуточными состояниями (телевидение возможно, но дорого и сложно).

Оптическое моделирование пригодно для изучения напряжений. Разделяется на статическое, применяемое для исследования горного давления, и динамическое, которым исследуют результаты взрыва, удара и т. п. Наиболее часто оптическое моделирование применяют для исследования распределения напряжений в горном массиве вокруг выработок и решают плоскую задачу — в плоскости, перпендикулярной к оси выработки. Соответственно модель имеет форму пластины с отверстиями, имитирующими сечения выработок.

Оптический метод (рис. VIII.4) основан на свойстве некоторых прозрачных изотропных (т. е. с одинаковыми во всех направлениях оптическими свойствами) материалов, таких, как целлулоид, желатин и др., приобретать под нагрузкой способность к временному двойному преломлению лучей поляризованного света. Напомним, что поляризация света основана на различии величин амплитуд световых колебаний в разных направлениях, перпендикулярных к направлению лучей.

Свет, у которого колебания происходят только в одном постоянном направлении или у которого направление колебаний изменяется регулярно, называется поляризованным светом. При прохождении через оптически активную модель поляризованный луч распадается на два луча с колебаниями в плоскостях действия двух главных нормальных напряжений, что изменяет окраску и степень яркости материала. По этим изменениям судят о распределении главных нормальных и касательных напряжений в модели.

На модели или воспроизводят весь разрез массива пород до земной поверхности, или заменяют верхнюю часть массива пригрузкой. Действие бокового распора заменяют пригрузкой с боковых торцов пластины.



Оптическое моделирование осуществляют как на неподвижных моделях, так и в центрифуге — с целью уменьшить размеры модели. Можно моделировать массив пород с различными свойствами и выработки любой формы.

Оптическим методом обнаруживают в прямой форме не сами величины главных нормальных напряжений σ_1 и σ_2 (здесь индексами 1 и 2 обозначены соответственно наибольшее и наименьшее нормальные напряжения), а разность между ними, т. е. максимальные касательные напряжения.

На фотографии нагруженной модели получаются одноцветные полосы (см. рис. VIII.4), которые являются изолиниями максимальных касательных напряжений. Цена полосы (одинаковая для всех полос) определяется с помощью тарировочного образца, представляющего собой сплошную пластинку. Очевидно, на этом образце изолинии горизонтальны.



Рис. VIII.4. Оптическое моделирование:

а — схема установки (1 — поляризатор; 2 — модель; 3 — анализатор); б — фотография пластины после нагружения в центрифуге. Исследовалось влияние зоны разрушенных пород 1 на распределение напряжений вокруг горной выработки 2

Максимальное касательное напряжение на глубине H составит

$$\tau_{\max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} = \frac{1}{2} \left(\gamma H - \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H \right),$$

или после преобразования

$$\tau_{\max} = \left(\frac{0,5 - \mu}{1 - \mu} \right) \gamma H. \quad (\text{VIII.17})$$

Цена полосы

$$\Delta \tau_{\max} = \frac{1}{n} \left(\frac{0,5 - \mu}{1 - \mu} \right) \gamma H, \quad (\text{VIII.18})$$

где n — число полос до глубины H .

По расположению и толщине одноцветных полос можно судить о направлениях главных нормальных напряжений (перпендикулярно к полосе и вдоль нее) и рассчитать их по величине.

В объемных моделях «замораживают» напряжения и деформации. Метод «замораживания» основан на способности некоторых оптически активных материалов, обычно эпоксидных смол, нагруженных при нагреве и охлажденных до комнатной температуры под нагрузкой, сохранять оптический эффект после снятия нагрузки. Охлажденную модель распиливают на тонкие (толщиной 2—4 мм) пластинки в различных направлениях. Каждая такая пластинка представляет собой как бы плоскую модель. Просвечиванием всех пластинок составляется объемная картина распределения напряжений.

Динамические силы на оптических моделях для упрощения заменяют статическим эквивалентным нагружением, что в первом приближении считают допустимым.

Голография. Для исследований горного давления начинают применять голографию. Материал модели может быть использован как натурный (горная порода), так и эквивалентный, с соответствующим нагружением его. Голографическим методом может быть получена полная картина объемного распределения напряжений, выраженная в виде полос, точнее — слоев равных напряжений, как и при оптическом моделировании.

§ 4. ЭКОНОМИКО-МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ

При проектировании процессов и рудника в целом, а также в исследованиях процессов и технологии разработки месторождений необходимо принимать технические решения.

Обычно отвечают заданным условиям несколько технических вариантов, например возможные отбойка шпуровая и скважинная, различные диаметры скважин и величины л. н. с., доставка руды скреперная и самоходным оборудованием, различные типоразмеры машин и т. д. Надо найти вариант наиболее выгодный (оптимальный) в экономическом отношении. В этом и состоит задача экономико-математических методов.

Критерии эффективности. Для решения подобных задач необходимо располагать количественным показателем эффективности, т. е. критерием эффективности (или, что то же самое, критерием оптимизации). Критерий эффективности обычно

имеет экономическое содержание, и требуется найти оптимальное техническое решение, при котором избранный критерий обращается в максимум (что относится, например, к доходу) или в минимум (например, затраты).

Общепринятый в народном хозяйстве критерий эффективности — приведенные затраты, который включает капитальные и эксплуатационные затраты, но учитывает разновременность затрат и отдает предпочтение экономии первоочередных (капитальных) затрат перед затратами более позднего периода.

Приведенные затраты могут быть общими, годовыми или удельными. Будем обозначать заглавными буквами абсолютные (годовые и общие) затраты, а строчными буквами — удельные затраты (на единицу запаса или продукта).

Приведенные годовые затраты, руб/год,

$$ПЗ = E_n K + C, \quad (\text{VIII.19})$$

где E_n — нормативный коэффициент эффективности, который принимают равным 0,1; 0,12; 0,15; это — обратная величина срока окупаемости капитальных затрат (размерность: год⁻¹); K — капитальные затраты или, применительно к оптимизации процессов, вообще первоначальные затраты на проходку выработок и оборудование, руб.; C — годовые эксплуатационные затраты (включая, как это и делается всегда, погашение капитальных затрат).

Здесь

$$C = C_k + C_3, \quad (\text{VIII.20})$$

где C_k — погашение капитальных затрат, руб/год; C_3 — затраты на рабочую силу, материалы, энергию, руб/год.

В свою очередь

$$C_k = \frac{K}{t}, \quad (\text{VIII.21})$$

где t — срок службы проектируемого объекта (в предположении постоянной его производительности).

Подставив (VIII.21) в (VIII.19), получим

$$ПЗ = E_n K + \frac{K}{t} + C_3. \quad (\text{VIII.22})$$

Отсюда видно, что капитальные затраты учитываются два раза, причем в сопоставимом объеме, так как $K = \frac{1}{t_{ок}}$, где $t_{ок}$ — срок окупаемости, сопоставимый со сроком службы объекта. В итоге отдается существенное предпочтение экономии капитальных затрат, как первоочередных. Делается это потому, что первоначальные затраты будут сразу же изъяты из баланса отрасли. Это лишает возможности ввести в действие определенные мощности, которые, будучи введенными, принесли бы определенную прибыль. Величина же $E_n K$ как раз и представляет

собой недополученную годовую прибыль на других предприятиях отрасли из-за отвлечения средств K на данное предприятие.

Затраты удобнее определять только **сравнительные**, т. е. различающиеся при сравниваемых вариантах. Так, если сопоставляются между собою, например, шпуровая отбойка и скважинная отбойка, то сравнительными будут затраты на проходку буровых выработок, бурение, зарядание, ВВ, вторичное дробление и доставку руды, иногда на поддержание выработок в связи с различием сейсмического эффекта (включая, конечно, затраты на оборудование для бурения и для доставки руды).

Можно пользоваться как годовыми, так и удельными приведенными затратами. Последние удобнее, когда расчет касается процессов очистной выемки и вообще технических решений не по руднику в целом, а по блокам или участкам.

Удельные приведенные затраты могут быть на 1 т отработанного запаса руды, на 1 т полученной рудной массы (введем здесь индекс «р. м.») или на 1 т конечного продукта — концентрата или металла (индекс «к. п.»).

Поскольку помимо приведенных затрат обычно приходится учитывать и ущерб от неполного извлечения запаса, наиболее удобно относить затраты к 1 т отработанного запаса.

Соответственно, критерий эффективности, руб/т

$$y = nз + y_{n; p}, \quad (\text{VIII.23})$$

где $nз$ — удельные приведенные затраты на тонну погашенного запаса, руб/т; $y_{n; p}$ — удельный ущерб от потерь и разубоживания руды при погашении тонны запаса, руб/т.

Из (VIII.19) и (VIII.23) следует, что

$$y = E_n k + c + y_{n; p}. \quad (\text{VIII.24})$$

Здесь k — удельные капитальные затраты на отработку 1 т рудного запаса в год, руб/год; c — удельные затраты (капитальные и эксплуатационные) на отработку 1 т рудного запаса, руб/т; $y_{n; p}$ — см. раньше.

Величины k и c определяются специальным расчетом или на основе имеющейся калькуляции.

Расчет ведется на объем работ по блоку (участку), в этом случае

$$k = \frac{K}{P} \frac{1 - n}{1 - p}, \quad (\text{VIII.25})$$

где K — см. раньше; P — производительность блока по рудной массе, т/год; n, p — потери металла и разубоживание руды (в долях единицы); $\frac{1 - n}{1 - p}$ — выход рудной массы при добыче.

$$c = \frac{K}{t} + \frac{C_3}{P}. \quad (\text{VIII.26})$$

Условные обозначения — см. выше.

В случае выборки необходимых данных из калькуляции (проектной или отчетной) себестоимости добычи 1 т рудной массы

$$k = (c_{\text{пр.р.м}} t_{\text{бл}} + c_{\text{об.р.м}} t_{\text{об}}) \frac{1-n}{1-p}, \quad (\text{VIII.27})$$

где $c_{\text{пр.р.м}}$ — погашение затрат на подготовку блока, руб/т (рудной массы); $c_{\text{об.р.м}}$ — то же, на оборудование; $t_{\text{бл}}$ — срок отработки блока, лет; $t_{\text{об}}$ — срок погашения стоимости оборудования, лет.

$$c = c_{\text{пр.р.м}} + c_{\text{об.р.м}} + c_{\text{э.р.м}},$$

где $c_{\text{э.р.м}}$ — затраты на рабочую силу, материалы, энергию, руб/т (рудной массы).

При сроке погашения первоочередных затрат менее 3 лет можно пренебречь величиной $E_n k$, т. е. при $t < 3$

$$y \approx c + y_{n;p} \rightarrow \min. \quad (\text{VIII.28})$$

Если к тому же показатели извлечения руды при сравниваемых вариантах примерно одинаковы, т. е. если $t < 3$; $n = \text{const}$; $p = \text{const}$, то

$$y \approx c. \quad (\text{VIII.29})$$

Исходные данные. Часть величин, входящих в условие оптимизации, определяют техническими расчетами. Это — объем выработок, расход взрывных скважин и ВВ на отбойку, потери руды в постоянных целиках и т. п. Но такие величины, как, например, затраты на доставку материалов и оборудования, на поддержание выработок (в руб. на 1 м в год или в месяц), потери руды в связи с неполной отбойкой у контактов залежи, затраты на вторичное дробление и доставку руды при различных параметрах отбойки и т. п. могут быть приняты лишь по практическим, проектным или нормативным данным при наличии таковых или определены по эмпирическим зависимостям. Причем по всем сравниваемым вариантам обязательно должны использоваться показатели одинакового происхождения, т. е. только практические, или только проектные, или специальные расчетные и т. п. Используемые стоимостные проектные или практические данные по разным рудникам должны быть пересчитаны на условия данного рудника с введением поправочных коэффициентов к заработной плате, ценам на материалы и т. п.

Обычно расчет дает лишь предварительный результат. Дело в том, что часть перечисленных и подобных им величин и факторов в большинстве случаев не удастся оценить количественно. И если мы в последующих методиках вводим такие величины, то главным образом для того, чтобы, во-первых, направить внимание на изыскание способов их определения и, во-вторых, учесть их влияние по общим соображениям. Последнее касается и ряда

существенных факторов, вообще не поддающихся количественной оценке, таких, например, как условия труда.

Как дополнительный фактор следует учитывать и производительность труда (хотя заработная плата и учтена в критерии эффективности). Объясняется это ограниченностью ресурсов в горнорудных районах и спецификой условий труда горняков.

Существенные, но не отраженные в расчете факторы, учитывают тем, что смещают выбранную величину параметра от расчетного оптимума в сторону уменьшения или увеличения, в зависимости от характера влияния неучтенных факторов, причем, как правило, смещают в пределах интервала, в котором изменение параметра не вызывает значительного изменения расчетного критерия.

В число экономико-математических методов входят так называемые графоаналитический, аналитический и метод вариантов (относительно простые); методы исследования операций, которые требуют сложного математического аппарата, излагаются студентам в особой дисциплине.

Графоаналитический и аналитический методы оптимизации. Эти методы, которые можно было бы назвать также методами экстремума, применяют в тех случаях, когда между рассматриваемым параметром и избранным критерием оптимизации имеется плавная зависимость. Принципы использования их в отношении диапазона значений оптимальной величины в связи с точностью исходных данных и ряд методик практического применения разработаны акад. М. И. Агошковым. Плавная зависимость имеет место, когда влияющие факторы изменяются непрерывно. Так, если длина доставки руды изменяется непрерывно и выбирается только для данного оборудования, то метод экстремальных значений подходит; но если длина может иметь лишь определенные значения, например кратные расстоянию между ортами, или если при каком-то увеличении длины должно быть применено другое оборудование (более мощное или другого типа), то зависимость себестоимости доставки от расстояния получит скачкообразный характер.

Зависимость критерия оптимизации от рассматриваемого параметра складывается из совместного влияния противоположно действующих факторов. Так, при очень малом расстоянии доставки руды требуются высокие затраты на проходку рудоспусков, а при большом расстоянии возрастает себестоимость доставки руды, поэтому оптимальное расстояние доставки будет находиться где-то внутри интервала возможных значений и будет соответствовать нижней точке (экстремуму) кривой, выражающей зависимость затрат от расстояния доставки.

Методы экстремальных значений заключаются в следующем. Оптимизируется параметр x по критерию y (сумма приведенных затрат и ущерба от потерь и разубоживания руды);

при $y \rightarrow y_{\min}$; $x \rightarrow x_0$, где x_0 — оптимальное значение параметра.

Для аналитического решения необходимо найти зависимость

$y=f(x)$. Выразить ее численно в большинстве случаев не удастся, поэтому обычно применяют графоаналитический метод (рис. VIII.5). Для построения графической зависимости производят расчет по четырем вариантам, различающимся между собой величиной рассматриваемого параметра. Находят для каждого варианта значение критерия эффективности, которое наносят на график, и по полученным четырем значениям строят кривую (трех значений, как известно, недостаточно для построения кривой). Нижняя точка кривой соответствует оптимальной величине параметра.

Как видно из графика, имеется пологий участок кривой, в пределах которого величина критерия изменяется не более чем на 5—10 %. Поэтому следует оперировать не точкой, а зоной оптимальных значений. В пределах этой зоны величину параметра выбирают по соображениям, не отраженным в критерии эффективности.

Решение в общем виде одной из задач графоаналитическим методом оптимизации показано на рис. VIII.5.

Аналитический метод оптимизации основан на дифференцировании. Применим он в тех редких случаях, когда удастся найти аналитическую зависимость $y=f(x)$.

По этой зависимости находят первую производную $y'=f'(x)$, приравнивают ее нулю и отсюда определяют оптимальное значение x_0 , которое обеспечит наименьшую величину $y_{\min}$, т. е. при

$$f'(x) = 0 \quad x = x_0.$$

Зона оптимальных значений x ограничивается x_1 и x_2 , т. е. $x_1 < x_0 < x_2$, а x_1 и x_2 находят из условий:

$$f(x_1) = (1 + T) y_{\min}; \quad f(x_2) = (1 + T) y_{\min}.$$

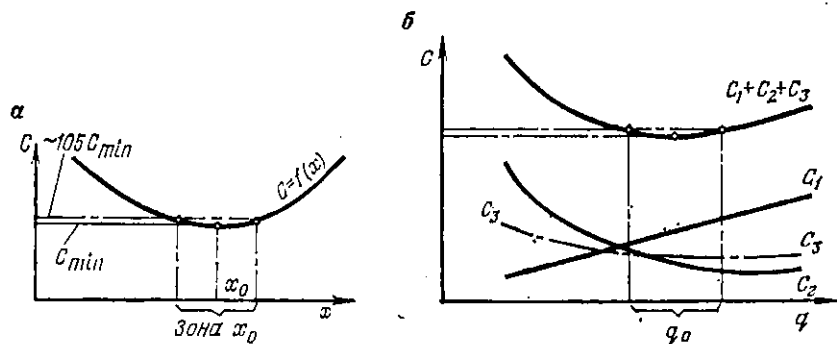


Рис. VIII.5. Графоаналитический метод:

а — принципиальная схема (x — оптимизируемый параметр; x_0 — оптимальное его значение; c — критерий эффективности (минимизируемый); б — схема оптимизации удельного расхода ВВ на отбойку q ; c_1 — себестоимость отбойки, руб/т; c_2 — то же, вторичного дробления и доставки руды; c_3 — затраты на транспорт и вспомогательные процессы, руб/т (C_2 и C_3 в зависимости от концентрации горных работ)

Здесь T — точность расчетов в долях единицы. Так, при точности 5 % $T=0,05$.

$$f(x_1) = 1,05y_{\min}; \quad f(x_2) = 1,05y_{\min}.$$

Подставив величину x_0 в уравнение $y=f(x)$, найдем $y_{\min}$, после чего напишем равенство $1,05 y_{\min}=f(x)$, из него найдем x_1, x_2 .

Метод вариантов применяют главным образом в тех случаях, когда сравниваемые решения различаются не только количественно, но и качественно, как, например, при выборе метода отбойки руды; способа механизации доставки руды, вида или параметров обрушения и т. п.

Порядок следующий. Намечают из числа имеющихся или разрабатывают новые варианты технического решения. Из них по инженерным соображениям отбирают конкурентоспособные варианты (обычно два—три), которые заведомо лучше остальных, но при сравнении между собой имеют существенные достоинства и недостатки, например один из вариантов более экономичен в эксплуатации, но требует дорогостоящего оборудования или повышает потери руды и т. п.

Сравнение таких вариантов требует расчета. Для этого выбирают критерий эффективности. Каждый из конкурентоспособных вариантов разрабатывают в той минимальной степени, которая необходима, чтобы определить лучшую для него величину критерия эффективности. Поясним примером. Выбирается оборудование для доставки руды при донном выпуске из крупного очистного блока. В результате логического отбора остаются варианты: 1) мощные погрузочно-доставочные машины; 2) вибрационные питатели и конвейеры. Тогда по каждому из вариантов необходимо выбрать оборудование, например ПД-8 для первого варианта, определить сечение доставочных выработок, оптимальное расстояние между рудоспусками, в которые доставляют руду, сечение и глубину рудоспусков и т. п. Лишь после этого рассчитывается величина критерия эффективности. Аналогично и по другому варианту.

ПРОЦЕССЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Глава IX

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ РУДНОЙ МАССЫ

§ 1. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ НА ТРАНСПОРТЕ РУДЫ

Подземным транспортом рудной массы (сокращенно — руды) называют перемещение по транспортным выработкам доставленной из забоя руды от выемочного блока до рудоподъемного ствола. Погрузка на транспорт из очистных блоков осуществляется питателями, конвейерами, погрузочными машинами или скреперами. При штольном вскрытии руда может транспортироваться непосредственно на земную поверхность.

Подземный транспорт бывает периодического действия — рельсовый, т. е. локомотивный, и безрельсовый, в основном автомобильный, и, реже, непрерывного действия — конвейерный и трубопроводный — гидравлический и пневматический.

На большинстве рудников, в связи с большой объемной массой, крепостью, абразивностью и кусковатостью руд, большим числом погрузочных пунктов и испостоянством их мест, применяют рельсовый транспорт. Преобладающим видом локомотивов являются контактные электровозы, реже аккумуляторные, иногда дизелевозы (Англия, Франция), или воздуховозы (ФРГ, Чехословакия).

Безрельсовый транспорт руды применяют лишь на отдельных рудниках.

Конвейерный транспорт широко используют на калийных и марганцевых рудниках, где применяют механическую отбойку. При взрывной отбойке имеются лишь отдельные примеры транспортирования руды ленточными конвейерами, с предварительным измельчением руды в дробилках. С появлением ленточно-тележечных конвейеров область применения конвейерного транспорта руды может быть несколько расширена на крупных концентрационных горизонтах.

Трубопроводный транспорт руды почти не встречается, так как для него размер кусков должен быть не более 50 мм, а еще лучше — не более 10 мм. В перспективе можно ожидать применения гидротранспорта руд главным образом при механической отбойке.

Для вспомогательных перевозок при электровозном транспорте руды применяют электровозы или автомобили. Вспомогательные автомобильные перевозки применяют на рудниках СССР, Швеции, Канады, США, Англии, ЮАР и других стран, причем иногда перевозят людей и материалы от поверхности до забоя по наклонному стволу и штрекам и далее по наклонным заездам на подэтажи.

При конвейерном транспорте руды вспомогательный автомобильный транспорт применяют, в частности, на калийных рудниках СССР.

Рассмотрим электровозный транспорт руды.

Контактные электровозы используются сцепной массой от 3 до 35 т. Вагоны применяют в основном с глухим кузовом вместимостью $0,7 \div 10 \text{ м}^3$. Вагоны с откидной боковой стенкой и опрокидные вместимостью $0,5 \div 4 \text{ м}^3$ применяют главным образом при небольшой длине откатки и небольшом сроке службы горизонта, так как они не требуют устройства опрокида. В иных условиях вагоны с откидной стенкой применяют редко, так как они загрязняют пути просыпью.

Основной размер колеи на рудниках СССР 750 мм, на маленьких рудниках встречается колея 600 мм, на крупных 900 мм.

За рубежом имеются вагоны вместимостью $20 \div 30 \text{ м}^3$ с донной разгрузкой на колею 900 мм.

Параметры подвижного состава зависят от производительности рудника.

Вагоны для руды и пустой породы часто принимают одинаковыми.

Организация работ на электровозном транспорте следующая. Обычно локомотив закреплен за составом. При малом числе и постоянстве мест погрузки локомотив может быть закреплен за погрузочным пунктом, при этом лучше использование локомотива во времени, но для маневров состава на погрузочном пункте требуются дополнительно лебедки или электровозы малой мощности.

На руднике разрабатывают графики движения электровозов, планы расстановки вагонного парка на начало смены, определяющие число вагонов в околоствольном дворе, на разминках и у пунктов погрузки.

Внутришахтный транспорт (ВШТ) на крупных шахтах выделяют в самостоятельный производственный участок, имеющий службы пути, движения, тяги и диспетчерскую. Начальники служб подчинены начальнику ВШТ. На мелких и средних шахтах руководство отдельными перечисленными службами нередко осуществляют: горный мастер по движению, механик подземного транспорта, бригадиры по настилке и ремонту пути, по ремонту эксплуатирующихся горных выработок и подвижного состава.

В подчинении начальника службы пути находится бригада

по ремонту и настилке пути и бригада по ремонту и поддержанию откаточных выработок.

Служба движения организует движение транспортных средств.

Служба тяги контролирует состояние транспортных средств и тяговых подстанций, планирует и выполняет их ремонт. В подчинении начальника службы тяги — механик и бригада электрослесарей.

Диспетчерская служба может быть одноступенчатой (при добыче до $500 \div 1000$ т/сут) и двухступенчатой. При одноступенчатой схеме участок ВШТ контролируется горным диспетчером, в ведении которого координация работы добычных участков и всех вспомогательных служб. При двухступенчатой схеме помимо горного диспетчера есть диспетчер по движению. В его ведении находится работа подземного транспорта, подъема, подстанций, конвейерных выработок общешахтного значения.

Диспетчер управляет ВШТ с помощью телефонной связи, сигнализации, централизации и блокировки. Он контролирует выполнение плановых графиков движения и при необходимости изменяет их для предотвращения простоев добычных участков и транспортных средств, а также для соблюдения заданного качества рудной массы.

Рабочие ВШТ имеют временно-премиальную оплату, премия исчисляется в зависимости от выполнения плана по руднику (или горизонту) в целом. Труд машинистов электровоза иногда оплачивается сдельно в зависимости от объема перевозок.

На ряде рудников в участок ВШТ вводят люковых: люковой прикреплен к составу или к пункту погрузки. Если при погрузке составов требуется взрывание для дробления негабарита и ликвидации завесаний, то в участок ВШТ нередко вводят взрывников; взрывники и люковые в этом случае оплачиваются по той же системе, что и машинисты электровозов.

На участке ВШТ при электровозном транспорте занято $10 \div 25$ % подземных рабочих, например, около 15 % на шахтах производственного объединения «Кривбассруда».

Производительность электровоза на рудниках СССР в условиях крупных шахт на эксплуатационных горизонтах $250 \div 450$ т/смену, редко $700 \div 800$ т/смену, а на концентрационных горизонтах $800 \div 1500$ т/смену. Производительность работ на электровозном транспорте по участку ВШТ в целом $50 \div 160$ т/чел.-смену.

В участок ВШТ при конвейерном транспорте руды входят мотористы, слесари и другие рабочие; все они имеют временно-премиальную оплату.

§ 2. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ НА ПОДЪЕМЕ РУДЫ

Подъем руды бывает периодического действия — клетевой, скиповой, в автомашинах; непрерывного действия — конвейерный, трубопроводный (гидравлический, пневматический — контейнерный).

Наиболее распространены подъемы скиповой и клетевой: клетевой — при производственной мощности шахты обычно до $0,5 \div 0,8$ млн. т/год, в перспективе до 1,5 млн. т/год; скиповой — при более высокой мощности.

Вывоз руды на земную поверхность автосамосвалами (по наклонным стволам) пока распространен мало. Автомобильный подъем руды считают рентабельным при глубине разработки до $250 \div 300$ м и производственной мощности до 1,5 млн. т/год, в основном там, где руду можно перевозить в автосамосвалах от забоя до поверхности без перегрузок.

Конвейерный подъем руды по наклонным стволам в СССР осуществлен на марганцевых шахтах, где применяется механическая отбойка, а также на отдельных очень крупных (порядка 10 млн. т/год и более) рудниках, применяющих взрывную отбойку.

Гидравлический подъем руды, при котором крупность материала должна быть не более $50 \div 100$ мм, может найти промышленное применение на крупных шахтах с механической отбойкой руды, в первую очередь на калийных рудниках (с использованием насыщенного солью раствора).

Подъем в организационной структуре мелких и средних рудников входит в виде службы в состав участка ВШТ. На крупных рудниках организуется самостоятельный участок подъема.

При скиповом и клетевом подъемах участок (служба) подъема выполняют следующие работы:

- обслуживание подъемных установок, т. е. управление подъемными машинами, обеспечение безаварийной работы подъемного оборудования, контроль состояния подъемных канатов;

- спуск-подъем грузов, т. е. обслуживание погрузочно-разгрузочного оборудования в околоствольном дворе, включая дробильно-перегрузочный узел; обеспечение посадки-высадки людей; контроль за движением подъемных сосудов по стволу; поддержание и ремонт стволов.

Обязанности основных рабочих следующие:

- у машиниста подъемной установки — осмотр подъемной машины, включая контрольные приборы;

- у помощника машиниста — смазка отдельных узлов и деталей, чистота в машинном зале;

- у контрольного машиниста (одного на $1 \div 2$ подъемные установки) — проверка всех элементов подъемной установки и текущий ремонт их;

- у механика подъемных установок — регулировка тормозов

(с контрольным машинистом); ежедневный разбор с персоналом всех случаев нарушения ПТБ и ПТЭ; осмотр отдельных узлов (полный осмотр 1 раз в 3÷5 дней при обслуживании 2÷4 подъемных установок), руководство ремонтом. Подчиняется механику рудника и главному механику рудоуправления. Участвуют в осмотре армировки ствола в составе комиссии.

В составе участка подъема — начальник участка и его заместитель, механик подъема и в ряде случаев электромеханик подъема и рабочие: дозаторщики скипового подъема, машинисты опрокида, машинисты подъемов, машинисты дробилки и питателей дробилки, накатчики-съемщики вагонов, слесари и электрослесари, электросварщики.

Численность рабочих подъема в средних условиях составляет 3÷6 % общего числа трудящихся по руднику; производительность труда рабочих участка подъема 100÷350 т/смену; доля затрат на подъем в общерудничной себестоимости руды — 4÷10 %.

§ 3. ПРОЦЕССЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДНОЙ МАССЫ

Качество руды и рудной массы оценивают по содержанию в них полезных компонентов, а также по содержанию полезных или вредных примесей, т. е. сопутствующих минералов, соответственно улучшающих или ухудшающих показатели переработки рудной массы — стоимость переработки и полноту извлечения полезных компонентов. Качество рудной массы существенно влияет на количество, качество и себестоимость продукции и степень использования недр.

Качество рудной массы зависит как от свойств месторождения, так и от управляемых факторов, к которым относятся: 1) обоснованные экономическими расчетами кондиции для подсчета запасов, в первую очередь минимальное промышленное содержание в руде полезных компонентов (с учетом полезных и вредных примесей), по которому оконтуривают запасы; 2) разубоживание руд, регламентируемое нормативами (см. гл. II, § 6); 3) добыча в определенных пропорциях из разных участков месторождения с различным качеством руд и смешение полученных рудопотоков, т. е. шихтовка.

Содержание полезных компонентов в выдаваемой из блока рудной массе то и дело изменяется в связи с непостоянством качества руды и ее разубоживания и в известной мере случайным характером этих величин. Вместе с тем поступающая на обогатительную фабрику (или металлургический завод) рудная масса обычно должна иметь довольно постоянное качество. Это обеспечивает наиболее полное извлечение полезного компонента из рудной массы при минимальных затратах на ее переработку, а также наиболее высокое качество конечной продукции. Колебание содержания металла должно быть не более $\pm 5 \div 10$ % относительных; иногда регулируется содер-

жание сопутствующих минералов, улучшающих или, наоборот, ухудшающих показатели переработки.

Регулируют и стабилизируют качество рудной массы в руднике или вне рудника.

В руднике стабилизация качества достигается шихтовкой или сортировкой рудной массы (в комбинации с шихтовкой по сортам). В связи с шихтовкой значительная часть блоков не может иметь максимально возможную производительность и средняя производительность блока снижается на 30—60 % и более, что уменьшает концентрацию горных работ. Рудная масса различного качества смешивается в рудоспусках, бункерах, на резервных складах.

Пропорции в добыче рудной массы из различных блоков корректируются в процессе эксплуатации рудника не только посменно, но и в течение смены в связи с непредвиденными изменениями производительности отдельных блоков и качества рудной массы по блокам.

В оперативное управление качеством рудной массы входят:

1) опробование руды в забоях и рудной массы в забоях, рудоспусках, вагонах, автомашинах, бункерах, на складах и т. п.; 2) обработка полученной информации и соответствующая корректировка плана работ по блокам; 3) реализация этих корректив.

Для корректировки необходимо иметь сведения о количестве рудной массы, выданной из различных блоков, перевезенной, поступившей в рудоспуски (бункера) и выгруженной из них, а также о качестве рудной массы по блокам, рудоспускам и т. п.

Эти сведения получают теми же методами, которыми устанавливают качество добытой рудной массы для определения показателей извлечения руды — (см. гл. II, § 4).

Периодически контролирует качество рудной массы служба отдела технического контроля, не подчиненная руднику (см. гл. II, § 4).

При наличии АСУП работы по управлению качеством входят в ее состав, оперативные сведения вводят в ЭВМ, последняя вырабатывает рекомендации по выдаче тех или иных количеств рудной массы из различных блоков в оставшуюся часть данной смены и в последующем.

На ряде предприятий стабилизируют качество рудной массы вне подземных выработок рудника на рудосортировочных установках, усреднительных складах или на обогатительной фабрике смешением в приемных бункерах. На рудосортировочных установках обычно отсортировывают на грохотах крупные фракции, представленные в основном пустыми породами. Усреднительные склады оборудуются между рудником и фабрикой и имеют запас на 3—5 сут; рудную массу там перемещают специальными машинами и устройствами типа механизированных граблей или перемещением из одного штабеля

в другой экскаваторами. Ряд обогащательных фабрик, расположенных в суровых климатических условиях или соединенных с рудником железной дорогой МПС, в связи с периодическим завозом руды имеет рудные склады с запасом на недели и даже месяцы, что дает полную возможность шихтовки.

На самих обогащательных фабриках стабилизацию качества осуществляют в приемных бункерах (с разгрузкой в разные части бункера и погрузкой из разных частей его) или на первой стадии обогащения, где сравнительно дешевыми методами (среднее дробление и затем обогащение в тяжелых суспензиях или сухая магнитная сепарация для железных руд) отделяют в отходы значительную часть кусков пустой породы и некондиционной руды.

Более распространена стабилизация качества в руднике, однако это существенно снижает эффективность горного производства: производительность забоев, как сказано выше, снижается в 1,5—2,5 раза и более; вопросы усреднения качества отнимают у руководства рудника значительную часть (20—40 %) времени и отвлекают от задач на перспективу; необходимые передислокации сил и средств связаны с издержками. Поэтому при строительстве и реконструкции предприятий целесообразно по возможности предусматривать усредненные качества рудной массы за пределами рудника с тем, чтобы в самом руднике не требовалось регулировать качество постоянно и, тем более, ежедневно.

§ 4. СОРТИРОВКА РУДНОЙ МАССЫ

При значительных колебаниях качества рудной массы бывает выгодно разделять ее на сорта. Каждый сорт перемещается отдельно и перерабатывается по-разному.

В простейшем случае разделяют рудную массу на сорта в зависимости от того, из каких блоков оно выдается (так, в одних блоках добывают окисленную руду, а в других — сульфидную, перерабатываемые раздельно). В остальных случаях сортировка требует специальных работ, причем не исключает усреднения качества в пределах каждого сорта.

Применение сортировки в каждом конкретном случае требует экономического обоснования путем сравнения с усреднением всей рудной массы.

Различают сортировку геофизическими методами, по крупности и визуальную, а с точки зрения места производства работ — сортировку забойную (в очистных блоках) на подземных установках или станциях и на поверхности рудосортировочных комплексах или дробильно-сортировочных фабриках (ДСФ). Сортировка на поверхности иногда является частью общей схемы обогащения рудной массы.

Обычно комбинируют разные способы сортировки, например, радиометрический и по крупности, выполняя работы и

в очистных забоях, и на подземных установках, и на поверхности.

Геофизическая сортировка рудной массы пока что в большинстве случаев основана на радиометрических методах и использует естественную радиоактивность таких руд, как урановые и ториевые. На урановых рудниках радиометрическая сортировка используется всегда.

При радиометрической сортировке измеряют геофизическими приборами (радиометрами) интенсивность естественного радиоактивного излучения, а по ней определяют содержание металла в каждом куске или в определенном объеме рудной массы. Используют легкие переносные радиометры в очистных забоях, подземные радиометрические контрольные станции (РКС), через которые проходят вагоны с рудной массой, и поверхностные рудосортировочные комплексы, оборудованные радиометрическими сепараторами. При этом выделяют и поразному перемещают и перерабатывают несколько сортов (до 9÷12) при урановой руде.

Составы вагонов, проходя через РКС, переформировываются так, чтобы в составе были вагоны с рудной массой приблизительно одинакового качества. Каждый вагон снабжается биркой, где на РКС проставляют сорт.

РКС располагают обычно под землей — у околоствольного двора или вблизи группы очистных блоков — или на поверхности. В последнем случае куски рудной массы, прошедшей предварительное грохочение и имеющей примерно одинаковую крупность, поступают один за другим на конвейер. Датчики стационарных радиометров, смонтированных под конвейерной лентой, фиксируют интенсивность естественного гамма-излучения каждого куска. Сигнал о результатах измерений подается на специальные устройства (обычно пневматические), сбрасывающие куски в бункера разных классов.

Сортировочные машины обычно разделяют рудную массу на два-три сорта, поступающие на обогатительную фабрику или металлургический завод, забалансовые руды, которые складывают и подвергают выщелачиванию, и пустые породы.

Начинают применять радиометрические сортировочные машины, основанные на том, что куски руды и пустой породы поразному поглощают проникающие через них рентгеновские лучи, гамма-лучи, выделяемые радиоактивными изотопами, а также на избирательном наведении и измерении искусственной радиоактивности. Радиометрическая сортировка применяется, помимо урановых, для ряда железных, свинцовых, медных, ртутных, сурьмяных и золотосодержащих руд.

Для сортировки используют ядерно-физические методы экспресс-опробования.

Есть сортировочные установки, основанные на механизированном разделении кусков руды и породы по цвету. Если имеются отличия в спектре цвета от эталона, то автоматически

включаются воздушные форсунки, отделяющие кусок от потока. Установки эти предназначаются, в частности, для каменной соли и золотосодержащих, ильменитовых, баритовых и цезиевых руд.

Внедряется (на каменной соли и некоторых сульфидных рудах) термоадгезионный метод сортировки, основанный на том, что куски разных минералов по-разному поглощают тепло. На конвейер воздействуют тепловым излучением — инфракрасным светом или нагреванием токами высокой частоты. Конвейерная лента покрыта слоем специальной смолы. Куски, нагретые сильнее, прилипают к покрытию и удаляются с ленты скребковым устройством над особым бункером.

Методы флюоресценции в рентгеновских лучах определяют, например, содержание в рудной массе железа, кремнезема и глинозема, причем анализ занимает 3 мин.

Геофизические методы позволяют полностью механизировать и автоматизировать сортировку.

Сортировку по крупности производят на грохотах (неподвижных или вибрационных), на которых рудная масса разделяется на ряд фракций различной крупности. Если полезный компонент состоит из хрупких минералов, то мелкие фракции представляют собой высококачественный сорт.

Крупность рудной массы имеет иногда самостоятельное значение для ее переработки, как, например, у богатых руд железа, а иногда и цветных металлов, часть которых идет прямо на металлургический передел.

Сортируют по крупности иногда под землей, например, на золотых рудниках, но чаще на земной поверхности.

Визуальную сортировку можно использовать, если разные сорта или руда и пустая порода легко различаются на глаз (по цвету, блеску и т. п.), что характерно для руд некоторых металлов, а также для слюдяных месторождений. Отбирают куски пустой породы, используя их затем в качестве закладки, или куски особенно богатой руды. Делают это вручную из навала рудной массы в забое или с конвейера под землей и на поверхности. Один рабочий может отсортировать в забое не более 3—5 т/смену, а с конвейерной ленты — 5÷15 т/смену.

Глава X

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

К вспомогательным процессам относятся доставка материалов и оборудования, монтажные и демонтажные работы, связанные с ними погрузочно-разгрузочные операции, а также ремонт оборудования, содержание выработок и т. п.

Вспомогательные процессы особенно трудоемки, причем в основном за счет немеханизированного труда.

Это положение характерно для промышленности в целом: во вспомогательном производстве задолжено около половины рабочих, из них (по данным 1981 г.) механизированным трудом занято лишь 29 % рабочих, против 73 % на основном производстве. Причем особенно низок (23 %) уровень механизации на погрузочно-разгрузочных операциях. Такое положение отчасти обусловлено укоренившимся представлением о вспомогательном производстве как о чем-то второстепенном (что отражено и в самом наименовании). Достаточно сказать, что из всех средств, выделяемых в промышленности на механизацию труда, во вспомогательном производстве используют лишь пятую часть.

Как и по промышленности в целом, один из главных путей повышения эффективности подземной разработки руд состоит в снижении трудоемкости вспомогательных процессов.

Механизация здесь особенно сложна, поэтому вспомогательные процессы следует по возможности исключать, или улучшать условия механизации их путем совершенствования технологии добычи, например, путем использования самоходного оборудования на основных и вспомогательных процессах.

§ 2. ДОСТАВКА ЛЮДЕЙ, МАТЕРИАЛОВ И ОБОРУДОВАНИЯ

Оборудование и материалы спускают в шахту и транспортируют до инструментальных мастерских, расходных складов или мест использования на основном горизонте специализированные бригады. Транспорт же от расходных складов и доставку в пределах очистного блока обычно выполняют забойные бригады.

К рабочим местам доставляют: песок, цемент, штучные и россыпные мелкие материалы и оборудование, штучные длиномерные материалы (лес, трубы, рельсы), тяжелогрузное и крупногабаритное оборудование массой по 1÷3 т и более, жидкие горюче-смазочные материалы, а также ВВ и средства взрывания. Причем последние три вида материалов при доставке и хранении требуют специальных мер безопасности.

Крупные узлы горных машин спускают в шахту под клетью, более мелкие узлы и оборудование, а также материалы — на грузовых платформах или в вагонах в клетки. Для разгрузки используют тельферы, краны, лебедки.

На некоторых крупных рудниках для спуска-подъема крупногабаритного оборудования построили неармированные стволы диаметром в свету 5÷9 м с расположенными над ними мостовыми кранами.

При использовании самоходных машин все чаще, например, на рудниках Ачисайского комбината для вспомогательных целей для основного и вспомогательного подъема приме-

няют наклонные съезды (стволы) с земной поверхности на этажные горизонты, с которых имеются заезды в забой. Людей, материалы и оборудование доставляют на горизонты, склады и в забой в автомашинах, а самоходное оборудование своим ходом.

Для перевозок и вспомогательных работ создан ВНИПИрудмашем ряд машин на унифицированной ходовой и силовой части шасси ВОМ-01 на пневмоколенном ходу с шарнирно-сочлененной рамой, состоящей из тягача и полуприцепа. Двигатель — дизельный, с двухступенчатой (каталитической и жидкостной) газоочисткой.

В этот ряд входят машины: ВЛГ — вагон для перевозки людей и грузов, вместимость 14 чел., грузоподъемность 3000 кг; ВДМ — для доставки материалов и оборудования, грузоподъемность 3 и 10 т; кран грузоподъемностью 1 т; МКС — для оборки кровли, бурения в ней шпуров и установки штанг на высоте до 5 м; УВМ — для перевозки и монтажа труб и кабеля. Серийное производство этих машин намечается на ближайшие годы.

Сыпучие материалы для бетонных работ и дорожных покрытий под самоходное оборудование на ряде рудников спускают в распределительный бункер по скважине либо по трубе или шлангу, проложенным в стволе.

Перевозку людей, материалов и оборудования в автомобилях и тракторами применяют при конвейерном транспорте руды, в частности на рудниках производственного объединения «Беларуськалий». Тракторы «Беларусь МТ-50», Т-40, ДТ-75 и другие перевозят грузы на прицепах, металлических санях или листах.

На некоторых рудниках (например, в Джезказганском ГМК) дизельное топливо из емкостей на поверхности поступает самотеком по трубам к подземным заправочным пунктам.

Как правило, на откаточном горизонте имеются 1÷2 инструментальные мастерские, склад ВВ, расходные склады лесоматериалов (большей частью участковые) и склад металлолома.

В инструментальной мастерской хранятся запчасти, трос, шланги, буровые штанги, инструмент, горюче-смазочные материалы, а также оборудование, поступающее на средний и капитальный ремонт (с последующей выдачей на поверхность) или возвращаемое из ремонта.

Склады ВВ рассмотрены в дисциплине «Разрушение горных пород взрывом».

Склады лесоматериалов (на 1÷3-суточную потребность) и металлолома устраивают в откаточных или разведочных выработках, которые перестали использоваться по основному назначению. Лесосклады оборудуют небольшими (грузоподъемностью до 1 т) тельферами — ручными или электрическими.

При электровозном транспорте руды перевозят материалы и оборудование от инструментальных мастерских и расходных лесоскладов до очистных блоков электровозами в специальных вагонах или на платформах. Вблизи блоков под материально-ходовыми восстающими устраивают ниши для временной укладки материалов и оборудования.

Поднимают или спускают материалы и оборудование в очистном блоке по специальным восстающим или материальным отделениям восстающих, сечение материальных отделений от $1,2 \times 1,5$ до $2 \times 2,5$ м. При этом используют лебедки однобарабанные грузоподъемные с регулируемой скоростью подъема, пневматические, иногда скреперные. С помощью пневматической лебедки ЛПТ-2,5 можно поднимать, например, скреперные лебедки мощностью до 55 кВт с электродвигателями (масса $1,5 \div 2,5$ т), скреперы ($0,5 \div 1$ т), детали вибропитателей (до $2,5 \div 3$ т каждая) и т. п.

Длинномерные материалы поднимают поодиночке или в связках по 2–5 шт. Сыпучие, штучные и россыпные материалы и мелкое оборудование, а при соблюдении особых требований и взрывчатые вещества (гранулит, аммонит) поднимают обычно в контейнерах. Цемент чаще загружают в контейнер в ящиках или бумажных мешках.

У материального отделения восстающего должна быть оборудована световая и звуковая сигнализация между пунктами погрузки и разгрузки. На уровне, до которого поднимают грузы, материальное отделение должно быть перекрыто съемной лядой и обнесено металлической решеткой.

Для подъема в очистной блок тяжелых грузов применяют также специальные краны, смонтированные на базе электровоза, например, кран КРС-3, на платформе которого имеется и сварочный агрегат. Обслуживают кран 2 человека; поднимают им практически все грузы необходимой массы (т. е. до $3 \div 5$ т). Этот же кран используют на откаточном горизонте при погрузке и разгрузке материалов, укладке рельсов, возведении крепи из тяжелых элементов, сварке рельсов, труб и металлоконструкций и т. п.

Для доставки людей и грузов по восстающим иногда применяют подъемники, передвигающиеся по монорельсу. Энергия к приводу подъемника подается по подвесному кабелю, имеющему сигнальные жилы, управление осуществляют из кабины или с подэтажа, на который доставляют груз.

На небольшую высоту по коротким рудоспускам и вертикальным ходкам поднимают оборудование также с помощью ручных лебедок и ручных талей — «трещеток» грузоподъемностью от 200—300 кг до 3—5 т.

По горизонтали (обычно на расстояние до 50—100 м) к рабочим местам материалы и оборудование, поднятые на нужный уровень (подэтаж, слой), доставляют либо с помощью тех же грузоподъемных лебедок или самоходных кранов (для этого

канат перебрасывают через блоки, подвешенные в соответствующих местах), либо другими доставочными средствами.

Скреперные установки, электродвигатели и т. п. снабжены салазками. Обычно же под груз подкладывают деревянные катки, прогоны, металлические листы или специальные салазки.

Переносные буровые станки доставляют к рабочим местам в разобранном на узлы виде, а от одного места бурения к другому перемещают в собранном состоянии с помощью ручных подвесных талей или ломиков.

Если по горизонтальной подэтажной выработке доставлять большое количество материалов и оборудования, то по ней прокладывают рельсовый путь или подвесную монорельсовую дорогу.

В качестве примера высокомеханизированных работ укажем, что на рудниках производственного объединения «Беларуськалий» на каждый миллион тонн готовой добычи задалживается на участке службы доставки 5—7 автомашин и тракторов и 15÷20 рабочих, что обходится в 2÷4 коп./т.

Для повышения производительности доставочных работ необходимы комплексы специализированных машин. В нашей стране, помимо указанных выше самоходных машин вспомогательного назначения намечены к выпуску: монорельсовые дороги грузоподъемностью соответственно 4 и 6 т, длиной до 1,5 км (ВНПО «Углемеханизация»); платформы для намотки и доставки в шахту каната и кабеля (Дружковский машиностроительный завод); платформы для доставки в шахту смазочных материалов (Дружковский машиностроительный завод).

§ 3. МОНТАЖНЫЕ И ДЕМОНТАЖНЫЕ РАБОТЫ

Монтаж и демонтаж оборудования, ремонт рельсовых путей, прокладка трубопровода и кабелей и т. п. требуют большого объема работ. Устанавливают (ремонтируют) крупное стационарное оборудование специализированные бригады слесарей или электрослесарей.

В очистном блоке монтажно-демонтажные работы выполняются либо бригадой забойщиков, либо электрослесарями данного производственного участка под руководством механика участка, иногда с привлечением бригады крепильщиков участка, либо организованным в масштабе рудника специализированным участком.

Так, на Абаканском железном руднике, где на выпуске руды используют в основном вибропитатели ВДПУ, все работы по бетонному креплению выработок и монтажу оборудования выполняет строительно-монтажный участок, на котором занято 6 % рабочих из общей численности по руднику. Почти все рабочие этого участка объединены в суточную комплексную бригаду рабочих со сдельной оплатой труда.

Обычно трубопроводы и кабели прокладывают до материально-ходовых восстающих электрослесари и крепильщики участка, а в блоке — рабочие забойной бригады, владеющие профессией электрослесаря. Монтаж горных машин и установок должен выполняться в соответствии с типовым или, реже, индивидуальным паспортом производства этих работ.

Мощные стационарные машины монтируют на бетонном фундаменте и крепят металлическими анкерами, заделанными в фундамент. Скреперные лебедки мощностью до 30 кВт, грузоподъемные лебедки над материально-ходовыми восстающими, секции виброконвейеров и некоторые вибропитатели устанавливают прямо на выровненную почву выработки и крепят к ней штангами или расклинивают между кровлей и почвой с помощью металлических распорных колонок (обычно винтовых) или деревянных стоек.

Вентиляторы местного проветривания, а также трубопроводы и кабели закрепляют на кронштейнах либо подвешивают к кровле или к стенкам выработок на штанговой крепи или на металлических штырях, вбитых в деревянные пробки, заделанные в короткие ($0,2 \div 0,3$ м) шпур. Глубина шпуров под штанговую крепь (железобетонную или металлическую клин-ового типа) обычно $0,5 \div 1$ м, иногда $1,5 \div 2$ м.

При монтажно-демонтажных работах пользуются грузоподъемными механизмами, такелажными приспособлениями, самоходными кранами, талиями, тельферами, домкратами. С помощью реечного домкрата один человек может поднять груз массой от 1 до 6 т на высоту $300 \div 450$ мм. Подъемная сила винтовых домкратов достигает 200 кН, но они могут быть применимы только, если домкрат можно подставить под груз. Гидравлические домкраты поднимают до 300 т.

Для монтажных работ в ПО «Сибруда» и «Кривбассруда» используют агрегат монтажный шахтный АМШ-2. Он на рельсовом ходу, оборудован телескопической крановой стрелой грузоподъемностью до 6 т с гидроприводом, монтажной лебедкой с тяговым усилием 40 кН, сварочным постом. С помощью этого агрегата механизирован, в частности, монтаж вибропитателей. Вибропитатель ВДПУ монтируют 3 чел. за 1 ч. Производительность труда повышается в 4 раза против работ без специальных монтажных механизмов.

§ 4. РЕМОНТ ОБОРУДОВАНИЯ

На рудниках СССР принята система планово-предупредительного ремонта (ППР). Она предусматривает определенную последовательность работ по восстановлению работоспособности оборудования.

Как правило, все ремонтные работы, кроме капитального ремонта, производят под землей и стараются ограничиться заменой узлов и агрегатов.

На рудниках Джезказганского комбината, эксплуатирующих самоходные машины, графики ППР предусматривают три вида ремонтов — техническое обслуживание, текущий и капитальный ремонты. В состав технического обслуживания входят мойка, осмотр и контроль за техническим состоянием узлов и агрегатов, приборов, машины в целом, крепление деталей, регулировка механизмов, узлов, смазка, замена масел, опробование работы отдельных узлов и машины в целом, замена и восстановление изношенных деталей. При текущем ремонте производят техническое обслуживание, а также частичную разборку машины, устраняют неисправности в агрегатах и узлах, заменяют отдельные узлы и детали (кроме базовых) новыми или заранее отремонтированными. Капитальный ремонт предусматривает полную разборку машины, замену всех изношенных агрегатов, узлов и деталей, их регулировку.

Под землей организованы ремонтные пункты по каждому из трех основных видов оборудования — буровому, погрузочно-доставочному и транспортному. На этих пунктах специализированные бригады слесарей под руководством механиков производят техническое обслуживание и текущий ремонт оборудования согласно графику ППР, а также выполняют аварийные ремонты. Для технического обслуживания и аварийного ремонта используют специализированные самоходные машины. Капитальный ремонт и ремонт неисправных узлов и агрегатов производят на ремонтно-механическом заводе. Учитывает работу машин отдел главного механика рудника на основе ежедневных рапортов горных мастеров, в которых указываются объем работы, выполненный каждой машиной, а также причины и длительность простоев. Сведения заносятся механиками участков в формуляры по каждой машине.

Графики ППР составляются по ремонтным нормативам, разрабатываемым с учетом условий эксплуатации машин. В ремонтных нормативах указываются:

- длительность ремонтного цикла, т. е. время между двумя капитальными ремонтами, а для новых машин — от начала эксплуатации до первого капитального ремонта;

- структура ремонтного цикла — чередование различных видов ремонта;

- периодичность ремонтов;

- трудоемкость и затраты времени на различные виды ремонта.

На рудниках Джезказганского комбината предусматриваются техническое обслуживание — ежемесячно, текущий ремонт — ежеквартально, капитальный ремонт — через каждые полтора года.

На ряде зарубежных рудников, использующих погрузочно-доставочные машины, обеспеченных запасными частями, осматривают машины ежедневно по 1 ч, еженедельно по 10 ч и раз в месяц по 18 ч.

Для мелкого ремонта и смазки машин в забоях используют специализированное оборудование на базе самоходных дизельных пневмоколесных машин шасси.

Численность электрослесарной группы по ремонту самоходного оборудования близка к численности рабочих забойных групп.

На рудниках ПО «Беларуськалий», применяющих комбайновую выемку, конвейерный транспорт руды и вспомогательный автомобильный транспорт, капитальный и средний ремонты горных комбайнов и ремонт узлов оборудования выполняют специализированные бригады в подземных механических мастерских технического обслуживания, а текущий ремонт — машинисты комбайнов. Остальное оборудование горных участков ремонтируют силами участковых ремонтных служб. Подземная механическая мастерская рудника ПО «Беларуськалий» состоит из двух участков по числу обслуживаемых горизонтов.

Намечаются к серийному производству различные приспособления для ремонта и технического обслуживания горного оборудования, в частности приспособления для правки кузовов шахтных вагонов и для смазки скатов шахтных вагонов.

§ 5. СОДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТОК И ДРУГИЕ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

В горных выработках требуется возводить, содержать и ремонтировать крепь, рельсовые пути, дороги для самоходных машин, убирать просыпавшуюся горную массу и осевший буровой шлам, очищать водоотливные каналы и т. п.

Для укладки рельсовых путей создан путеукладочный поезд ПП-750 конструкции НИПИГормаш (серийное производство — на Теплогорском заводе гидрооборудования).

Для очистки выработок, проходки дренажных канав, укладки, демонтажа и ремонта используют рельсовые и пневмоколесные самоходные машины со стационарными и навесными приспособлениями. Для очистки межрельсового пространства и подошвы выработок от просыпи применяют комбайны, например, комбайн КУВ-2, заменяющие труд 6 ÷ 8 рабочих.

На погрузке горной массы при проходке и чистке водоотливных канав используют ковшовые машины, в частности КОГВ, погрузчик ковшовый универсальный ПКУ. На нем же можно устанавливать различное сменное оборудование (крюк, грейфер и т. п.) для ремонта рельсового пути, подвески трубопроводов, монтажа оборудования, уборки просыпавшейся горной массы, крепления выработок, установки сошедших с рельсов вагонеток и т. п. Энергия пневматическая.

Комбайны КУВ-2 и ПКУ хорошо себя зарекомендовали на подземных рудниках черной металлургии и серийно производятся на заводе «Коммунист» в Кривом Роге.

При укладке и ремонте рельсовых путей используют балластоуплотнительные машины.

Для побелки откаточных выработок и камер под мастерские и склады применяют побелочные агрегаты, сменная производительность — более 600 м откаточных выработок.

Востокмашзаводом планируется выпуск самоходных агрегатов на автомобильном шасси типа МНБ-1,8 для возведения набрызгбетонной крепи (производительность около 5 м²/ч при длине доставки смеси до 100 м).

Намечены к выпуску: машины для очистки шахтных вагонок (Дружковский машиностроительный завод), универсальная машина для очистки шахтных путей (Киселевский завод горного машиностроения).

Испытана и намечена к промышленному производству самоходная машина для крепления горных выработок НБК-2. Выполнена на базе ходовой части самоходного шасси ВОМ-01. Предназначается для доставки сухой бетонной смеси, крепления набрызгбетоном безрельсовых выработок сечением более 12 м² с углом наклона до 15° и для укладки бетона за опалубку. Может использоваться также для покрытия бетоном шахтных дорог, бетонирования перемычек, забучивания пространства за рамной крепью, доставки материалов.

Раздел четвертый

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Глава XI

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

§ 1. ВВОДНЫЕ ЗАМЕЧАНИЯ И КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОДГОТОВКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Понятием «система разработки» охватываются расположение очистных выработок, порядок и способ их образования, а также необходимые в связи с этим состав и расположение подготовительно-нарезных выработок. Способ образования очистных выработок определяют составом и технологией процессов очистных работ.

В последние годы на базе новой техники возникли новые системы разработки, которые лишь с большими условностями вписываются в имеющуюся классификацию систем разработки. Однако, они еще не успели оформиться конструктивно и определиться в части перспектив настолько отчетливо, чтобы вносить изменения в классификацию систем разработки. Такие системы рассматриваются как варианты традиционных систем разработки или вне классификации под рубрикой «Другие системы разработки».

Способ образования очистных выработок (способ очистной выемки) освещается на базе изложенных выше сведений об основных производственных процессах очистной выемки.

Расположение подготовительных и очистных выработок в блоках связано со схемой подготовки этажного горизонта (поскольку с него нарезают обслуживающие блок восстающие) и последовательностью отработки запаса шахтного поля. Поэтому предпосылаем изучению систем разработки минимально необходимые для этого сведения о схемах подготовки этажных горизонтов и последовательности отработки запаса шахтного поля. Одновременно уточним некоторые понятия и термины в рассматриваемой области.

Деление шахтного поля на этажи и блоки и схемы подготовки этажных горизонтов. В крутых и наклонных месторождениях шахтное поле разделяют горизонтальными подготовительными выработками на этажи (рис. XI.1). Горизонты, на которых расположены эти выработки, называют этажными, причем те из них, которые используют для откатки руды к стволу, называются откаточными или основными, а остальные — промежуточными.

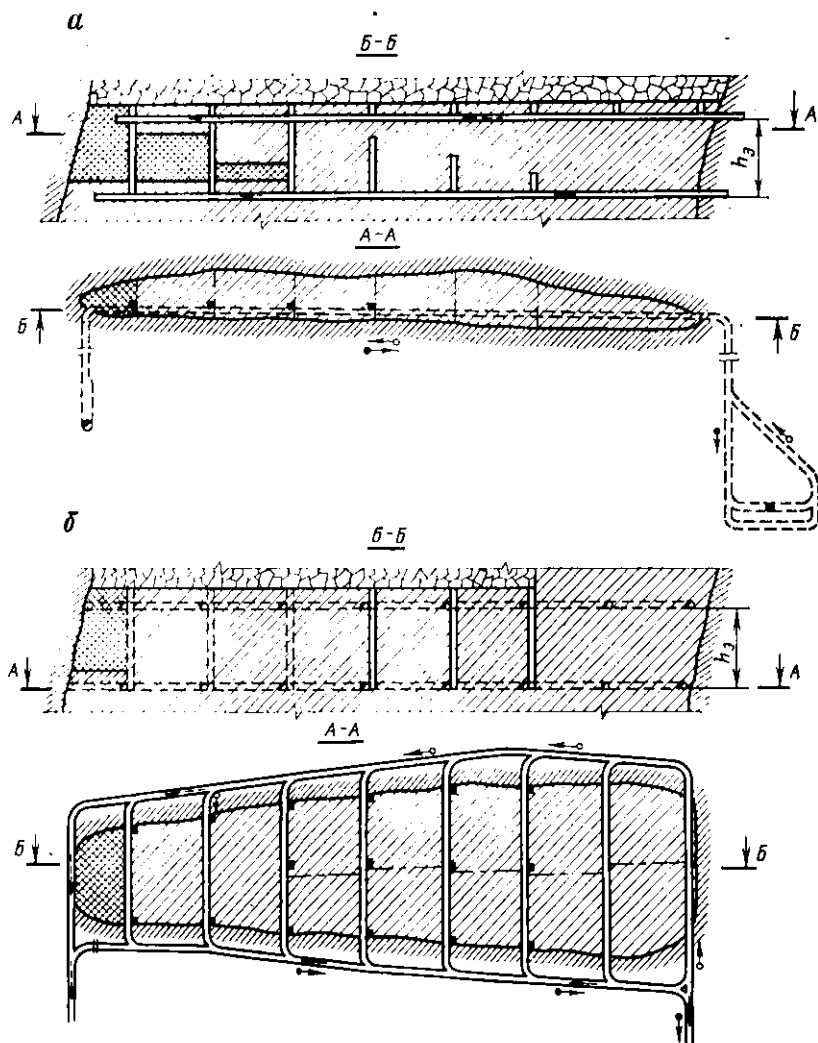


Рис. XI.1. Деление шахтного поля на этажи и блоки:

а — в крутых залежах мощностью до 50–80 м; б — более 80 м; h_3 — высота этажа. Стрелкой с черным кружком показано направление движения груженных составов; с белым кружком — порожних

Этаж по длине (а в пологих и очень мощных крутых залежах — по площади) разделяют на участки, называемые блоками (см. рис. XI.1). В пределах блока завершается весь комплекс подготовительно-нарезных и очистных работ, свойственный данной системе разработки. Размер блока по простиранию залежи изменяется от 30 до $100 \div 150$ м, обычно $40 \div 60$ м.

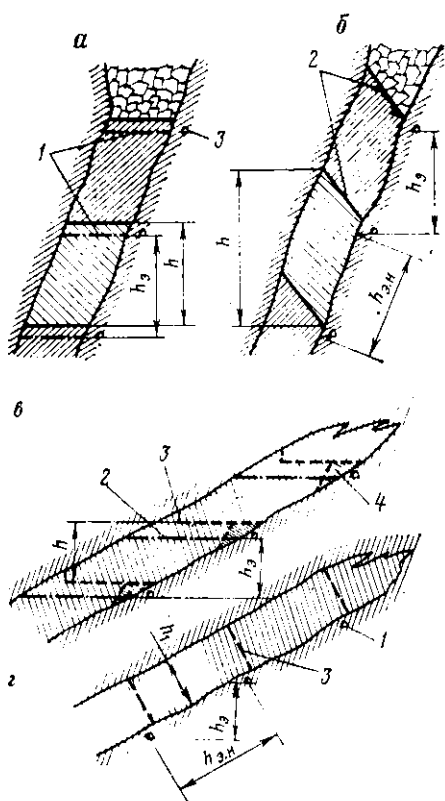


Рис. XI.2. Деление залежи на этажи (разрез вкрест простирания):

а, б — крутой, соответственно горизонтальными и наклонными плоскостями (1 — откаточные горизонты; 2 — границы блоков; 3 — откаточные штреки; h_3 — высота этажа; h — высота блока; h_3, n — наклонная высота этажа); в, г — наклонной, соответственно горизонтальными и наклонными плоскостями (1 — откаточные штреки; 2 — границы этажей; 3 — границы блоков; 4 — теряемые участки руды)

Нижнюю часть (основание) блоков, в которой размещают выработки для выпуска руды, доставки ее и погрузки на транспорт, обрабатывают лишь вместе с блоками нижележащего этажа, поэтому границы между выемочными блоками смежных этажей располагаются выше этажных горизонтов (рис. XI.2).

Чаще эти границы горизонтальны, но могут быть и наклонными, в сторону лежащего бока. В наклонных залежах, наоборот, границы блоков смежных этажей чаще бывают наклонными и реже горизонтальными (см. рис. XI.2).

По величине высота блоков в крутых и наклонных залежах обычно равна высоте этажа.

Особо выделим наклонные залежи, в которых применяют донный выпуск руды, в том числе и весьма мощные залежи. Автором предложена безэтажная по мощности выемка наклонных залежей. Отличается она тем, что на этажи делят рудное тело не горизонтальными, как обычно, а вертикальными или крутонаклонными плоскостями, и все выработки для выпуска и доставки руды проходят у контакта лежащего бока; высота блоков равна полной вертикальной мощности залежи. По сравнению с обычной схемой работ, это резко сокращает объем подготовительно-нарезных работ и повышает извлечение руды за счет устранения междуэтажных целиков.

С этажными выработками соединяют выработки блока блоковыми восстающими, рудопусками или наклонными заездами для самоходного оборудования.

В крутых (и наклонных) залежах применяют подготовку как штрековую, так и ортовую. В первом случае рудную массу вы-

пускают из блоков в штрек, где и погружают ее на транспорт, во втором — в орты.

В крутых маломощных залежах подготовка штрековая: этажные горизонты готовят штреками рудным или рудным и полевым (рис. XI.3); блоковые восстающие и рудоспуски проходят из рудного штрека. Из этого штрека свежий воздух (от квершлага воздухопадающего ствола) поступает по блоковому восстающему в очистные выработки (сверху этот восстающий перекрывают лядами во избежание короткого тока воздуха). Вышележащий этажный штрек на участке, расположенном над блоком, обычно уже не используют для откатки, и он служит вентиляционным — для отвода загрязненного воздуха к квершлагоу воздуховыдающего ствола. На этот вентиляционный горизонт загрязненный воздух выходит из блока по соседнему блоковому восстающему (которые перекрывают снизу во избежание короткого тока воздуха).

В крутых залежах мощных и средней мощности подготовка бывает как штрековой, так и ортовой.

При штрековой подготовке (см. рис. XI.3) рудоспуски проходят из штрека, обычно из рудного, расположенного у одного из блоков либо посередине мощности залежи. Часто имеется еще и полевой штрек в лежащем боку, соединенный с рудным штреком кольцевыми или косыми заездами.

При наличии только рудного штрека схема проветривания аналогична применяемой в маломощных залежах. Если же имеется полевой штрек, то блоковые восстающие часто проходят с этого штрека по породам лежащего бока. Свежий воздух в этом случае может поступать в блок с рудного штрека по какому-либо восстающему, загрязненный воздух отводят из блоков по полевому восстающему на полевой штрек вышележащего (вентиляционного) этажного горизонта.

При ортовой подготовке (см. рис. XI.3) на откаточном (транспортном) горизонте имеется штрек в лежащем боку и из него пройдены орты, которые соединены с очистными блоками эксплуатационными рудоспусками. Откатка может быть закольцована вторым штреком (полевым или рудным) со стороны висячего бока залежи. Блоковые восстающие проходят из ортов или из полевого штрека.

Свежий воздух поступает в блок всегда снизу с этажного горизонта. Загрязненный же воздух отводят либо на вышележащий вентиляционный горизонт, либо на специальный вентиляционный полевой штрек, который может быть размещен на каком-то промежуточном уровне или на этажном горизонте в лежащем боку за откаточным штреком. В последнем случае вентиляционный штрек отделяют от откаточного перемычками. Специальные вентиляционные штреки наиболее часто применяют при больших объемах работ по вторичному дроблению руды, что связано с постоянной загазованностью воздухоотводящих выработок.

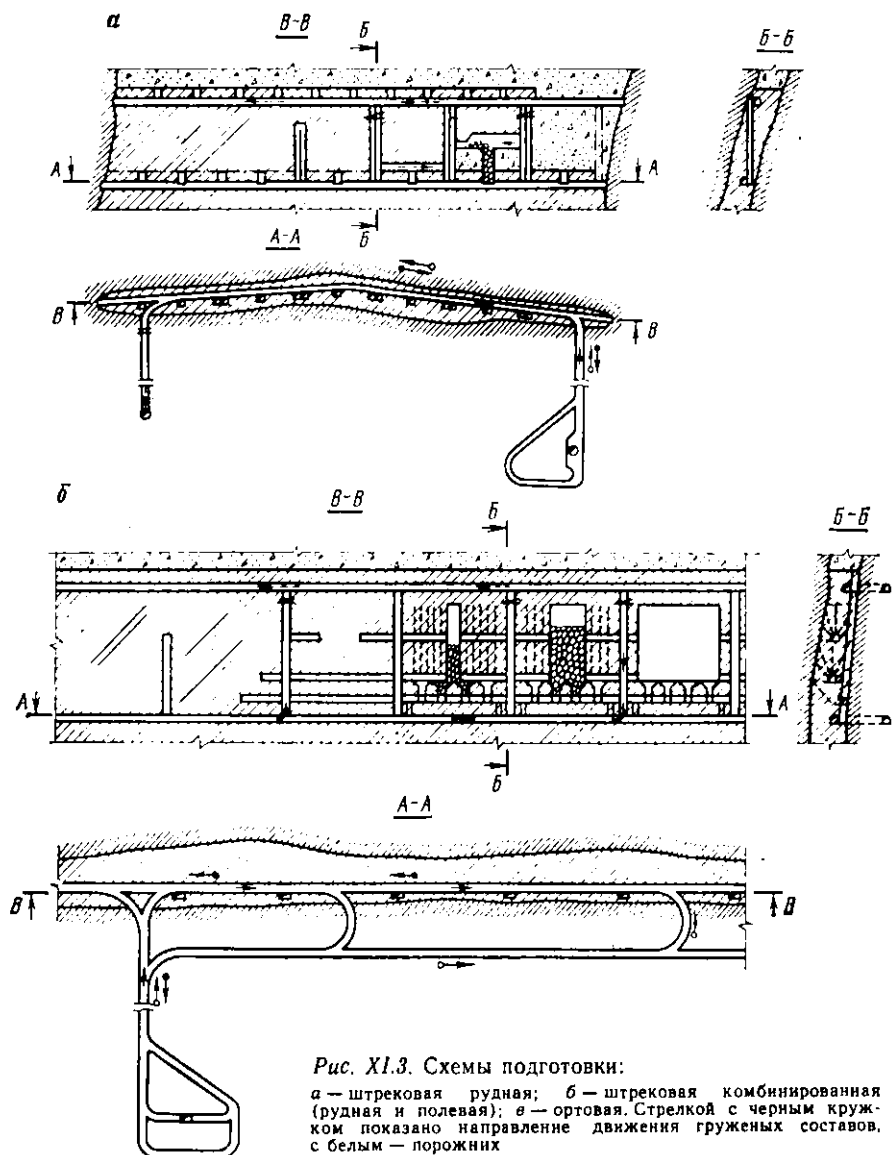
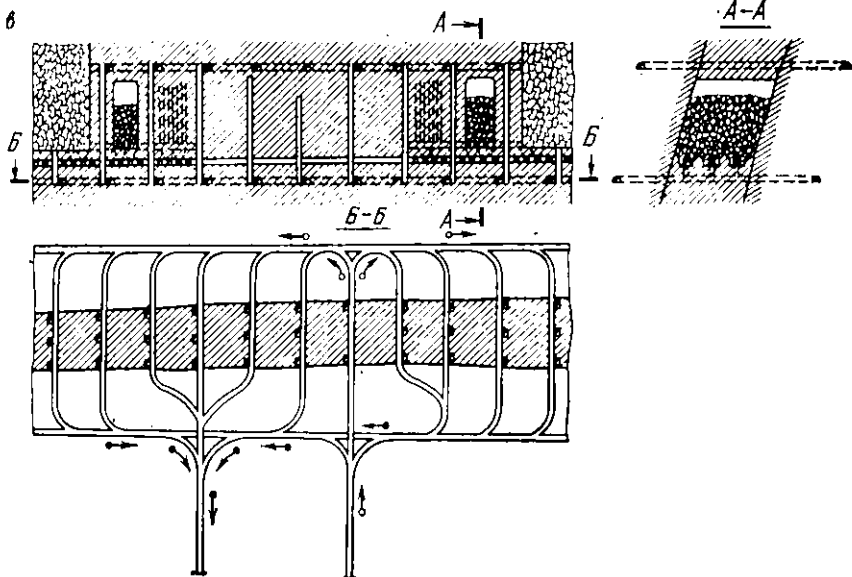


Рис. XI.3. Схемы подготовки:

а — штрековая рудная; *б* — штрековая комбинированная (рудная и полевая); *в* — ортоная. Стрелкой с черным кружком показано направление движения груженых составов, с белым — порожних

Пологие залежи (рис. XI.4) разрабатывают как с делением на этажи (этажная разработка), так и без деления (безэтажная разработка).

Безэтажную разработку применяют при наличии одного рудного тела мощностью до $50 \div 80$ м или при сравнительно небольшой (не более обычной высоты этажа) разности отметок залегания нескольких рудных тел. В иных случаях разработка этажная.



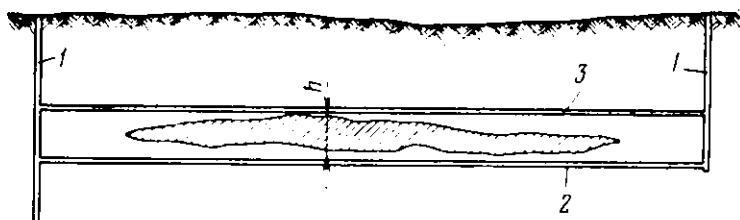
Этажи (или все шахтное поле при безэтажной разработке) делят в плане пройденными на уровне этажного горизонта штреками на панели (рис. XI.5) шириной от 50 до 200÷300 м, а каждую панель делят на блоки примерно так же, как этаж на крутых залежах.

Маломощные залежи часто отрабатывают непосредственно с транспортного горизонта, выработки которого проходят по залежи. Это типично для разработки пластов калийных солей и марганцевых руд. В этом случае вентиляционные (для отвода загрязненного воздуха) штреки расположены на уровне транспортного горизонта и соединены с его выработками кроссингами.

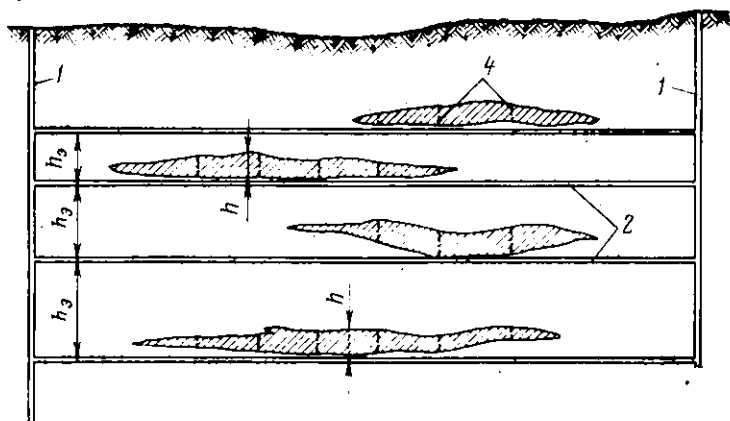
При большой и средней мощности залежей, а также при неправильной их форме, типичной для большинства рудных месторождений, в случае применения электровозного транспорта транспортный горизонт размещают полностью (см. рис. XI.5) или частично в подстилающих породах; блоковые восстающие, рудоспуски и наклонные заезды проходят с панельных штреков. При использовании самоходного оборудования транспортный горизонт располагается в рудном теле у его почвы. Свежий воздух поступает в блоки с откаточного горизонта, загрязненный воздух отводят по восстающим на вышележащий вентиляционный (в прошлом откаточный при этажной разработке) горизонт или на специальный вентиляционный горизонт, расположенный на промежуточной отметке.

Основные и промежуточные горизонты. Этажные горизонты часто разделяют на основные и промежуточные.

a



б



в

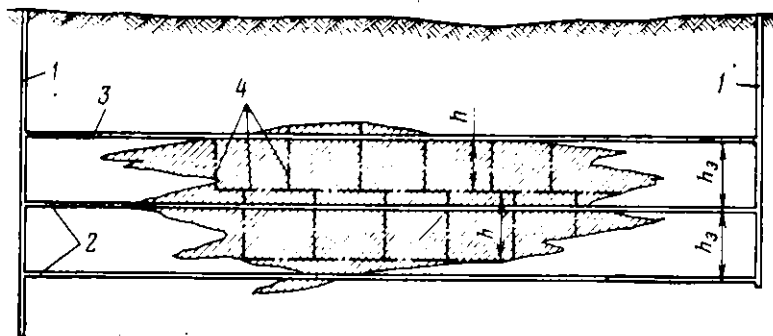


Рис. XI.4. Схемы безэтажной и этажной разработки пологого месторождения: *а* — безэтажной; *б, в* — этажной (*б* — месторождение состоит из нескольких рудных тел; *в* — сверхмощная залежь); 1 — шахтные столбы; 2 — откаточные горизонты; 3 — вентиляционный горизонт; 4 — границы блоков; h_3 — высота этажа; h — высота блоков

По основным горизонтам транспортируют руку к шахтному столбу; с промежуточных горизонтов перепускают руду по рудоспускам на основной горизонт, а их используют только для подготовки блоков и вспомогательных целей (сообщение, доставка материалов и оборудования, проветривание). Руду на

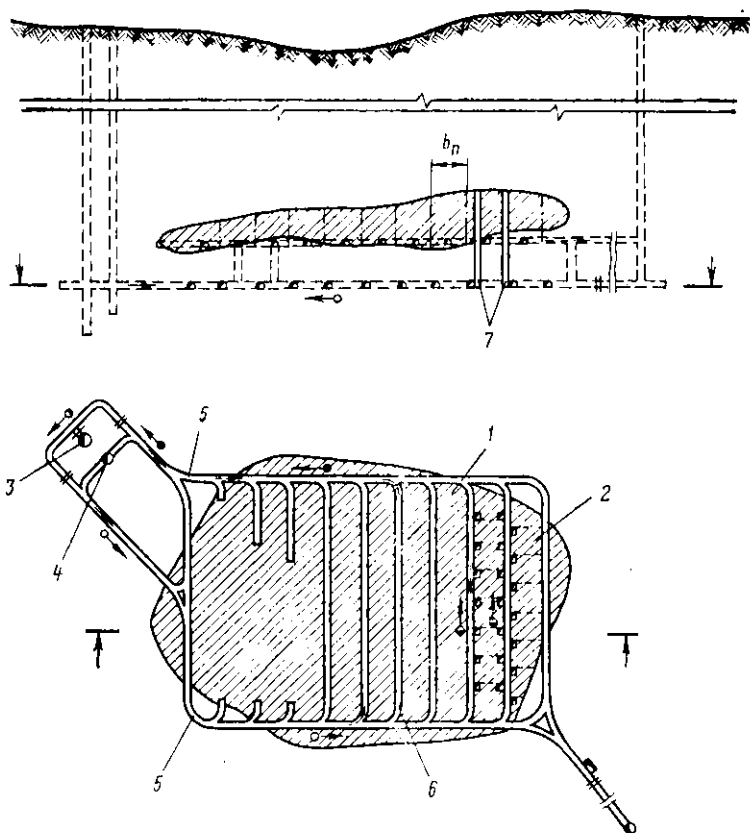


Рис. XI.5. Деление пологой залежи на панели 1 и блоки 2:

3 — рудоподъемный ствол; 4 — вспомогательный ствол; 5 — главные штреки; 6 — панельные штреки; 7 — восстающие; b_n — ширина панели. Стрелкой с черным кружком показано направление движения груженого состава; с белым — порожнего; с кружком, зачерненным наполовину, — движение состава при погрузке и разгрузке

промежуточных горизонтах доставляют до рудоспусков, расположенных в районе рудного тела (а не у ствола) и выходящих на основной горизонт. Такая схема работ создает взаимозависимость во времени доставки и транспорта руды, что позволяет до 2÷3 раз поднять производительность каждого из этих процессов, и, кроме того, увеличивает срок службы транспортного горизонта, что дает возможность оборудовать его капитальнее.

Рудоспуск, служащий для перепуска руды с промежуточного на основной горизонт, может обслуживать либо часть блока, например два-три его вибропитателя или скреперных орта, либо весь блок или группу блоков, совмещенных по вертикали, а иногда и по несколько соседних блоков в каждом этаже. Последнее типично для работ с использованием самоходного оборудования на доставке руды. Рудоспуски, обслуживающие по

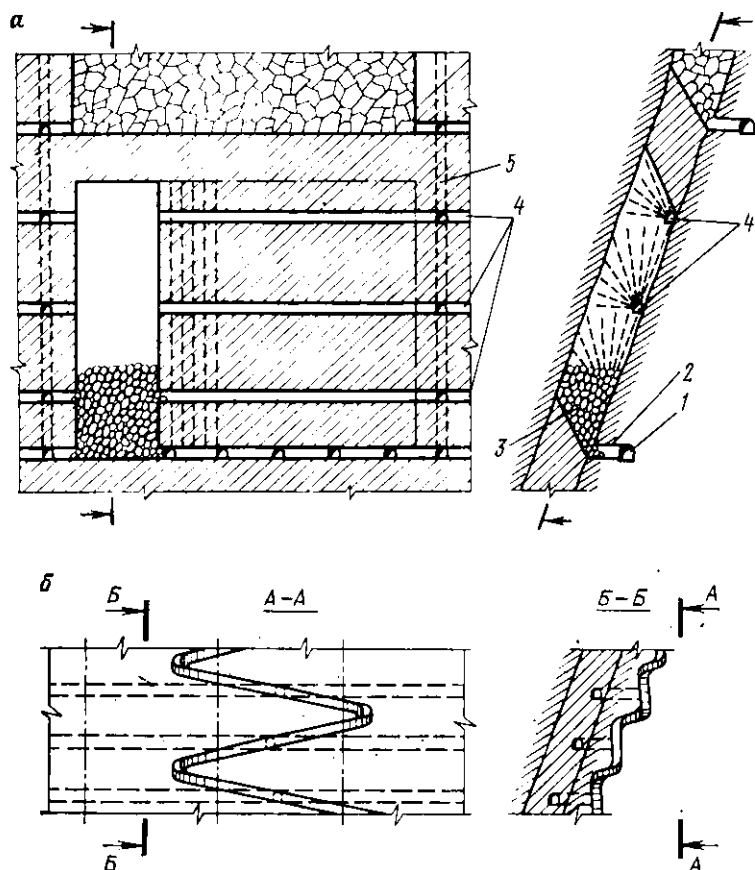


Рис. XI.6. Подготовительно-нарезные выработки:

а — в блоке, подготовленном восстающим (1 — откаточный штрек; 2 — погрузочные ниши; 3 — выпускные траншеи; 4 — подэтажные штреки; 5 — восстающий); б — наклонный съезд для группы блоков (условно показан в перспективе)

несколько блоков, принято называть капитальными (в отличие от участковых или блоковых, обслуживающих только один блок или часть его).

Основной горизонт, на который перепускают руду с 3+4 этажей и больше, принято называть концентрационным горизонтом, чем подчеркивается возможность наиболее эффективной механизации транспорта в связи с высокой его концентрацией и длительным сроком службы горизонта — 8÷10 лет и более.

При каждой из систем разработки блок может быть расположен как на основном, так и на промежуточном горизонтах; во втором случае доставляют руду в рудоспуски для перепуска на основной горизонт. Приводимые ниже иллюстрации систем разработки будут относиться частично к первому, частично ко второму случаю.

Подготовительные и нарезные выработки. Подготовкой шахтного поля называют разделение его на этажи или панели проведением откаточных штреков и ортов, а также разделение этажа на блоки проведением восстающих (рис. XI.6). К подготовительным выработкам относят еще штреки и орты, на которые выпускают руду для механизированной доставки и вторичного дробления, а также наклонные заезды для самоходного оборудования на подэтажи.

В блоке проводят нарезные выработки (которые вместе с подготовительными принято объединять названием подготовительно-нарезные выработки) с целью создать необходимые и благоприятные условия для очистной выемки. К нарезным выработкам относятся:

- рудоспуски, обслуживающие часть блока или один блок — вертикальные и наклонные выработки, служащие для спуска руды на основной горизонт из очистного пространства или из подготовительных и нарезных выработок, по которым доставляют руду;

- подэтажные штреки и орты, предназначенные для бурения скважин (шпуров), доставка руды на подэтажах и т. п. (с этажным горизонтом они связаны восстающим или наклонным заездом);

- подсечные выработки, предназначенные для отделения отбиваемого массива руды от основания блока, в котором расположены рудовыпускные выработки;

- отрезные восстающие и щели, которыми создается вертикальная или крутонаклонная обнаженная плоскость отработки массива руды для последующей отбойки;

- выпускные траншеи или воронки;

- выпускные выработки, которыми оканчиваются траншеи или воронки;

- вентиляционные восстающие, горизонтальные, наклонные и вертикальные ходки, вентиляционные сбойки, выработки для установки питателей, скреперных лебедок и т. п.

Штрекообразные выработки проходят без крепления или с креплением в зависимости от устойчивости пород и горного давления. Крепление применяют набрызгобетоном или штангами, или тем и другим вместе, а также применяют крепление металлическое, из податливой арочной крепи, либо жесткое, или деревянное. При податливой арочной крепи используют для затяжки железобетонные плитки, дерево, или, по разработкам НИГРИ Кривбасса, просечно-вытяжной лист, который прочнее, податливее, чем стальной лист, и в два раза менее металлоемок. Вместо крепления начинают применять смолоинъекционное упрочнение пород вокруг выработки.

Наклонные съезды (см. рис. XI.6) предназначаются для доставки на подэтажи самоходного оборудования, а также людей и материалов в самоходных машинах. Размеры поперечного сечения выработок для проезда самоходных машин освещены

щены выше в связи с доставкой руды самоходным оборудованием. Трасса может быть различной, чаще — зигзагообразная («серпантин»).

Угол наклона заезда при перевозке по нему руды $5 \div 8^\circ$, в зависимости от применяемой машины, а при перевозке материалов и оборудования — $10 \div 12^\circ$, на закруглениях — на $2 \div 3^\circ$ меньше. При более крутых уклонах машины быстро выходят из строя даже при единичных проездах.

Располагают съезды при крутом падении залежей в лежащем боку, а при наклонном — в рудном теле, под его кровлей, или в лежащем боку; последнее — главным образом при удароопасности рудного тела и наличии в нем пережимов, как например, на ряде шахт СУБРа.

Каждый съезд обслуживает выемочный участок этажа длиной $250 \div 400$ м состоящий из $3 \div 5$ блоков в традиционном их понимании, но без своих восстающих для сообщения и доставки материалов и оборудования (рис. XI.7). Элементарной выемочной единицей здесь становится уже не блок, а выемочный участок, в котором завершается комплекс подготовительно-нарезных и очистных работ. Это приводит к увеличению объемов и сроков подготовки к очистной выемке. Для смягчения этого недостатка целесообразно: проходить съезды сверху вниз при нисходящем порядке погашения подэтажей (слоев) или снизу вверх в ином случае; проектировать систему разрядки в пределах всего выемочного участка, предусматривая начало и очередность подготовки и отработки подэтажей по мере проведения съезда.

Проходят съезды с помощью самоходных машин, крепят их так же, как штрекообразные выработки. При использовании пневматических ПДМ заезд может иметь уклон $25 \div 30^\circ$ для перемещения машины с помощью тягальной лебедки.

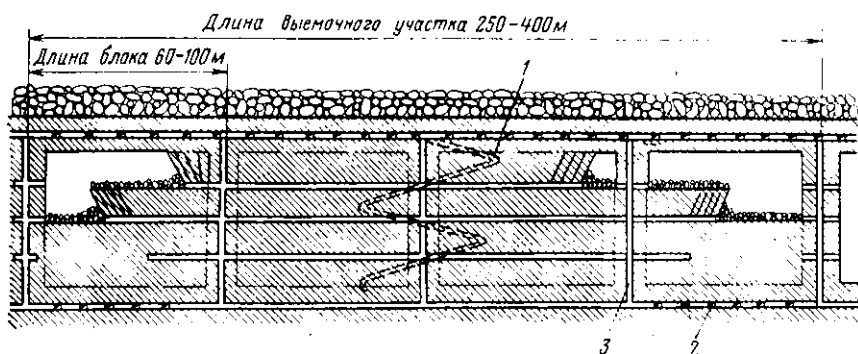


Рис. XI.7. Камерная система разработки, вариант с самоходным оборудованием при торцевом выпуске руды; развитие работ в подэтажах по мере углубления уклона 1 (проекция разреза по падению на вертикальную плоскость);

2 — ниши для погрузки руды при донном выпуске; 3 — вентиляционный восстающий

Рудоприемные траншеи и воронки в части конструкции, области применения и способов образования рассмотрены выше (см. гл. V, § 4).

Восстающие. Необходимое их число сокращается до 4 раз в связи с применением наклонных заездов. Восстающие проходят из выработок этажного горизонта (из ниш глубиной $1,5 \div 2,5$ м) с металлической либо деревянной крепью (распорной или венцовой) или без крепления, в зависимости от устойчивости и назначения.

Восстающие могут иметь одно, два или три отделения. Одноотделенный восстающий может служить рудоспускным, ходовым, материальным (для спуска-подъема материалов и оборудования) вентиляционным или отрезным (для начала очистной выемки).

В восстающих из двух отделений одно служит ходовым и вентиляционным (сечение по обшивке изнутри от $0,8 \times 0,8$ до $1,2 \times 1,2$ м), а другое — рудоспускным (сечение обычно не менее $1,2 \times 1,3$ м).

В восстающих с тремя отделениями третье отделение — материальное, причем верхняя часть (выше рабочего подэтажа) рудоспускного или материального отделения может использоваться для спуска закладочного материала. Сечение этого отделения не менее $0,7 \times 0,7$ или $0,7 \times 1,2$ м.

Лестничные полки в ходовом отделении устанавливают через 5—6 м. Ходовое отделение отгораживают от рудоспускного и материального досками. Угол наклона лестниц не более $70-85^\circ$. В наклонных залежах, где проходят наклонные восстающие, для передвижения людей настилают трапы.

Для подъема-спуска грузов и материалов должна быть установлена пневматическая или электрическая лебедка.

Все шире применяются комбайны КВ (на рельсовом ходу) для проходки бурением восстающих диаметром 1,5 и глубиной до $90 \div 100$ м по породам крепостью до $14 \div 16$ снизу вверх (1КВ) и сверху вниз с пилотскважиной до нижележащего горизонта и последующим ее расширением (2КВ). Расходы на монтаж комбайна окупаются при длине восстающего примерно не менее 30 м. Эти комбайны становятся единственным средством проходки восстающих, соединяющих этажные горизонты. Комбайны 2КВ используются эффективнее, так как не заливаются промывочной водой. Создаются КВ для бурения диаметром 1,8 м и модификация 1КВ на гусеничном ходу для бурения восстающих диаметром 600 мм из подэтажных выработок.

Там, где способ проходки бурением не подходит или еще не обеспечен оборудованием, проходят восстающие с помощью самоходных полков КПВ, а короткие рудоспуски и отрезки восстающие образуют взрыванием параллельных скважин, обычно секционных.

По правилам безопасности, все вертикальные и крутонаклонные выработки должны быть надежно перекрыты или ого-

рожены сверху во избежание падения в них людей и перекрыты снизу, во избежание выпадения из них породы и предметов в выработки, где могут находиться люди. Если восстающий используется для вентиляции, то перекрытие его должно выполняться в виде прочной решетки или ограждения сверху прочным решетчатым барьером (ЕПБ, § 21).

Очистную выемку в блоке можно начинать только после того, как проведены все предусмотренные проектом подготовительные и нарезные выработки, необходимые для безопасности (ЕПБ, § 160). Особо следует сказать о проведении выработок в массиве твердеющей закладки. Выработки эти могут потребоваться для сообщения или проветривания в связи с тем, что первоначальная трасса выработок разорвана заложными камерами. Буровзрывной способ проходки по твердеющей закладке на ряде рудников дает такие законтурные разрушения, что выработку приходится крепить. Но есть и положительные примеры при мелком заполнителе. Так, на СУБРе используют для закладки дробленый известняк крупностью минус 20 мм с цементом. Проходка выработок и бурение шпуров под штанги по закладке ведутся так же, как по руде крепостью 4÷6, выработка не требует крепления, стенки шпуров не осыпаются. Комбайновая проходка, как показали испытания, при песчано-цементной закладке обеспечивает гладкие стенки; но затраты на проходку и оборудование монтажной камеры, доставку и монтаж комбайнов не окупаются при небольшой длине выработок, типичной в рассматриваемом случае. Испытывается (под руководством проф. С. Г. Борисенко) образование выработок в закладочном массиве с помощью предварительного размещения надувных оболочек из полимерной пленки; применение этого способа возможно лишь при небольшом гидростатическом давлении закладки. Схему подготовки и отработки блока надо проектировать с таким расчетом, чтобы по возможности избежать проходок по твердеющей закладке.

При выборе схемы проветривания и сечения очистных выработок следует учитывать, что согласно правилам безопасности, по условию проветривания от газов и пыли скорость движения воздуха в очистных выработках должна быть не ниже 0,5 м/с. В виде исключения, если люди работают в очистных камерах, скорость движения воздуха в них допускается более низкая, но не меньше 0,15 м/с (ЕПБ, § 110, 111).

§ 2. КЛАССЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

В части классификации систем разработки первоначально дадим представления лишь о делении на классы в соответствии с принятой и утвержденной Минвузом СССР программой курса, на основе которой рассматриваются здесь системы разработки. Далее системы разработки освещаются по классам, причем для каждого класса первоначально характеризуется деление его на

группы и системы разработки. Подробные сведения о классификации в целом, обоснование ее и принципы использования будут даны после рассмотрения всех систем разработки. Там же будут освещены другие классификации систем разработки.

Все системы разработки могут быть разделены на три класса по признаку способа поддержания очистного пространства в период выемки руды.

I класс. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства. Отличаются они тем, что при отработке всего блока (панели) или основной его части очистное пространство в период выемки руды поддерживается за счет собственной устойчивости окружающих пород и рудных целиков.

Очевидно, применяют эти системы преимущественно при устойчивых руде и вмещающих породах.

Для примера систем разработки этого класса приведем сплошную систему (рис. XI.8), применяемую в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности. Залежь мощностью до 8 м обычно отрабатывают сразу на полную мощность, а при большей мощности — в два-три уступа (слоя); забой продвигают по длине панели сразу по всей ее ширине отбивают руду шпурами, доставляют самоходным оборудованием, для поддержания кровли оставляют столбообразные постоянные рудные целики.

Таким образом в системах первого класса очистная выемка состоит только в отбойке и доставке руды (включая вторичное дробление руды, если оно необходимо). Системы эти дешевле, обеспечивают высокую производительность труда, но могут быть связаны со значительными потерями руды в постоянных целиках.

Ряд систем обладает указанными особенностями на всех стадиях выемки, но к этому же классу условно отнесены и та-

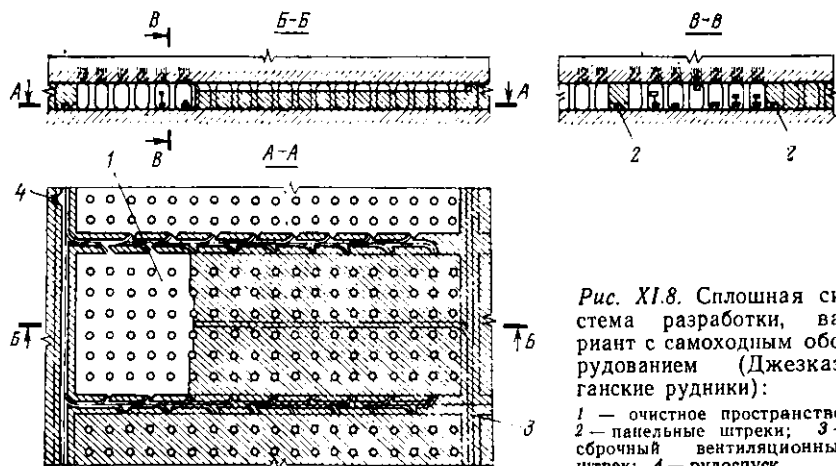


Рис. XI.8. Сплошная система разработки, вариант с самоходным оборудованием (Джезказганские рудники):

1 — очистное пространство; 2 — панельные штреки; 3 — сборный вентиляционный штрек; 4 — рудопуск

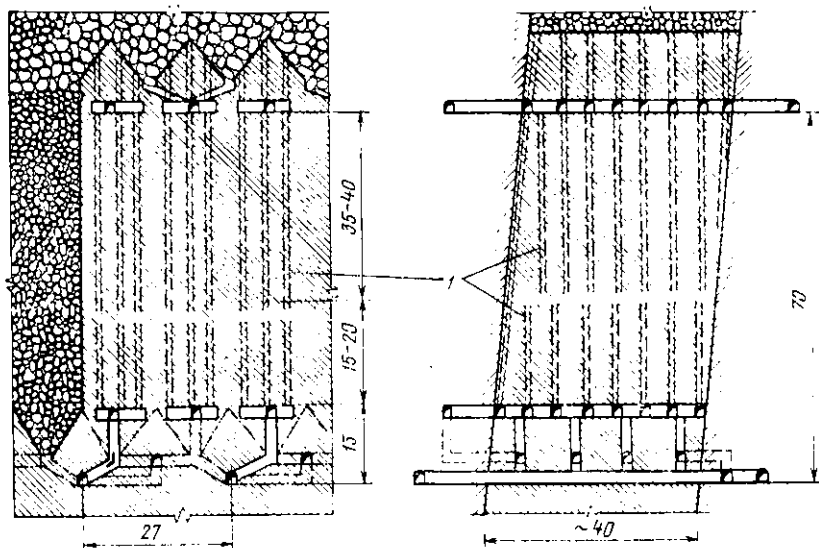


Рис. XI.9. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой,— вариант с отбойкой комплектами параллельно-сближенных скважин I (рудник «Таштагол»)

кие системы, при которых с естественным поддержанием очистного пространства вынимают основную часть блока (камеры), даже если в последующем, при выемке целиков, применяют другой способ поддержания. Но если камерами вынимают лишь минимально необходимый объем для обрушения всей остальной части блока сразу, то система разработки относится к следующему классу.

II класс. Система разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания очистного пространства) отличаются тем, что при отработке всего блока или основной его части выпускают отбитую руду самотеком под обрушенными непосредственно на нее вмещающими породами.

Применяют эти системы в мощных и средней мощности залежах при возможности и допустимости обрушения вышележащих пород и земной поверхности. Это условие используется для дешевой добычи руды без оставления части ее в постоянных целиках.

Одним из представителей этого класса является этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой (рис. XI.9). Руду отбивают скважинами и выпускают из очистного пространства самотеком. Отбойку осуществляют в зажиме вертикальными слоями подряд по длине блока. По мере выпуска обрушаются на отбитую руду вмещающие породы и заполняют выработанное пространство. Выпускают руду под налегающими обрушенными породами.

Таким образом, очистная выемка, так же как и для I класса, состоит только в отбойке и доставке руды (и вторичном дроблении, если оно необходимо), но очистное пространство не поддерживается и на отбитую руду обрушаются вмещающие породы. Системы эти дешевые и обеспечивают высокую производительность труда, но выпуск руды под обрушенными породами связан с повышенными потерями и разубоживанием руды.

В составе данного класса условно числятся также и те системы, при которых указанными свойствами обладает основная, заключительная стадия выемки блока, а первая стадия — выемка камер — отличается естественным поддержанием очистного пространства, но имеет подчиненное значение (на первой стадии вынимают камерами минимально необходимый объем для последующего одновременного обрушения всей остальной части блока).

III класс. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства отличаются тем, что во время выемки руды очистное пространство поддерживают закладкой или крепью, размещенной в очистном пространстве. Применяются преимущественно при ценных рудах в тех горно-геологических условиях, в которых использовать системы первых двух классов невозможно или невыгодно в связи с высокими потерями руды.

В качестве примера систем разработки этого класса приведем систему разработки горизонтальными слоями (рис. XI.10). Выемку блока начинают с нижнего слоя. Отбивают руду обычно шпурами, доставляют к рудоспускам самоходным оборудованием или скреперами. Отработанный слой закладывают для поддержания боков очистного пространства, а с поверхности закладки ведут выемку следующего слоя.

Системы этого класса отличаются тем, что к отбойке и доставке руды добавляются процессы закладки или крепления (либо оба эти процесса вместе) при выемке руды.

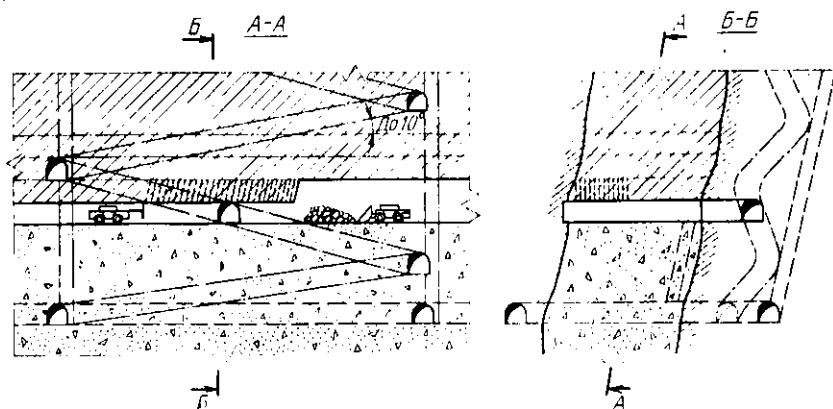


Рис. XI.10. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

В итоге удается не оставлять целиков, не обрушать вмещающие породы на отбитую руду, что обеспечивает полную и чистую выемку рудного запаса, но, с другой стороны, увеличиваются материально-трудовые (а иногда только материальные) затраты на добычу руды.

Следует подчеркнуть, что в соответствии с принятым признаком поддержания очистного пространства в период выемки руды системы с креплением очистного пространства входят в этот класс и в тех случаях, когда после выемки руды крепь перемещают, обрушают или извлекают, вызывая обрушение налегающих пород.

Краткие сведения о появлении и развитии систем разработки по классам. Первыми появились и устойчиво развивались системы с естественным поддержанием очистного пространства — наиболее простые и допускающие отделение руды от массива любыми частями — и самыми малыми, и очень крупными. Это позволило применять любые методы отбойки — сначала механическую (киркой), затем шпуровую, минную, скважинную. Значительные размеры рабочего пространства вызвали в сороковых годах появление мощной самоходной техники и дали возможность эффективно ее использовать, что обеспечило этим системам на определенное время еще более широкое распространение. Вместе с тем по мере увеличения глубины разработки и соответственно горного давления, требуется все большую часть руды оставлять в целиках, что снижает эффективность этих систем и сокращает их применение на глубоких горизонтах.

Несколько позднее появились системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства. Они позволили вовлечь в эксплуатацию месторождения с неустойчивой рудой, неустойчивыми вмещающими породами и другими сложными условиями. Однако повышенная трудоемкость работ по закладке и креплению, а также по отбойке и доставке руды при сочетании их с закладкой и креплением привела к тому, что с конца сороковых годов стали применять эти системы все реже. «Второе рождение» им дало появление монолитной закладки, обеспечивающей высокий уровень механизации и высокую производительность труда на всех производственных процессах. Начиная с шестидесятых годов системы разработки с применением монолитной закладки используются в расширяющихся масштабах, что дало возможность разрабатывать месторождения с возгорающейся рудой, на больших глубинах, под водонесными горизонтами, зданиями и сооружениями и т. п.

Последними созданы системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Эти системы требуют обрушения руды преимущественно большими объемами, поэтому они могли возникнуть и получить развитие лишь на базе новых для того времени методов отбойки руды сперва сосредоточенными зарядами, а затем скважинными. В основном именно эти системы

в конце сороковых-пятидесятих годов были противопоставлены системам разработки с искусственным поддержанием очистного пространства в мощных и средней мощности залежах и получили интенсивное развитие. В связи с появлением монолитной закладки и вовлечением в эксплуатацию ряда месторождений с неподходящими для обрушения руды и вмещающих пород условиями (возгорающаяся руда, наличие над рудным телом водоносных горизонтов и т. п.) — относительная область применения этих систем за последние два десятилетия несколько сократилась, однако остается достаточно широкой.

Таким образом, системы разработки всех трех классов имеют обширные области применения. Следует, однако, полагать, что в расчете на длительную перспективу удельное значение систем разработки с искусственным поддержанием очистного пространства будет возрастать, так как они наиболее надежны и безопасны при работах на больших глубинах и в наибольшей мере отвечают требованиям полноты использования недр и охраны природы.

§ 3. ТРЕБОВАНИЯ К СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ И ОСНОВНЫЕ ЕЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Требования к системе разработки те же, что и вообще к разработке месторождений в части интенсивной отработки месторождений, всемерной экономии всех видов ресурсов и охраны окружающей среды (см. гл. III, § 1).

В материальных и трудовых затратах на добычу руды до половины их и более приходится на подготовительно-нарезные работы и очистные работы. Поэтому весьма существенным показателем системы разработки служат затраты на подготовку и очистную выемку, а следовательно, и **производительность труда на этих работах.**

Важно обеспечить также высокую производительность блока и небольшой относительный объем подготовительно-нарезных работ, так как это увеличивает концентрацию горных работ. Следует заметить, что при использовании дорогостоящих материалов (например, цемента для твердеющей закладки) или дорогого оборудования (например, самоходного) производительность труда нередко повышают без снижения издержек производства. Поэтому показатель производительности труда, оставаясь очень важным, не всегда характеризует уровень суммарных материально-трудовых затрат.

Для удешевления добычи можно снизить расход материалов на отбойку руды (ВВ, средства взрывания, буровая сталь, твердые сплавы и т. п.), но этот расход зависит главным образом от свойств руды, а также от метода отбойки и кондиционного размера куска, которые могут быть одинаковыми при многих системах разработки. Сама же система разработки определяет расход материалов на искусственное поддержание очистного

пространства — таких, как цемент или другие вяжущие вещества, крепь и т. п.

От системы разработки зависят показатели извлечения руды из недр. Выше было сказано, что они часто могут быть улучшены за счет увеличения издержек производства. Сошлемся на уже использованный пример: если в пологих залежах вместо рудных целиков для поддержания кровли возводят бетонные опоры, то потери руды снижаются, но себестоимость добычи возрастает. Поэтому требование к системе разработки состоит в том, чтобы сумма приведенных затрат и экономического ущерба от потерь и разубоживания руды была минимальной.

Тем не менее о денежных затратах данные нами не приводятся, так как в разных районах действуют разные поправочные коэффициенты к заработной плате и ценам на материалы, электроэнергию и т. д. Известное представление о соотношении себестоимости добычи при различных системах разработки дают показатели производительности труда и расхода основных материалов.

В соответствии с изложенным при рассмотрении систем разработки будем приводить следующие численные показатели:

1) производительность труда забойного рабочего по системе разработки (т. е. с учетом не только очистной выемки, но и подготовительно-нарезных работ в блоке), т/смену;

2) производительность блока, т/мес;

3) потери руды, %;

4) разубоживание руды, %;

5) расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т (подготовленного запаса).

Что касается расхода материалов, то отмечается лишь повышенный расход на закладку или крепление.

В показателях 1 и 2 имеются в виду тонны рудной массы (хотя обычно говорят: тонны руды).

Заметим, что сравнивать между собой по перечисленным показателям можно лишь те системы разработки, которые имеют сходные области применения, причем показатели должны определяться при одинаковых мощности залежи и крепости руды. Для подтверждения укажем, что, если, например, в крутой залежи блок длиной 40 м подготавливают одним восстающим, то при мощности залежи 0,4 м расход подготовительно-нарезных работ составляет 20 м/1000 т, а при мощности 30 м — только 0,27 м/1000 т; столь резкое изменение этого показателя зависит здесь целиком от мощности залежи.

§ 4. МЕТОДИКА ЭКОНОМИЧЕСКОГО СРАВНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ И ОПТИМИЗАЦИИ ИХ ПАРАМЕТРОВ

Эта методика рассматривается здесь для того, чтобы дальше при изучении каждой системой можно было пояснить, с какой из предыдущих систем и по какому критерию следует ее срав-

нивать и каким образом могут быть выбраны с экономических позиций ее вариант и параметры.

Требования охраны природы в частях сохранения дневной поверхности, водоемов и т. п. и другие требования, не имеющие пока что общепринятых численных оценок, должны учитываться дополнительно по специальным методикам и общим соображениям.

С экономической точки зрения системы разработки различаются между собой главным образом материально-трудовыми затратами по подготовке и очистной выемке и показателями извлечения руды, а также затратами на транспорт и вспомогательные процессы, зависящие от концентрации горных работ. Это же относится и к вариантам одной и той же системы разработки. Поэтому далее говорим сразу о сравнении и систем разработки, и вариантов системы.

Сравнительная экономическая оценка систем разработки исследовалась М. И. Агошковым, П. И. Городецким, Р. П. Каплуновым, О. А. Байконуровым, В. А. Шестаковым и другими учеными.

Существует несколько методик экономической оценки систем разработки, примерно равноценных по результатам, но различающихся по сложности; примем одну из наиболее простых.

Основываемся на экономико-математических методах и критериях эффективности, изложенных выше.

Пользоваться будем условиями максимального приведенного дохода или минимальной суммы приведенных затрат и ущерба от потерь и разубоживания.

Поясним некоторые понятия.

Доход — это то же, что и прибыль. Термин «прибыль» применяют чаще и обозначают ее абсолютную величину через P , а удельную — через p , т. е. так же, как и потери полезного компонента, что затрудняет использование формул. Чтобы избежать этого, воспользуемся термином «доход», не внося этим чего-либо нового в само понятие по сравнению с прибылью.

Определение «приведенный» по отношению к доходу имеет то же значение, что и в «приведенных затратах», т. е. учитывает разновременность затрат: из дохода вычитается величина $E_n k$, как недополученная прибыль на других предприятиях отрасли в связи с отвлечением средств на строительство данного рудника (или подготовку и оборудование блока и т. п.).

Как сказано выше, в связи с экономическими методами исследования, дополнительно к одному из перечисленных условий необходимо учитывать как самостоятельный показатель производительность труда, и если она при одной из систем разработки намного выше, чем при другой, то этой системе может быть отдано предпочтение, даже несмотря на несколько более высокие приведенные затраты.

В экономическом сравнении систем разработки фигурируют следующие их показатели:

c — материально-трудовые затраты на отработку 1 т рудного запаса, руб/т (тонну руды, массы); n — потери полезного компонента; P — разубоживание руды; k — удельные капиталовложения на отработку 1 т рудного запаса в год, руб.

Если одна из систем разработки лучше других по всем этим показателям или хотя бы по одному из них при равенстве остальных показателей, то ясно, что именно она заслуживает предпочтения, и дальнейшие расчеты не нужны. Иногда не требуется определять даже и сами эти показатели, так как соотношение их в пользу одной из систем очевидно и без цифр. Возьмем пример отработки камеры со шпуровой отбойкой слоями снизу вверх в залежи крутого падения с правильными контурами и устойчивыми породами. Можно бурить шпуры или с поверхности замагазинированной руды (система с отбойкой из магазинов), или с поверхности закладки, для чего потребуется по мере выемки руды закладывать камеру (система горизонтальных слоев с закладкой). Первая система дешевле, потери и разубоживание руды при обеих системах в рассматриваемых условиях приблизительно равны, поэтому очевидно преимущество отбойки из магазинов.

Однако довольно часто требуется и определение показателей, и дальнейшие расчеты.

В оптимизационных расчетах можно пользоваться как абсолютными величинами по этажу, панели, блоку, участку, так и удельными — на 1 т погашаемого запаса. Удобнее пользоваться удельными величинами, как более наглядными.

С точки зрения сравнения технических решений возможны различные случаи, рассмотрим их по отдельности, начиная с более простого.

Индексами 1 и 2 обозначим первую и вторую сравниваемые системы разработки (или варианты систем) и относящиеся к ним показатели.

1-й случай. Системы разработки различаются между собой по величине приведенных затрат, но не имеют существенного различия по потерям и разубоживанию руды:

$$E_n k_1 + c_1 \neq E_n k_2 + c_2; \quad n_1 \approx n_2; \quad p_1 \approx p_2.$$

В этом случае достаточно сопоставить системы только по сравнительным приведенным затратам и отдать предпочтение более дешевой системе, т. е. условие выбора

$$E_n k + c \rightarrow \min. \quad (XI.1)$$

Так, предположим, что варианты системы разработки камер различаются способом бурения взрывных скважин — штанговым или шарошечным и связанными с этим элементами системы разработки. При штанговом бурении лучше дробится руда и, следовательно, выше производительность доставки руды; но, с другой стороны, в связи с уменьшенной глубиной скважин больше объем буровых выработок. Различны и затраты на бу-

рение. Показатели же извлечения примерно одинаковы при обоих вариантах. Значит для выбора достаточно определить, какой из вариантов дешевле.

Аналогичный пример: параллельное и веерное расположения скважин. При веерном расположении выигрывают в объеме буровых выработок, но увеличивается расход бурения и снижается качество дробления руды, что уменьшает производительность доставки руды. Показатели же извлечения руды могут быть постоянными. Значит, опять-таки достаточно учесть материально-трудовые затраты.

В этих и подобных им случаях для упрощения целесообразно учитывать только сравнительные затраты, т. е. те, которые различны при различных вариантах.

2-й случай. Одна из систем обеспечивает более дешевую добычу, а другая — лучшие показатели извлечения руды:

$$E_n k_1 + c_1 < E_n k_2 c_2; \quad n_1 > n_2 \text{ и (или) } p_1 > p_2.$$

В этом случае сравнение систем основывается на максимизации удельного (на 1 т запаса руды) приведенного дохода от разработки рассматриваемого участка месторождения:

$$\partial \rightarrow \max. \quad (\text{XI.2})$$

Отметим, что это условие является общим и в принципе может быть использовано в любой ситуации, однако в других случаях можно обойтись более простыми расчетами.

Поясним рассматриваемый случай, который очень характерен. К примеру, сравниваются между собой одна из систем с обрушением руды и вмещающих пород и одна из систем с искусственным поддержанием очистного пространства. Очевидно, первая система является более дешевой в связи с отсутствием процессов закладки и крепления, но дает повышенные потери и разубоживание руды, выпускаемой под налегающими обрушенными породами.

В этом и аналогичных примерах каждая из систем, по сравнению с другой, имеет и достоинства, и недостатки, сопоставление которых возможно лишь при едином их количественном измерении в денежном выражении.

Повышение приведенных затрат снижает удельный доход. Потери руды также снижают доход, так как уменьшают выход рудной массы, приносящей доход. Разубоживание руды тоже сокращает доход, поскольку снижает выход конечного продукта из 1 т рудной массы и увеличивает затраты на транспорт и переработку рудной массы.

Извлеченная ценность считается по концентрату или металлу, а иногда и по рудной массе, в зависимости от того, что из этого является товарной продукцией данного предприятия.

Удельный приведенный доход от погашения 1 т запаса руды, руб/т,

$$\partial = k_d [c_{\beta} - E_n k_{p.м} - (c_{\text{доб р.м}} + c_{\tau} + c_n)], \quad (\text{XI.3})$$

где k_d — выход рудной массы при добыче в долях единицы, зависит от потерь n и разубоживания p руды:

$$k_d = \frac{1 - n}{1 - p},$$

ζ_β — ценность конечного (товарного) продукта, полученного из 1 т рудной массы, руб/т; ζ — замыкающая цена продукта (себестоимость в наименее благоприятных условиях отрасли или региона плюс нормативная прибыль), руб/т; β — выход конечного продукта из рудной массы в долях единицы; $E_n k_{p.m.}$ — недополученная прибыль на других предприятиях отрасли, руб/т (рудной массы); $c_{доб. р. м.}$ — себестоимость добычи рудной массы, руб/т; c_τ — себестоимость поверхностного транспорта, отнесенная к 1 т рудной массы (если товарный продукт — концентрат, то учитывают транспорт рудной массы с рудника на обогательную фабрику, а если продукт — металл, то добавляют еще транспорт концентрата, полученного из 1 т рудной массы), руб/т; c_n — себестоимость переработки 1 т рудной массы (обогащение или обогащение плюс металлургический передел), руб/т.

Выход товарного продукта из рудной массы

$$\beta = \frac{A_{руд}(1 - p)}{A_k} \eta,$$

где $A_{руд}$, A_k — содержание в руде и в конечном продукте; η — извлечение металла при переработке (в долях единицы).

Заметим, что если товарным продуктом является рудная масса, то $c_\tau = 0$, $c_n = 0$, $\beta = 1$.

При полиметаллической руде расчет можно вести по одному из металлов (основному, например свинцу), на который условно пересчитывают и все остальные извлекаемые из руды металлы (цинк, медь и т. п.). Коэффициенты пересчета известны из геологической или проектной документации, они зависят здесь от соотношения цен цинка (или меди и т. п.) и свинца, себестоимости переработки, извлечения металла при переработке и т. п.

Для определения ценности товарного продукта при нескольких его видах, например при нескольких концентратах, можно также пользоваться величинами средневзвешенной цены товарных продуктов и суммарного их выхода, которые для действующего предприятия определяются по отчетной документации.

Если системы разработки дают разную производительность блока, то в связи с различной концентрацией горных работ следует учитывать затраты на транспорт и вспомогательные работы, т. е. в формулу XI.3 подставлять не участковую, а шахтную себестоимость. В остальных случаях можно определять себестоимость добычи только по блоку.

3-й случай. Условия те же, что и во втором случае. Особенность состоит в том, что в техническом отношении варианты раз-

личаются между собой лишь одним-двумя элементами (это может иметь место при выборе варианта или параметра системы). Воспользуемся опять примером отработки сплошной системой пологой залежи с устойчивыми породами. Для поддержания кровли могут быть оставлены навсегда столбообразные целики либо возведены искусственные бетонные опоры. При искусственных опорах требуются дополнительные затраты на их возведение и на выемку руды, которая осталась бы в целиках при другом варианте, зато потери руды снижаются, а во всем остальном сравниваемые варианты одинаковы. Сравнение здесь может основываться на минимальной сумме сравнительных убытков при разработке данного участка месторождения. Эта сумма определяется для каждого варианта как приведенные сравнительные затраты по элементам, которыми варианты различаются между собой. Расчет ведется на 1 т запаса, учитываются затраты только по добыче руды.

Таким образом, сюда относится условие (VIII.17), которое запишем в виде

$$E_n k + c + y_{np} \rightarrow \min. \quad (XI.4)$$

4-й случай. Один из сравниваемых вариантов (или одно из значений параметра) системы разработки обеспечивает меньшие потери руды, а другой — меньшее разубоживание, но оба примерно равноценны по материально-трудовым затратам:

$$E_n k_1 + c_1 \approx E_n k_2 + c_2; \quad n_1 < n_2; \quad p_1 > p_2.$$

В этом случае сравнение основывается на минимальных сравнительных условных потерях металла (полезного компонента), которые равны действительным потерям плюс условные потери, эквивалентные разубоживанию по величине экономического ущерба:

$$n + pk \rightarrow \min,$$

где k — коэффициент перевода разубоживания в условные потери.

Этот случай имеет место, если при изменении варианта системы разработки или его параметров потери руды снижаются за счет увеличения разубоживания, например при спрямлении выемочного контура с подрывкой вмещающих пород, при дополнительном выпуске разубоженной рудной массы в случае применения систем с обрушением руды и вмещающих пород и т. п.

В этом случае следует исходить из минимального суммарного экономического ущерба от потерь и разубоживания руды, что и определяется условием

$$n + pk \rightarrow \min.$$

Приближенно

$$k = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{пор}}}{A_{\text{руд}} - A_{\text{min}}},$$

где $A_{\text{руд}}$ — среднее содержание металла в руде; $A_{\text{пор}}$ — то же, во вмещающих породах, разубоживающую руду; A_{min} — минимальное промышленное содержание металлов.

Для более общих выводов удобнее пользоваться не абсолютными значениями содержания металлов в руде и породах, а их соотношением с A_{min} . Соответственно получим

$$k = \frac{1 - \frac{A_{\text{пор}}}{A_{\text{min}}}}{\frac{A_{\text{руд}}}{A_{\text{min}}} - 1}. \quad (\text{XI.5})$$

Подсчитанные по формуле (XI.5) значения коэффициента для различных случаев приведены в табл. XI.1.

Условие оптимизации для 4-го случая в окончательном виде

$$n + p \frac{1 - \frac{A_{\text{пор}}}{A_{\text{min}}}}{\frac{A_{\text{руд}}}{A_{\text{min}}} - 1} \rightarrow \min. \quad (\text{XI.6})$$

Особо должны рассматриваться случаи, в которых разубоживание жестко ограничено технологией переработки руд.

Оптимизация параметров систем разработки. Имеются в виду высота этажа и ширина панели, поперечные размеры и площадь блока, ширина камер и целиков, высота подэтажей и слоев и т. п.

Часть параметров целесообразно принимать максимальными или, наоборот, минимальными по техническим факторам. Так, при поддержании кровли пологой залежи постоянными целиками (сплошная система разработки) чаще целесообразно оставлять целики минимальной ширины через максимальные интервалы по условию прочности кровли и целиков. Но для боль-

Таблица XI. 1. Приближенные значения коэффициента k перевода разубоживания руды в условные потери металла

$\frac{A_{\text{руд}}}{A_{\text{min}}}$	$\frac{A_{\text{пор}}}{A_{\text{min}}}$			$\frac{A_{\text{руд}}}{A_{\text{min}}}$	$\frac{A_{\text{пор}}}{A_{\text{min}}}$		
	0	0,25	0,5		0	0,25	0,5
1,25	4	3	2	3,0	0,5	0,37	0,25
1,5	2	1,5	1	5,0	0,25	0,19	0,12
2,0	1	0,75	0,5				

шинства параметров наивыгоднейшим является экстремальное значение, определение которого и входит в задачу оптимизации.

Важнейший из параметров — высота блока. Высоту блока, а следовательно, и высоту этажа при крутом падении залежи устанавливают с точки зрения данной системы разработки тогда, когда эта система доминирует в рассматриваемом этаже.

Увеличение высоты этажа сокращает число этажных горизонтов, чем снижает удельный (и абсолютный по шахтному полю) объем выработок этажных горизонтов и околоствольных выработок, а также проводимых в основаниях блоков выработок для выпуска и доставки руды, например при этажном принудительном обрушении. Кроме того, возрастает количество руды, приходящееся на один пункт выпуска, один пункт погрузки составов и т. п., что позволяет использовать более мощное оборудование.

С другой стороны, с увеличением высоты этажа, во-первых, повышаются расходы на поддержание выработок откаточных, рудовыпускных, восстающих и т. п. в связи с увеличением срока их службы и длины восстающих. Этот недостаток особенно ощутим при неустойчивых породах и большом горном давлении. За известным пределом он становится решающим даже при крепких рудах, если применяется этажный донный выпуск: частые взрывания для ликвидации заторов приводят к преждевременному разрушению рудовыпускных выработок.

Во-вторых, увеличиваются также затраты времени на перемещение рабочих в блоке, возрастают расходы на доставку материалов и оборудования в забой.

В-третьих, в случае неправильного (непостоянство мощности и угла падения) залегания рудных тел, особенно тел маломощных, разведочные данные, получаемые при проходке этажных выработок, становятся менее надежными.

В четвертых, если выпускают руду под налегающими обрушенными породами, то при углах падения залежи меньше 75° часть отбитой руды остается в потерях на лежащем боку, и эта часть тем больше, чем больше высота этажа. Для уменьшения этих потерь проводят дополнительные работы, например, проходят выпускные выработки в лежащем боку на промежуточных уровнях, что повышает материально-трудовые затраты.

Горно-технические условия, при которых указанные недостатки менее ощутимы, можно считать благоприятными для большой высоты этажа. Это — очень крутое падение залежи, при котором меньше запас руды в этаже и значительно меньше срок поддержания выработок, а кроме того снижаются потери отбитой руды на лежащем боку; устойчивые породы и относительно небольшое горное давление; правильное залегание рудных тел; средняя мощность рудных тел или большая мощность; если это не вызывает повышенного горного давления; при этажном выпуске руды — хорошее ее дробление при отбойке.

Неблагоприятны для большой высоты менее крутое падение, малая мощность и неправильное залегание рудных тел, неустойчивые руда и вмещающие породы, большое горное давление, крупная кусковатость отбитой руды в случае этажного выпуска.

Высота этажа, за отдельными исключениями, изменяется от 40—50 до 80—150 м, в зависимости от того, насколько благоприятны или, наоборот, неблагоприятны условия и имеется тенденция к увеличению высоты этажа.

В последующих главах даются методики оптимизации высоты блока с учетом того, какие из перечисленных факторов существенны при данной системе разработки, и оптимизации других параметров, специфичных для данной системы.

Соображения по численной оценке влияющих факторов изложены выше.

Если не поддающиеся численной оценке факторы в каком-либо случае играют решающую роль, то следует выбирать величину параметра на основании инженерного опыта и практических данных.

Глава XII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЕСТЕСТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Системами разработки с естественным поддержанием очистного пространства называются системы, при которых при отработке всего блока (панели) или основной его части очистное пространство в период выемки поддерживается, за счет собственной устойчивости окружающих пород и рудных целиков.

Удельное значение этих систем на подземных рудниках СССР составляет около 40 % и снизится при увеличении глубины разработок.

Типичная для этого класса сплошная система разработки охарактеризована выше в связи с делением на классы.

Системы с естественным поддержанием очистного пространства применяются главным образом при устойчивой руде и устойчивых вмещающих породах. Наличие этих условий используется для возможно более дешевой добычи руды. При малой устойчивости боковых пород рассматриваемые системы разработки могут применяться только в мощных залежах, но тогда около слабых боковых пород оставляют предохранительный целик толщиной либо 1—3 м в виде теряемой «корки», либо 5—8 м при условии последующей его отработки вместе с другими целиками.

Очистная выемка состоит только из отбойки и доставки руды

(при необходимости и вторичного дробления руды). Очистное пространство может быть открытым или заполненным отбитой рудой. Поддерживается оно за счет естественной устойчивой руды и вмещающих пород, а при магазинировании руды — частично и за счет подпора боков очистного пространства замагазинированной рудой.

Этим системам свойственны хорошие показатели производительности труда, себестоимости добычи и интенсивности разработки месторождения, а также малое разубоживание руды (исключая условия тонких залежей). Однако в мощных и средней мощности залежах значительная часть руды остается в целиках постоянных или временных, причем временные целики извлекаются с большими затратами сил и средств или большими потерями руды.

Классификация систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства дана в табл. XII.1.

Краткие сведения о развитии систем с естественным поддержанием очистного пространства. Системы группы А (с принудительной доставкой руды в очистное пространство) применяются еще в древности и продолжают широко применяться в подходящих для них горно-геологических условиях.

При этих системах работают на почве залежи, поэтому не требуется образовывать рабочие места ни для отбойки, ни для доставки руды.

Таблица XII.1. Классификация и особенности систем разработки с естественным поддержанием очистного пространства

Группы и системы разработки	Особенности типичных вариантов и условий применения, требующие пояснения
Группа А. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства и принудительной доставкой в нем руды 1. Сплошная система разработки	Применяются в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности. Руду перемещают по почве залежи
2. Камерно-столбовая система разработки	Забой располагают по всей ширине панели. Кровлю поддерживают постоянными столбообразными целиками. Камеры расположены поперек панели. Между камерами оставляют сплошные или столбообразные целики
Группа Б. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды 3. Камерная система разработки	Применяются в крутых залежах и мощных пологих и наклонных залежах
4. Система разработки с отбойкой из магазинов	Вынимают камеры. Отбойка скважинами из специальных выработок
5. Другие системы разработки этой группы	Применяется в маломощных крутых залежах. Отбивают руду шпурами, буримыми с поверхности накапливаемой в камере отбитой руды

Развитие этих систем шло и продолжает идти в первую очередь по линии механизации работ: в свое время на отбойке и доставке руды применяли переносное оборудование (перфораторы, отбойные молотки, скреперные установки), в последующем перешли от переносного оборудования к самоходному при крепкой руде или к механической отбойке комбайнами и конвейерной доставке при мягкой руде.

Поскольку при этих системах значительная часть запаса остается в целиках, другое существенное направление их развития — изыскание рациональных схем расположения и размеров целиков, при которых запас целиков был бы минимальным по условию прочности.

В системах группы Б (с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды) блок имеет высоту, равную высоте этажа, поэтому выемка руды должна вестись в таком порядке, чтобы всегда были обеспечены рабочие места для отбойки руды (доставка ее самотечная), а это определяет требования к системе разработки. В данной группе произошли существенные изменения не только в механизации работ, но и в самих системах разработки.

В маломощных крутых залежах первоначально применялись в основном потолкоуступная система разработки с простой распорной крепью, предназначенной для установки на ней рабочих полков; почвоуступная система разработки, при которой бурильщик стоит на разбуриваемом уступе; система разработки с отбойкой из магазинов, при которой бурильщик стоит на накопленной в камере отбитой руде.

Теперь система разработки с простой распорной крепью встречается редко, поэтому она исключена из классификации. Более широко в маломощных крутых залежах стали применять отбойку из магазинов, и используют новые системы разработки, в которых рабочее место для бурильщика создается с помощью специального оборудования. (Эти новые системы рассматриваются в силе других систем разработки данной группы).

С развитием скважинной отбойки возникла камерная система разработки, которая при большой и средней мощности залежей вытеснила отбойку из магазинов. Развитие камерной системы в части механизации работ в последние десятилетия шло по линии перехода от переносного оборудования к самоходному или к полустационарным установкам непрерывного действия (для выпуска руды).

§ 2. СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Сплошной системой разработки называется применяемая в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой панель (или этаж в наклонных залежах) отработывают без деления на камеры, продвигая забой по длине

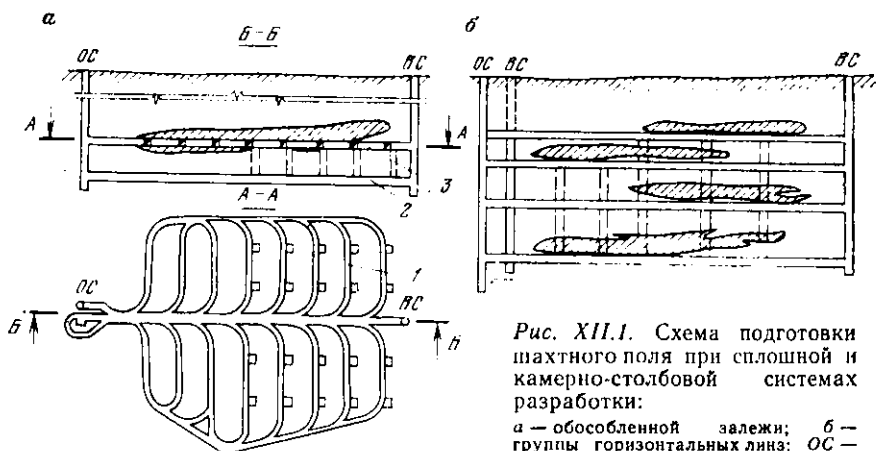


Рис. XII.1. Схема подготовки шахтного поля при сплошной и камерно-столбовой системах разработки:

а — обособленной залежи; б — группы горизонтальных линз; ОС — основной ствол; ВС — вентиляционный ствол (1 — панельные штреки; 2 — главный откаточный штрек; 3 — рудный штрек)

панели; доставляют руду в очистном пространстве механизированным способом; кровля поддерживается постоянными целиками, имеющими в очистном пространстве столбообразную форму. (Эту систему разработки на рудниках Джезказганского горно-металлургического комбината называют панельно-столбовой).

На долю этой системы приходится около 5 % подземной добычи руд в СССР.

Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми.

Сплошная система наиболее эффективна при малой и рядовой ценности руды в связи со значительными потерями руды в целиках. Качество руды должно быть более или менее стабильным, чтобы не требовалось выемки руды по сортам.

Панели, на которые нарезают шахтное поле (рис. XII.1), отрабатывают без деления на блоки. Забой располагают по всей ширине панели и подвигают по длине панели (см. рис. XI.7). Вынимают руду обычно сразу на полную мощность залежи или с делением по высоте на два-три слоя, которые вынимают, начиная с верхнего. Выработанное пространство остается открытым, кровлю поддерживают постоянными целиками, сплошными по границам панелей (панельными) и столбообразными внутри панелей (опорными). Опорные целики обычно круглые, располагают их регулярно, т. е. по геометрической стенке, или нерегулярно, по возможности на участках с менее устойчивой кровлей, менее ценной рудой, меньшей мощностью залежи и т. п.

В виде исключения при ценной руде целики могут быть заменены искусственными опорами, например бетонными.

Доставляют руду механизированным способом по почве залежи. Так как люди работают в открытом очистном простран-

стве, кровлю залежи в большинстве случаев закрепляют штангами.

Сплошная система разработки отличается большой длиной забоя и значительной высотой очистного пространства, что дает возможность использовать мощное самоходное оборудование.

Способ подготовки месторождения. В пологих залежах проходят от ствола главные штреки и нарезают шахтное поле панельными штреками на панели. При использовании самоходного оборудования и расстоянии от забоев до ствола не более 600—1000 м руду обычно отвозят непосредственно к шахтному стволу. Все штреки (и главные, и панельные) в этом случае проходят в рудном теле, в нижней его части. И лишь при сложной гипсометрии почвы залежи часть выработок проходят в подстилающих породах.

В больших шахтных полях главные штреки могут быть оборудованы для электровозной откатки, проходят их в подстилающих породах, а над ними нарезают панельные штреки в рудном теле у его почвы.

Широко применяют концентрационные горизонты, на которые перепускают руду по капитальным рудоспускам из нескольких рудных тел, расположенных на разных уровнях.

При ограниченных поперечных размерах шахтных полей (до 1000—1500 м) на отдельных зарубежных рудниках отвозят руду из забоя в автосамосвалах к подземной дробильной установке, из которой руда поступает на

ленточный конвейер наклонного шахтного ствола, или, в автосамосвалах же, непосредственно на обогатительную фабрику по наклонному шахтному стволу или штольне и далее по земной поверхности.

При скреперной доставке руды (рис. XII.2) главный и панельные штреки для электровозной откатки нарезают в подстилающих породах, а в рудном теле проходят панельные штреки для сообщения, которые соединяют рудоспусками и ходками с откаточными штреками.

В горизонтальных и наклонных залежах проходят штреки только по руде.

Для начала очистных работ в панели соединяют рудные панельные штреки разрезным штреком.

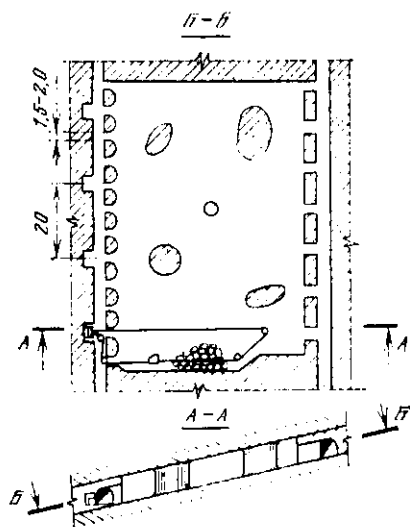


Рис. XII.2. Сплошная система разработки,—вариант со скреперной доставкой руды в маломощной наклонной залежи

Параметры системы. Ширину панели можно оптимизировать по условию (XI.1) $y = E_n k + c \rightarrow \min$, учитывая следующие величины (в рублях на 1 т погашаемого запаса): затраты на проходку панельных штреков (входят в k , c) и рудоспусков, снижающиеся при расширении панели; затраты на доставку руды, возрастающие с увеличением ширины панели; затраты на транспорт и вспомогательные процессы, зависящие от концентрации горных работ и возрастающие с увеличением ширины панели, в связи со снижением производительности и доставки руды.

Ширину панелей принимают $150 \div 200$ м при самоходном оборудовании и $80 \div 100$ м при скреперной доставке; меньшие размеры в том и другом случае относятся к мощным рудным телам, в которых удельные затраты на проходку штреков и рудоспусков относительно невелики.

Расстояния между целиками и поперечные их размеры выбирают по условию прочности целиков и кровли при минимальной суммарной площади целиков.

Ширина панельных целиков составляет от $10 \div 15$ до $30 \div 40$ м при большой глубине разработки, расстояние между опорными целиками — $8 \div 20$ м, поперечный размер целиков $3 \div 6$ м при высоте до $12 \div 15$ м (меньшие значения — при меньшей высоте и крепкой руде) и до $9 \div 10$ м при большей высоте.

Очистная выемка с применением самоходного оборудования. Отбойка руды. Шпуров глубиной $2 \div 4,5$ м бурят с помощью самоходных буровых установок и заряжают самоходными зарядными установками или с самоходных площадок. При мощности залежи до $7 \div 8$ м выемку ведут сразу на полную мощность; при большей мощности — в два слоя, начиная с верхнего.

Отбойку скважинами (только малого диаметра) применяют редко во избежание нарушения взрывами целиков и кровли очистного пространства, так как в нем работают люди.

Погрузка и доставка руды. При расстоянии доставки до $200 \div 300$ м целесообразно использовать самоходные ковшовые погрузочно-доставочные машины грузоподъемностью $8 \div 20$ т и более, а при большем расстоянии — погрузочные машины (экскаваторы, ковшовые погрузчики или ковшовые погрузочно-доставочные машины, используемые как погрузочные) в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью $20 \div 60$ т.

На зачистке дорог и сгребании взорванной руды в навал используют те же ковшовые машины, что и на погрузке руды или более.

Поддержание выработанного пространства. Осмотр и обorkу кровли производят с самоходных площадок.

Широко применяют штанговое крепление кровли, для этого бурят шпуров и устанавливают штанги с самоходных площадок. Длина штанг $1,5 \div 2$ м. По периметру обнажения иногда длину штанг уменьшают на $0,5$ м. Устанавливают штанги на расстоянии $1 \div 2$ м одна от другой с отставанием от очистного забоя на $4 \div 6$ м. Расходы на установку штанговой крепи при мощности

залежи от 5 до 20 м составляют соответственно от 20 до 5 % расходов на отбойку и доставку руды.

Проветривание больших выработанных пространств затрудняется завихрением потоков воздуха, малой скоростью струи, отклонением ее от забоя. Проветривание осуществляется от общешахтной струи; чтобы приблизить струю к забою, ее направляют из штреков в очитное пространство только через ближние сбойки, а более отдаленные сбойки перекрывают вентиляционными перемычками или завешивают брезентом, который при проезде машин отодвигается ими. Отрабатывают панель чаще прямым ходом, для отвода загрязненного воздуха проводят по середине ширины панели под кровлей залежи вентиляционный штрек. Отбитую руду орошают после взрыва и при погрузке.

Возможно кондиционирование воздуха в кабинах самоходных машин (кабины герметизируются, воздух в них нагнетается через фильтры).

На рудниках СССР сплошную систему разработки с самоходным оборудованием широко применяют в Джезказганском ГМК и на комбинате «Эстонсланец».

В Джезказганском ГМК разрабатывают маломощные и средней мощности пологие залежи медных руд — песчаников с коэффициентом крепости $10 \div 12$. Кровлю закрепляют штангами. На погрузке и доставке руды используют экскаваторы или ковшовые погрузо-доставочные машины, работающие как погрузчики, и автосамосвалы, доставляющие руду на расстояние до 500—800 м к рудоспускам, выходящим на концентрационный горизонт с электровозным транспортом. В цикл очистной выемки входят: 1) бурение; 2) зарядание и взрывание; 3) погрузка и доставка руды; 4) бурение шпуров под штанговую крепь и установка штанг; 5) зачистка почвы. (Операции пунктов 1 и 3 выполняются специализированными бригадами). Каждый участок забоя шириной $15 \div 20$ м в интервале между опорными целями отводят под одну из этих операций.

Вариант со скреперной доставкой руды или рельсовой откаткой руды в забое (см. рис. XII.2) может быть рекомендован главным образом при малой мощности залежей или при настолько малом размере залежей, что расходы на доставку самоходного оборудования к месту работ были бы слишком обременительны, а также в наклонных залежах (до 35°).

При горизонтальном залегании месторождения откаточные штреки проходят по почве залежи, вагоны подают по рельсам непосредственно в забой, где загружают их погрузочной машиной или скрепером через полук. При наклонном залегании проходят откаточные штреки в рудном теле.

Шпуры бурят колонковыми перфораторами. Скреперные установки применяют мощностью $50 \div 100$ кВт.

В пологих залежах подготовка полевая, объем ее $3 \div 6$ % по отношению к отрабатываемому запасу, что увеличивает расходы по системе разработки на $10 \div 15$ %.

Выемку части целиков осуществляют пока лишь на отдельных рудниках, главным образом при последующем (после выемки камер) обрушении кровли, вызываемом взрыванием целиков по всей линии фронта обратным ходом. Более широкие масштабы выемки целиков станут возможными при дистанционном управлении погрузочно-доставочными машинами.

Охрана труда. Основное внимание уделяется предупреждению внезапных вывалов из кровли и целиков. Решающее значение имеют правильный выбор расположения и размеров целиков, тщательное оформление целиков и кровли, борьба с сейсмикой, своевременное закрепление кровли штангами, если оно предусмотрено проектом. Необходимы ежесменный осмотр и оборка кровли перед началом работ. При высоте очистного пространства более $3 \div 4$ м кровля должна освещаться прожекторами и должны использоваться самоходные площадки для осмотра и оборки кровли. Передвижение людей должно осуществляться только вдоль линии целиков и забоев. В удароопасных участках месторождения должны тщательно соблюдаться все предусмотренные проектом меры прогнозирования и профилактики горных ударов. Скорость движения воздуха в камерах для проветривания должна быть не менее 0,15 м/с.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка сплошной системы. В вариантах с самоходным оборудованием при крепкой руде на передовых в техническом отношении рудниках производительность труда забойного рабочего составляет от $70 \div 120$ до 170 т/смену, производительность забоя — $30 \div 60$ тыс. т/мес; при переносном оборудовании — соответственно $30 \div 60$ т/смену и $4 \div 12$ тыс. т/мес. Расход подготовительно-нарезных выработок — $1 \div 2$ м/1000 т.

Сплошной системе свойственны общие достоинства и недостатки систем с естественным поддержанием очистного пространства.

Особые достоинства сплошной системы: незначительный объем подготовительно-нарезных работ, большое свободное пространство для работы самоходного оборудования.

Вместе с тем все очистные работы производятся под обнаженной кровлей, что требует тщательного соблюдения мер предосторожности. В целиках теряется значительная часть руды. Условия для проветривания не особенно благоприятны.

Экономическое сравнение сплошной системы разработки с другими системами, не требующими оставления постоянных целиков, производится по условию максимального дохода (XI.3). Варианты сплошной системы с естественными и искусственными целиками можно сравнивать по сумме сравнительных убытков из условия (XI.4).

Направления дальнейшего развития сплошной системы разработки: совершенствование самоходного оборудования; внедрение самоходных машин с дистанционным управлением в пределах видимости как на основной стадии выемки, так и для

извлечения части целиков; внедрение отбойки скважинами малого диаметра; улучшение состояния атмосферы в больших выработанных пространствах; снижение потерь руды в целиках за счет совершенствования методики расчета прочных размеров камер и целиков; изыскание дешевых методов возведения искусственных целиков с полной механизацией работ; совершенствование штанговой крепи; предварительные упрочнения кровли смолоинъекцией, тросовыми и взрывными машинами.

§ 3. КАМЕРНО-СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Камерно-столбовой системой разработки называется применяемая в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой выемку ведут камерами, доставляют руду по камерам механизированным способом (или, реже, силой взрыва), а кровля поддерживается целиками. Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми.

Этой системой на подземных рудниках СССР добывается около 1/6 объема руд.

Камерно-столбовая система (рис. XII.3) отличается от сплошной тем, что с целью увеличения числа забоев в панели или оставления сплошных опорных целиков (что повышает их прочность, облегчает последующую выемку) панель отрабатывают камерами. Камеры имеют прямоугольную в плане форму, вытянуты по ширине панели и параллельны между собой. Между камерами оставляют для поддержания кровли опорные целики, сплошные или в виде столбов.

По границам панелей оставляют панельные целики. Все целики, и междукamerные и панельные, могут быть как постоянными, так и временными. Постоянные междукamerные целики между камерами по возможности оставляют изолированные или сплошные, последние — главным образом при относительно малощенных полезных ископаемых, таких, как калийная соль, гипс и т. п. или в случаях, когда замеры закладывают и между заложёнными камерами вынимают целики. Возможности и методы выемки целиков при открытых камерах аналогичны имеющимся при сплошной системе разработки.

Варианты камерно-столбовой системы. Камерно-столбовую систему долгое время применяли только с постоянными целиками, и этот вариант принято считать классическим. В последние десятилетия все чаще встречаются варианты с выемкой целиков, как полной, так и частичной. При этом закладывают камеры перед выемкой целиков или обрушают кровлю по мере выемки целиков. Обрушением преследуются цели предотвратить внезапную самопосадку кровли и снизить опорное давление на целики в действующих камерах. Имеются варианты с подрывом целиков только для обрушения кровли, а обрушенная из целиков руда не извлекается. Иногда при выемке целиков поддер-

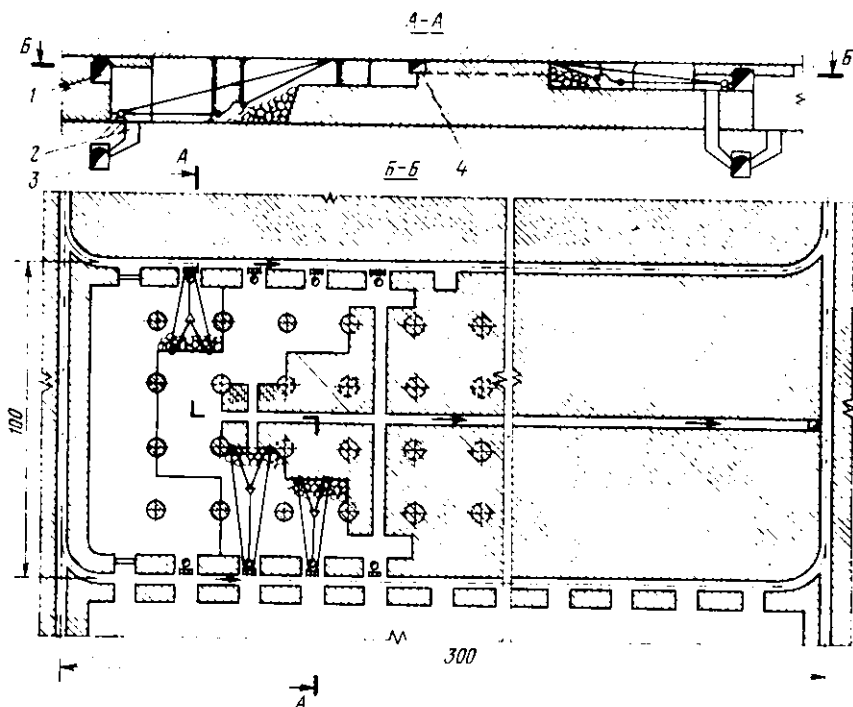


Рис. XII.3. Камерно-столбовая система, — вариант со шпуровой отбойкой, скреперной доставкой руды и полевой подготовкой (Джезказганские рудники):

1 — панельный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — откаточный штрек; 4 — вентиляционный штрек. На разрезе А-А масштаб увеличен

живают вокруг них выработанное пространство искусственными опорами.

Однако почти во всех случаях основной стадией работ для камерно-столбовой системы остается выемка камер, которая преимущественно и рассматривается ниже.

Условия применения камерно-столбовой системы. Камерно-столбовую систему применяют в пологих и наклонных залежах малой и средней мощности при устойчивых или среднеустойчивых руде и вмещающих породах.

Предпочтение перед сплошной системой ей отдают при следующих условиях:

1) менее устойчивые руды и вмещающие породы, повышенное горное давление, в связи с чем опорные целики должны быть ленточными;

2) наклонное залегание рудных тел, при котором камерная выемка облегчает использование самоходного оборудования расположением камер по простиранию залежи или дает возмож-

ность взрывной доставки руды при расположении камер по восстановлению;

3) необходимость иметь забои одновременно в разных частях панели для усреднения качества рудной массы;

4) использование на очистных работах горных комбайнов проходческого типа;

5) более ценная руда, так как камерно-столбовая система имеет варианты с частичной или полной выемкой целиков.

Камерно-столбовая система — одна из самых древних. Ее давно и широко применяют при добыче руд цветных металлов, калийных солей, а в последние десятилетия — для добычи строительных материалов — гипса, известняка, пильного камня.

Параметры камерно-столбовой системы и подготовка. Ширина панели и размеры целиков выбираются таким же образом, как и для сплошной системы.

Ширина панели составляет от $80 \div 150$ м до $400 \div 600$ м при разработке калийных солей. Ширина камер $8 \div 20$ м, поперечные размеры целиков такие же, как и при сплошной системе или, в случае последующей выемки целиков, равные ширине камер. В случае механической отбойки ширина камер принимается равной ширине проходки комбайна или двух-трех проходов с разделяющими их тонкими целиками.

Подготовка та же, что и при сплошной системе разработки, с теми отличиями, что, во-первых, рудный панельный штрек сбивают с каждой камерой; во-вторых, рудная подготовка применяется в пологих залежах не только при использовании самоходного оборудования, но и (на калийных рудниках) при транспортировании руды конвейерами, так как они могут работать при значительных уклонах.

Очистная выемка. Крепкие и средней крепости руды отбивают в большинстве случаев шпурами, бурят их перфораторами. Есть опыт применения проходческих комбайнов для отбойки руд средней крепости на железных рудниках Западной Европы. На калийных рудниках отбивают руду преимущественно комбайнами, а при шпуровой отбойке бурят шпуры электросверлами. Отбойку скважинами во избежание нарушения кровли и целиков применяют реже и только с уменьшенным диаметром скважин, бурение — штанговое.

На очистной выемке крепких и средней крепости руд используют самоходное или переносное оборудование. Самоходное оборудование используют такое же, как и при сплошной системе разработки.

Для переносного оборудования типичен вариант системы, изображенный на рис. XII.3. Отбойка руды шпуровая, доставка скреперная лебедками мощностью $50-100$ кВт. Применяют трехбарабанные скреперные лебедки, что позволяет убирать руду по всей ширине камеры. При мощности залежи приблизительно до 5 м руду в камере вынимают сразу по всей высоте,

а при бóльшей мощности — слоями высотой $4 \div 5$ м, начиная с верхнего.

На ряде рудников бурят веера скважин из штрека (или наклонного восстающего в наклонных залежах), пройденного по длине камеры у почвы залежи. Чтобы устранить доступ в очистное пространство машинистов скреперных установок, перебрасывают скреперный канат через навал руды с помощью пневмопушек.

Проветривание осуществляют сквозной струей. Меры охраны труда те же, что и для сплошной системы.

В цветной металлургии камерно-столбовую систему широко применяют на рудниках Джезказганского и Ачисайского (практика которого подробно рассмотрена ниже) комбинатов, на Северо-уральских бокситовых рудниках (СУБР), Хайдарканском, Кадамжайском, Ингичникском рудниках.

Камерно-столбовая система разработки на рудниках Ачисайского полиметаллического комбината. Горнотехнические условия и основные варианты системы разработки. Глубина разработки $300 \div 700$ м. Залежи — наклонные, пластообразные, мощностью $3 \div 12$ м, в среднем 5 м. Руды представлены минерализованными известняками с коэффициентом крепости 10—12. Висячем и лежащем боках залегают более крепкие известняки. Кондиционный размер куска руды 800 мм, высота этажа 90 м. На горизонте электровозной откатки проходят полевой штрек в лежащем боку на расстоянии около 200 м от рудного тела и рудный штрек у лежащего бока; соединяют их через 200—300 м квершлагами, которые служат для кольцевания откатки и приема руды из блоков рудоспусков. Имеется наклонный ствол для спуска-подъема людей, материалов и оборудования в автомашинах и самоходного оборудования своим ходом.

Камерно-столбовую систему применяют в двух вариантах: с механизированной доставкой руды в очистном пространстве самоходным оборудованием при угле падения залежей до $20 \div 25^\circ$; со взрывной доставкой руды при угле $25 \div 45^\circ$.

Оба эти варианта применяют как с оставлением постоянных целиков, так и с последующей твердеющей закладкой и выемкой целиков. Ниже варианты рассматриваются применительно к оставлению постоянных целиков.

Вариант камерно-столбовой системы с доставкой руды в очистном пространстве самоходным оборудованием (Ачисайский комбинат). Камеры располагают по простиранию залежи с тем, чтобы обеспечить горизонтальное или возможно менее наклонное положение их почвы, удобное для работы самоходных машин. Основной вариант изображен на рис. XII.4. На глубине $400 \div 500$ м ширина камер 8 м, целики сплошные шириной 6 м или столбообразные шириной $6 \div 8$ м и длиной 12 м. Пробовали располагать опорные целики вертикально, но тогда они по краям разрушались до контуров, близких к нормали отно-

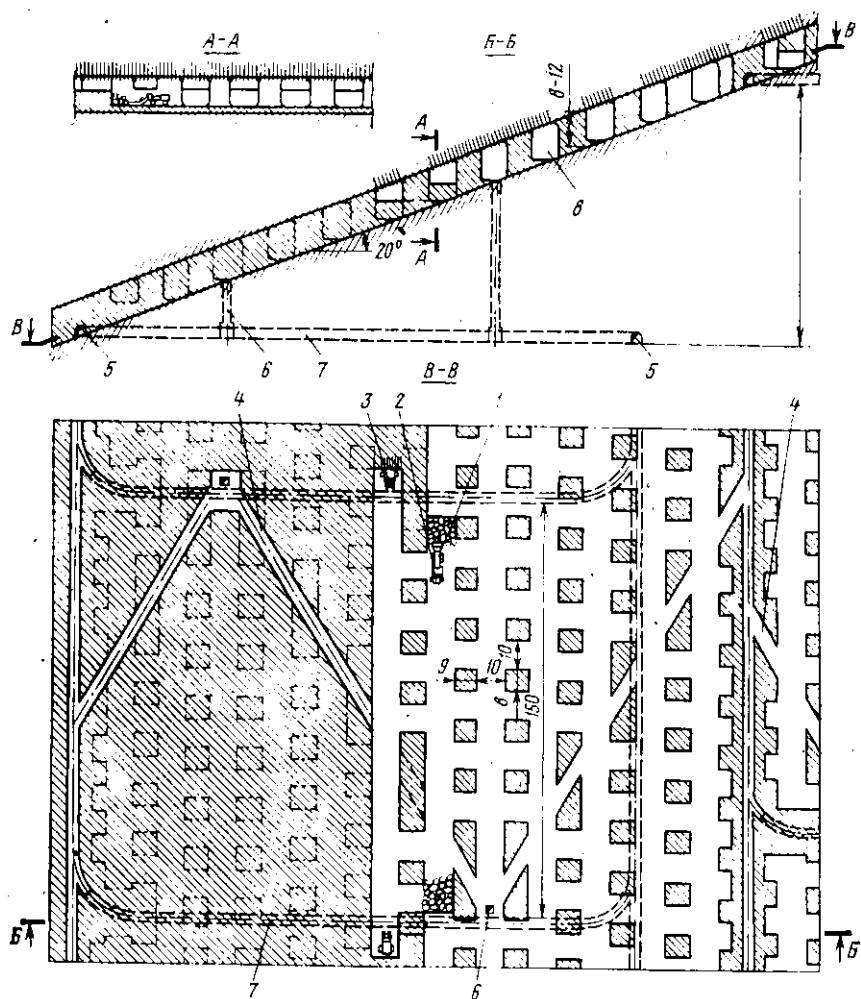


Рис. XII.4. Камерно-столбовая система, — вариант для разработки наклонных залежей с применением погрузочных машин 1 с нагребающими рычагами и автосамосвалов 2 (Ачисайский полиметаллический комбинат):

3 — самоходная буровая установка; 4 — диагональные съезды $5 \times 4 \text{ м}^2$ с наклоном 8° , пройденные через 300 м; 5 — откаточные штреки; 6 — рудопуски; 7 — заезды; 8 — камера

сительно контактов залежи. Поэтому стали оставлять целики крутонаклонные — на 7° круче нормали к контактам. Барьерные целики оставляют шириной $15 \div 25 \text{ м}$ по границам этажей; на нижних горизонтах ширину потребовалось увеличить. Отбивают руду шпурами, кровлю закрепляют штангами. При мощности залежи более 3 м используют самоходные буровые установки преимущественно дизельные пневмоколесные ВТФ, «Парама-

тик», «Миниматик» с двумя-тремя манипуляторами. Диаметр шпуров 54 мм, глубина 3,5 м, производительность бурильной установки $180 \div 260$ м/смену.

На погрузке и доставке руды используют ковшовые погрузочно-доставочные машины ПД-8, СТ-5А и «Торо» (на шины надевают цепи), а также гусеничные погрузочные машины с нагребаящими рычагами ПНБ-3к и ПНБ-3д в комплексе с 20-тонными автосамосвалами МоАЗ. Производительность погрузочных, погрузочно-доставочных машин и автосамосвалов в 1981 г. составила на 1 машину $200 \div 280$ т/смену.

Подготовительные выработки для проезда пневмошинного самоходного оборудования нарезают сечением 5×4 м, по пустым породам $4,5 \times 4$ м, уклон $6 \div 8^\circ$ на прямых участках и до 5° на закруглениях. Рудодоставочный штрек располагают в рудном теле у висячего бока. Диагональный съезд для самоходного оборудования пробивают в целиках сверху вниз по мере понижения работ. Оборудование при проведении подготовительных выработок используют то же, что и на очистных работах, поэтому производительность труда при рудной подготовке лишь на 20 % ниже, чем на очистных работах. Дороги выстилают рудной мелочью. Кровлю камер закрепляют штангами длиной 2 м по сетке 1×1 м.

В залежах мощностью $10 \div 12$ м выемку ведут горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя. Для увеличения фронта работ в слое соседние камеры отрабатывают попарно; нижний слой одной из них является верхним для другой.

Бригады на очистных работах — суточные, комплексные. Состав и численность бригады определяются из расчета наиболее полного использования погрузочно-доставочных машин. Все члены бригады имеют по несколько профессий, причем водители автосамосвалов и часть других членов бригады имеют права взрывника. Водители автосамосвалов разводят ВВ и помогают при зарядании.

Шпуры под штанги выбуривают рабочие забойной бригады, а устанавливает штанги другая бригада. При численности забойной бригады в 36 чел. установкой штанг заняты двое рабочих.

Мелкий ремонт самоходного оборудования выполняют на месте электрослесари с помощью забойных рабочих, а иногда и сами забойные рабочие. Численность электрослесарной группы, ремонтирующей забойные машины, приблизительно равна численности забойной группы. Производительность труда забойного рабочего на очистных работах до 100 т/смену, в среднем $60 \div 70$ т/смену, а с учетом подготовительно-нарезных работ до 80 т/смену, в среднем $50 \div 60$ т/смену.

Удельный расход ВВ на отбойку 350 г/т, на вторичное дробление лишь 15 г/т. Потери руды изменяются от $17 \div 18$ % на глубине 200 м до $32 \div 36$ % на глубине $400 \div 450$ м; разубоживание 8—10 %.

Вариант с последующим обрушением кровли (Ачисайский комбинат). Для снижения потерь руды в целиках в 1973÷÷1974 г. начали применять последующее обрушение кровли, целики подрывают сразу все по одной линии. Для обрушения целика пробуривают в верхней его части, на 2÷3 м выше почвы залежи, два вертикальных ряда шпуров, располагая шпуры в рядах в шахматном порядке. При высоте целика 5÷6 м располагают шпуры в виде ромбообразного конверта с дополнительным шпуром посередине. Целики обуривают одновременно с просечками в интервалах между ними, но взрывают с отставанием. Отставание — не более чем на 3 камеры, так как на большом удалении от обрушения повышается горное давление вплоть до раздавливания целиков.

Подрыв целиков вызывает обрушение кровли до линии ближайших оставшихся целиков на некоторую высоту (т. е. частичное, а не полное обрушение налегающих пород).

Камеры принимают шириной 5 м, целики — 3×2,5 м. Потери руды в целиках снижаются (против работы без обрушения) на 5÷7 %, не требуется крепить кровлю камер штангами.

Частичное обрушение кровли снижает горное давление на ближайшие два ряда целиков и повышает на большем удалении от кромки обрушения. Объясняется это тем, что опорное давление концентрируется на известном расстоянии от границы подработанной толщи.

Последующее обрушение кровли дает возможность обособленной выемки пластов кондиционных руд с обрушением и оставлением в выработанном пространстве некондиционного проплатка (рис. XII.5).

Вариант со взрывной доставкой руды (Ачисайский комбинат). Применяется при углах падения залежи 25÷45°. Особенности его (рис. XII.6): расположение камер по восстанию залежи; междуканерные целики сплошные; ширина камер 18 м при глубине работ 300 м и 12 м при глубине 400÷500 м; ширина целиков 4÷6 м. Схема комплексной механизации для этого варианта разработана под руководством и при участии С. М. Мауленкулова.

Штрек для доставки самоходным оборудованием к рудоспуску руды, выпущенной из камер, проходят близ висячего бока, из него в сторону лежачего бока — погрузочные ниши с уклоном вниз около 6 %, для того чтобы масса погрузочно-доставочной машины помогла ковшу врезаться в навал руды. Из ниши нарезают по руде у лежачего бока рудный восстающий сечением 2,8×2 м с помощью модернизированного самоходного полка КРН-1, предназначенного для проходки выработок с углом наклона 25÷60°.

На очистных работах используются: буровая установка БСМ на салазках — для бурения веером скважин диаметром 56 мм из наклонного восстающего, производительность 47 м/чел.-смену; передвижной полук — для зарядания скважин и оборки бортов

Рис. XII.5. Камерно-столбовая система разработки,— вариант для обособленной выемки сближенных пластов с последующим обрушением кровли (Миргалимскайский рудник): 1 — основная залежь; 2 — параллельная залежь; 3 — пропласток некондиционной руды

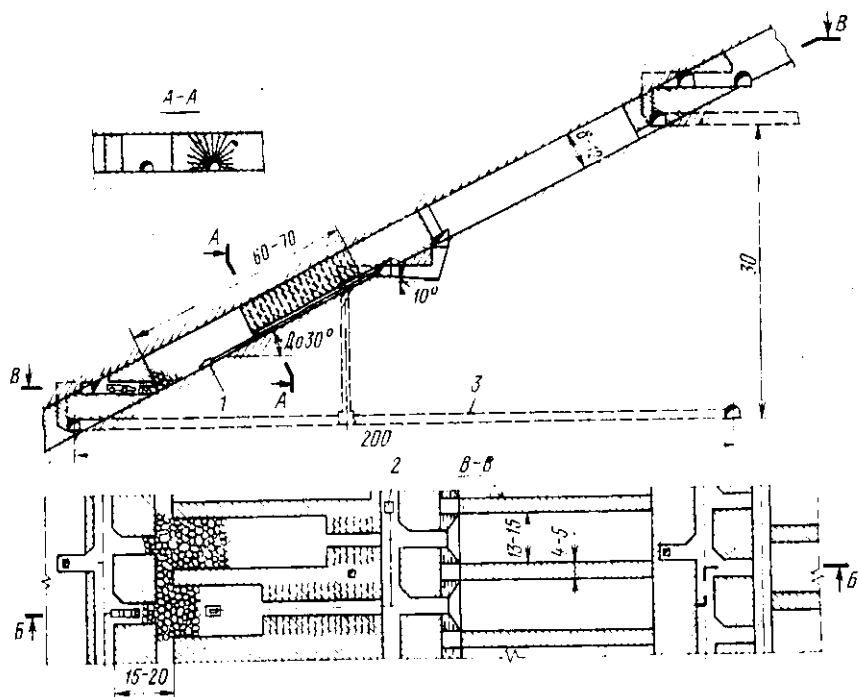
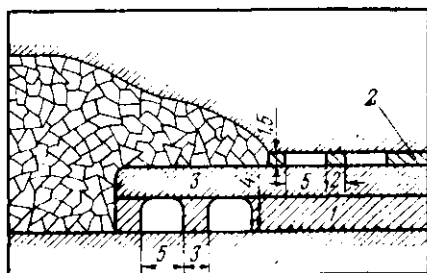


Рис. XII.6. Камерно-столбовая система,— вариант со взрывной доставкой руды, зачисткой лежащего бока дистанционно управляемым бульдозером 1 и доставкой руды ПДМ 2 (Ачисайский полиметаллический комбинат)

и кровли наклонного восстающего; бульдозер БДПУ с дистанционным управлением или скреперная установка — для доставки к нижней части камеры оставшейся на лежащем боку руды; погрузочно-доставочная машина — для погрузки руды из нее и доставки ее к рудоспуску.

Всю камеру обуривают до начала взрывных работ; бурильщикам скважин введена индивидуальная сдельная оплата труда по маркшейдерскому учету суммарной длины пробуренных скважин.

Удельный расход ВВ на отбойку 450 г/т против 350 г/т при механизированной доставке руды.

Особенности отбойки, связанные со взрывной доставкой, отмечены были выше при рассмотрении взрывной доставки руды.

Камеры имеют длину до $60 \div 80$ м, этаж вертикальной высотой 90 м обрабатывают по падению двумя рядами камер с подэтажом для доставки руды.

В начале отработки камеры — на первых 20 м по длине — вся отбитая руда сбрасывается взрывом к выпускной нише. После отработки следующих 20 м очищают лежащий бок от отбитой руды. Затем отбивают руду в остальной части камеры и окончательно очищают лежащий бок от оставшейся на нем (в количестве около 15 %) руды.

Бульдозер БДПУ используют для очистки лежащего бока при угле наклона почвы до 30° ; перемещению его вверх (холостой ход) помогает тяговая лебедка, управляемая дистанционно с того же пульта, что и бульдозер. Производительность бульдозера около 50 т/ч при расстоянии доставки до $30 \div 40$ м. При угле $30 \div 35^\circ$ используют скреперную установку, трос перебрасывают через выработанное пространство с помощью пневмопушки. Испытывают гидроселевую доставку.

В нишах работают погрузочно-доставочные машины, производительность их до 700 т/смену при расстоянии доставки до 100 м, причем машины много времени простаивают в ожидании электровозных составов, так как рудоспуски, соединяющие горизонты доставки и откатки, имеют малую длину (около 5 м), не обеспечивающую буферной емкости.

В бригаду очистных работ входят 2 взрывника, которые оба работают в первую смену, и 3 машиниста ПДМ, обычно имеющие права взрывника, — по 1 чел. в смену. Бригада обслуживает участок из $2 \div 4$ камер. Показатели производительности труда близки к приведенным выше показателям варианта с механизированной доставкой руды по очистному пространству.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка камерно-столбовой системы разработки. На металлических рудниках по производительности труда и показателям извлечения руды эта система близка к сплошной системе разработки при том же оборудовании. Расход подготовительно-нарезных выработок при изолированных целиках $3 \div 5$ м/1000 т, а при ленточных целиках $5 \div 7$ м/1000 т.

По сравнению со сплошной системой камерно-столбовая позволяет: иметь большее число забоев в панели, если это необходимо для усреднения качества рудной массы, выдачи руды по сортам или интенсификации выемки; оставлять при необходимости большие, в том числе и сплошные, опорные целики при уменьшенной ширине камер. Сравнительные недостатки: более узкий фронт работ в забое; целики располагаются по строгой геометрической сетке и их нельзя приурочить выборочно к участкам бедных руд, пережимам залежи и т. п., как это делают

иногда при сплошной системе разработки для снижения потерь металла при добыче.

Направления дальнейшего развития камерно-столбовой системы при крепких рудах в основном те же, что и для сплошной системы.

Экономическое сравнение с другими системами разработки возможно по условию максимизации дохода (XI.3).

§ 4. ОСОБЕННОСТИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ ДОБЫЧЕ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

В мире известно 37 бассейнов ископаемых калийных солей, из них 20 в Европе, 5 в Азии, 6 в Северной Америке, 2 в Южной Америке и 4 в Африке. 16 бассейнов эксплуатируются, 12 считаются потенциально промышленными.

Природным минеральным солям свойственна хорошая растворимость в воде. Мировой опыт их разработки свидетельствует о том, что проникновение вод в горные выработки обычно заканчивается затоплением рудника. Иногда это происходит катастрофически за несколько часов после начала водопритока, тогда как на некоторых рудниках с притоками воды боролись десятки лет. Борьба с водой и попытки осушить затопленные рудники почти нигде не имели успеха; в процессе откачки воды или рассола развивались неуправляемые процессы карстообразования, способствующие постоянному увеличению водопритоков. В общем, попадание воды в подземные выработки недопустимо.

Пласты калийных солей имеют выдержанные элементы залегания и пологое или наклонное падение, размещаются в соляных залежах. Над разрабатываемыми пластами имеется слой водонепроницаемых пород мощностью не менее 50 м, что исключает фильтрацию грунтовых вод (там, где водоносные горизонты расположены ближе к калийным пластам, последние считаются непромышленными). Для сохранения сплошности водонепроницаемых пород широко применяют камерно-столбовую систему.

Так как несущая способность калийных солей невысокая (коэффициент крепости до $2 \div 3$), ширина междуканальных целиков составляет $0,5 \div 1,0$ ширины камер, что ведет к большим потерям соли в недрах. Целики оставляют сплошными или прорезают редкими сбоями.

Камерно-столбовая система разработки на калийных рудниках Старобинского месторождения (комбинат «Беларусь-калий»). Горнотехнические условия. Месторождение представлено четырьмя калийными горизонтами, залегающими в соляных отложениях девона на глубине от 300 до 1200 м. Надсолевая толща — пластичные глинистые и глинисто-мергелистые породы, допускающие значительные деформации без образования трещин. Разрабатываются горизонты второй и третий.

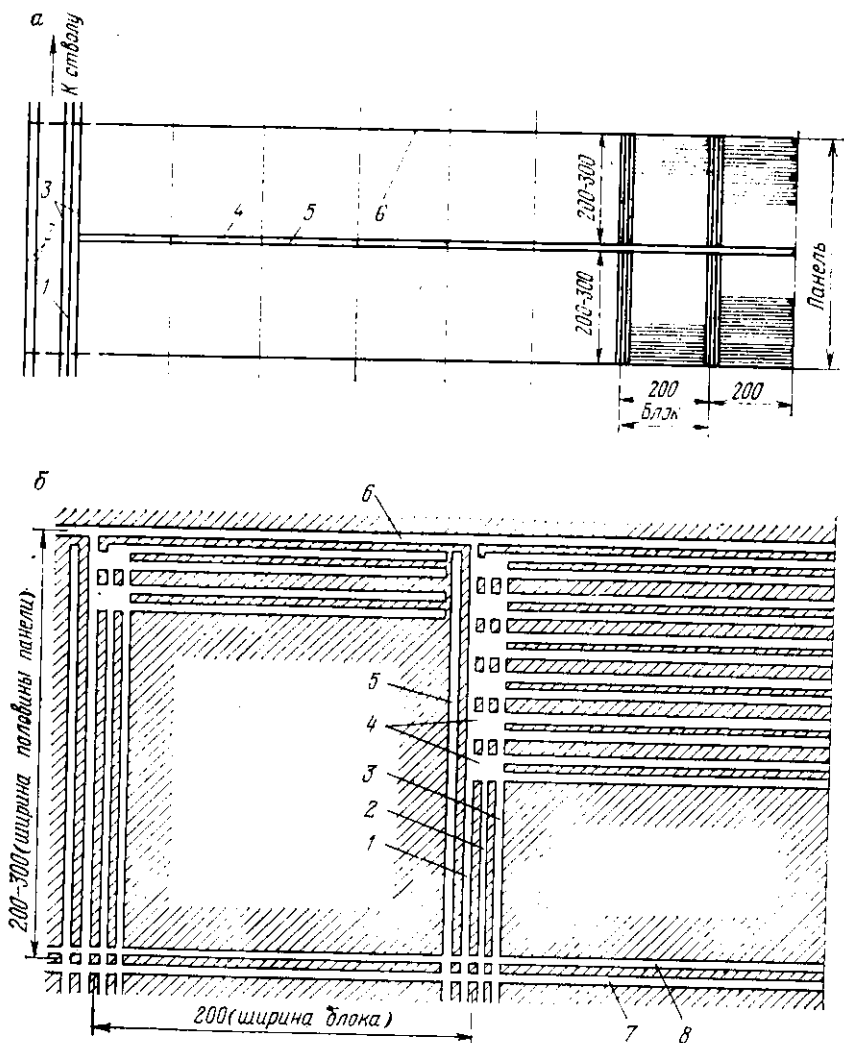


Рис. XII.7. Схемы подготовки (комбинат «Беларуськалий»):

a — шахтного поля (1 — главный конвейерный штрек; 2 — главные вентиляционные штреки; 3 — главные транспортные штреки; 4, 5, 6 — панельные конвейерные, транспортные и вентиляционные штреки); *б* — панели (1, 2 — боковые конвейерный и транспортный штреки; 3 — разрезной штрек; 4 — камеры разворота выемочных машин; 5 — разгружающая выработка; 6, 7, 8 — панельные вентиляционный, конвейерный и транспортный штреки)

Второй калийный горизонт состоит из двух сильвинитовых слоев мощностью по $0,7 \div 1,2$ м, разделенных прослоем каменной соли мощностью $0,4 \div 0,8$ м; общая мощность пласта $1,8 \div 3,2$ м.

Третий горизонт представлен двумя, тремя или четырьмя

слоями сильвинита, разделенными прослоями каменной соли. Суммарная мощность отрабатываемой части пласта $1,8 \div 5,0$ м.

Варианты камерно-столбовой системы: 1) с жесткими целиками (обычный и более распространенный вариант); 2) с податливыми целиками. Эти сравнительно узкие целики разрушаются постепенно, что обеспечивает плавность посадки кровли. Потери руды примерно в 1,5 раза меньше чем при жестких целиках.

Податливые целики оставляют при глубине разработки примерно до $400 \div 600$ м.

Отбойку осуществляют комбайнами, транспорт — конвейерами, а от комбайна до конвейера доставляют руду самоходным вагоном.

Подготовка. Шахтные поля разделяют на панели, а панели в свою очередь — на односторонние выемочные блоки (рис. XII.7).

Группа выработок главных направлений, проводимых от расположенных в центре шахтного поля стволов к его противоположным границам, состоит, как правило, из пяти штреков: конвейерного (для транспортирования руды), двух вентиляционных и двух транспортных, предназначенных для передвижения вспомогательного безрельсового транспорта — автомобилей, тракторов и т. п. (почву транспортных штреков бетонируют). От выработок главных направлений по границам панелей проходят панельные штреки: конвейерный и транспортный по одну сторону панели и вентиляционный по другую. Вентиляционные штреки являются общими для двух смежных панелей. Ширина панели $400 \div 600$ м.

Панели разделяют на выемочные блоки шириной 200—300 м группами блоковых штреков (см. рис. XII.7). Группа состоит обычно из конвейерного, транспортного и разрезного (так называемого стартового) штреков. В разрезном штреке через определенные интервалы разделявают камеры разворота выемочных машин. С целью предохранить от обрушения кровлю камер разворота проходят разгружающий штрек. В кровле его взрывают расположенные в один ряд по его длине шпуров глубиной $1,5 \div 2$ м для защиты от бокового давления.

Механизация работ. Для подготовки и очистной выемки используют проходческо-очистные комбайны типа ПК-8, ПК-10, «Урал-10КС».

Комбайны работают в комплексе с самоходными вагонами и бункерами-перегрузчиками БП-3 (рис. XII.8).

Освоено полуавтоматическое вождение комбайнов проходческого типа; автоматически осуществляются пуск и остановка комбайна соответственно при незаполненном и заполненном бункере-перегрузчике, включение конвейера в бункере-перегрузчике при подъезде самоходного вагона и т. п., а направление и скорость движения комбайна задаются машинистом вручную.

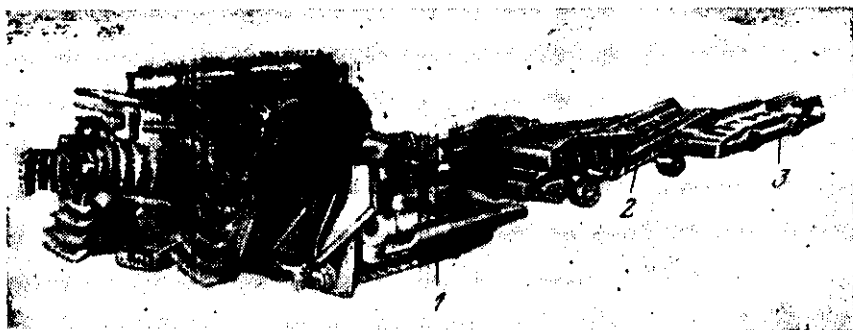


Рис. XII.8. Проходческо-очистной комплекс:

1 — комбайн ПК-10; 2 — бункер-перегрузчик БП-3; 3 — самоходный вагон 4ВС-10

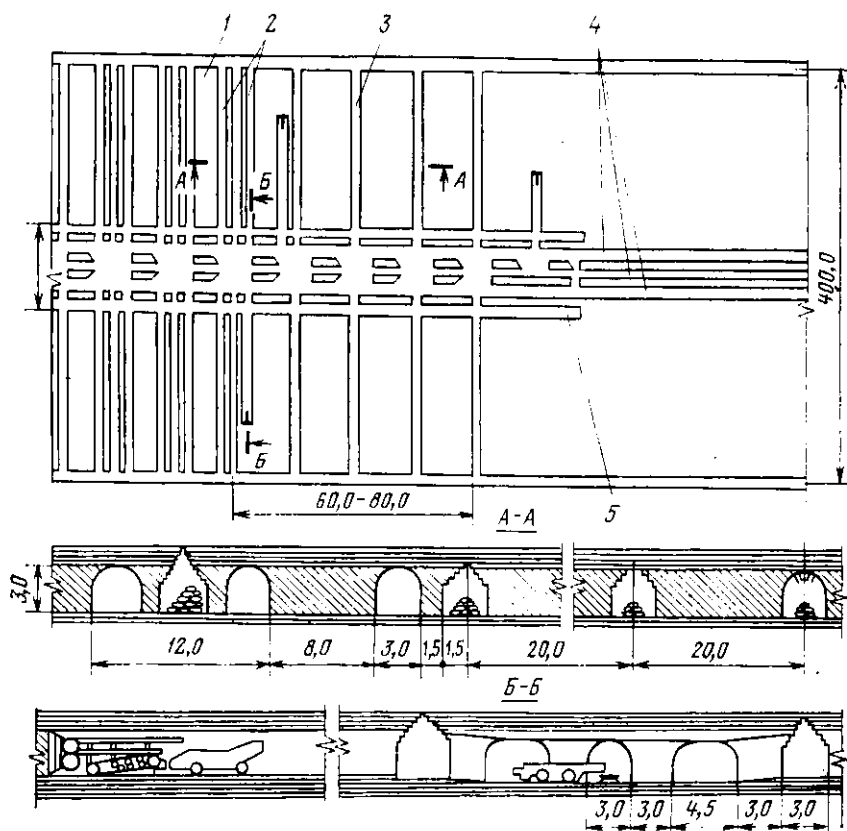


Рис. XII.9. Разгружающие выработки при камерно-столбовой системе разработки:

1 — междуканнерный целик; 2 — камера; 3 — разгружающая очистная выработка; 4 — панельные штреки; 5 — разгружающая выработка для охраны панельных штреков

Комбайн ПК-8 перемещается со скоростью $6 \div 8$ м/ч.

Отбитая руда поступает из бункера-перегрузателя в самоходный вагон и доставляется им на блочный скребковый конвейер типа СП-80. Применение самоходного вагона грузоподъемностью 15 т ограничивает производительность комбайна при длине доставки более 100 м. Блочными скребковыми конвейерами передают руду на панельные ленточные конвейеры КЛЗ-600 (рис. XII.9), а от них транспортируют к стволам конвейерами 2ПУ-120В по главному штреку. Людей, материалы и оборудование перевозят в автомашинах и тракторах.

Вариант с жесткими целиками (рис. XII.10). Каждая очистная камера состоит из двух-трех пройденных комбайном выработок (комбайновых «ходов»), разделенных целиками шириной $1,0 \div 1,5$ м. Между камерами оставляют опорные целики шириной от 6 до 9 м, в зависимости от горного давления. (Целики, как опорные, так и между «ходами», в конце концов разрушаются, что вызывает оседание земной поверхности, которое длится много лет). Длина камеры $150 \div 200$ м.

Вариант с податливыми целиками (см. рис. XII.10). Между всеми комбайновыми «ходами» оставляются целики шириной 1,2 или 1,5 м на глубине соответственно 400 и 600 м; потери руды — соответственно 40 и 45 %. Разрушаются податливые целики сразу же после выемки камер. Длина камер $150-180$ м.

Комбайны должны иметь плавную регулировку исполнительного органа по высоте, чтобы обеспечить беспрепятственный отгон комбайна из камеры с опустившейся на $100 \div 150$ мм кровлей. Этому требованию удовлетворяют комбайны ПК-10 и «Урал-10КС».

Крепление и борьба с выбросами газа. Камеры разворота, сопряжения всех выработок, а также выработки и камеры шириной более 4,5 м крепят штангами. Штанги бывают винтовые и с замком на торце. Винтовые диаметром $28 \div 31$ мм ввинчиваются в шпур диаметром $26 \div 27$ мм. Они скрепляются с породой по всей своей длине, хорошо сопротивляются вертикальным усилиям, но срезаются при боковом смещении слоев породы. Штанги с замком податливы при боковом смещении, но хуже противостоят вертикальному давлению.

Выемочные штреки подвергаются наибольшему давлению, но служат сравнительно короткий срок. В них после штангового крепления кровли прорезают врубовой машиной штробу шириной 12 см и глубиной около 25 см в кровле и почве по длине штрека (рис. XII.11), что обеспечивает податливость пород на контуре выработки и предохраняет ее от разрушения.

Имели место выбросы газа под большим давлением. Опасные скопления газа под давлением 20 МПа в этих случаях были приурочены к мульдам карналитового пласта, расположенного на $5 \div 6$ м выше промышленного пласта. Приближение забоя к мульдам устанавливают по появлению уклона пласта вниз под углом $20 \div 30^\circ$. Тогда отводят комбайн и пробуривают в за-

бое электросверлом с дистанционным управлением горизонтальную скважину диаметром 42 мм длиной 10÷15 м, по которой выбрасывается газ с породой. Если это не происходит, заряжают всю скважину патронами ВВ и взрывают, что вызывает выброс.

Проветривание. Свежий воздух поступает из панельных транспортного и конвейерного штреков в блоковые выработки. В очистные камеры его нагнетают вентиляторами по резиновым трубам, которые прокладывают у кровли камеры по мере продвижения комбайна. Отработанный воздух по блоковым выработкам поступает на панельный штрек.

Порядок отработки панелей. Панели погашают в отступающем порядке. В одной панели вынимают одновременно до че-

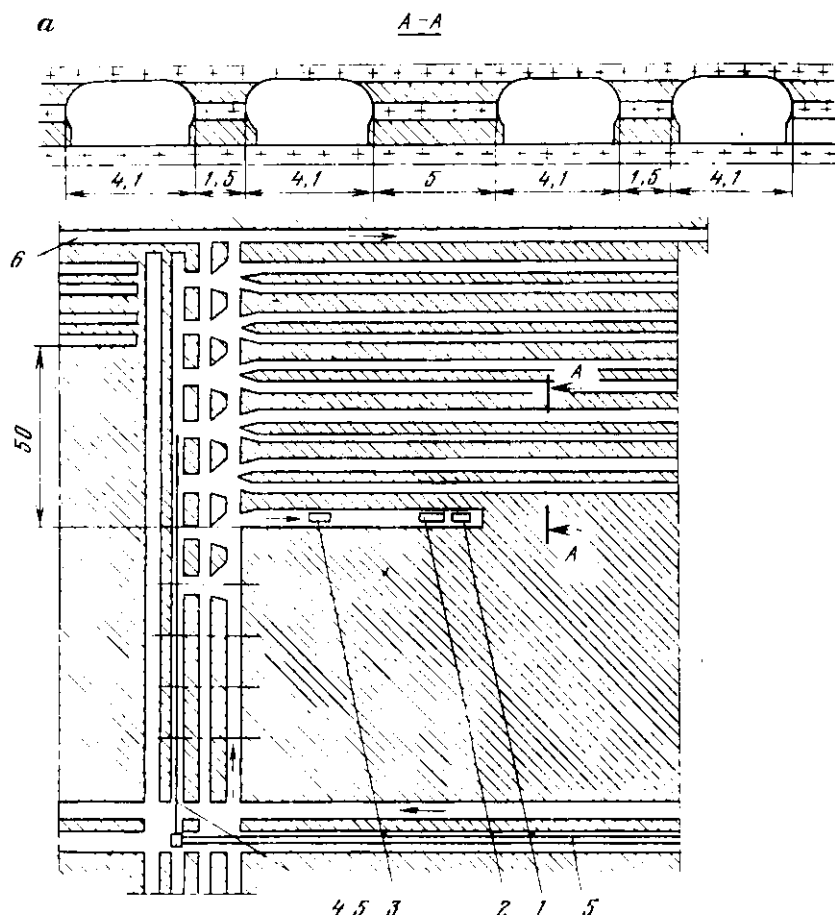
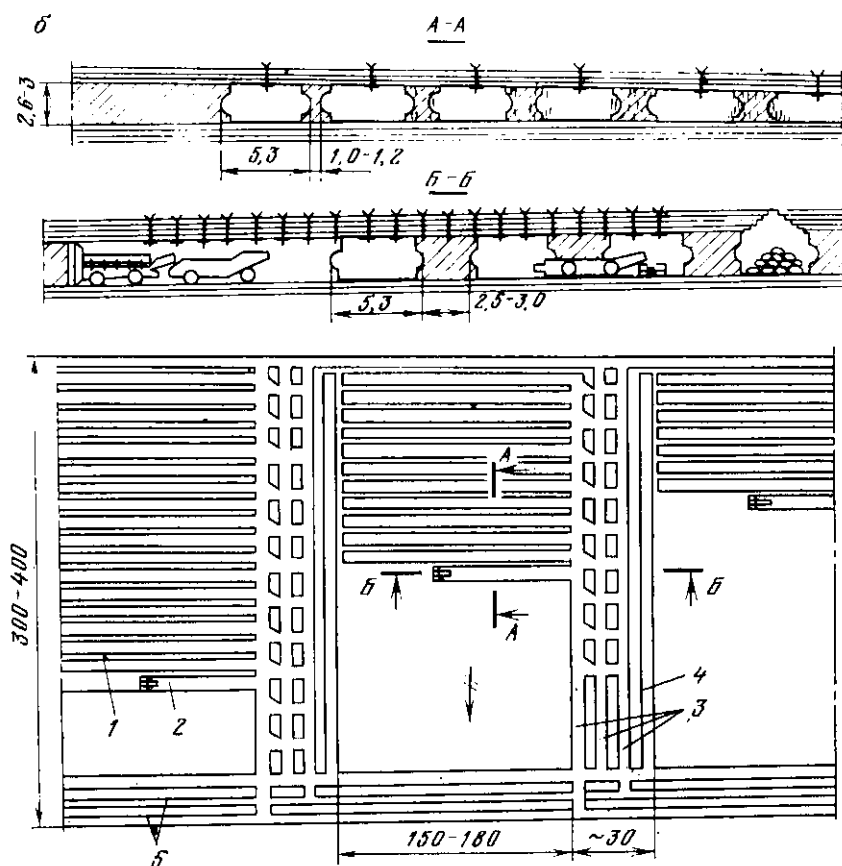


Рис. XII.10. Варианты камерно-столбовой системы разработки, ПО «Беларусь-а» — с жесткими целиками (1 — комбайн; 2 — бункер-перегрузатель; 3 — самоходный ваг-штрек); б — с податливыми целиками (1 — междукammerный целик; 2 — очистная камера; 3 — панельные штреки)

тырех блоков, в каждом из которых работает, как правило, по одному комбайну. Опережение очистных работ в соседних блоках должно быть не более 50 м.

Организация работ и технико-экономические показатели. Работы ведут в три смены по 7 ч 12 мин с одним перерывом. Ремонтная смена частично накладывается на добычную. Панель входит в один производственный участок. Проходческо-очистной комплекс обслуживает суточная бригада. В смену выходят два машиниста и два горно-рабочих очистного забоя; последние ремонтируют оборудование, подвешивают кабели, вентиляционные трубы и т. п. На каждом горизонте дежурят один-три электрослесаря с велосипедами.

Особенности камерно-столбовой системы разработки на других калийных рудниках.



калий»:

гон; 4 — блокный конвейер; 5 — панельный конвейер; 6 — панельный вентиляционный 3 — блокные штреки; 4 — разгружающая выработка для охраны блокных штреков;

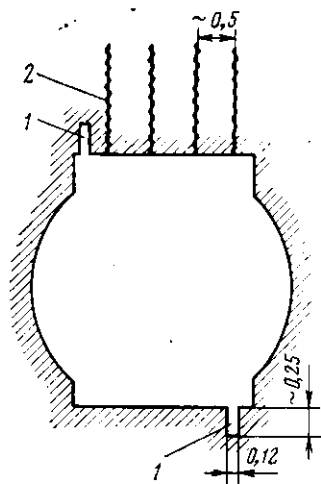


Рис. XII.11. Штробы (вырезы) 1 в приконтурном массиве у выемочных штретков после закрепления кровли штангами 2 для придания податливости, ПО «Беларуськалий»

В Соликамском и Березняковском рудоуправлениях при мощности пласта $7 \div 15$ м применяют комбайновую выемку: камеру вынимают горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя, в два-три хода комбайнами «Урал-20КС». Из верхнего и среднего слоя отвозят руду самоходным вагоном по наклонному съезду до конвейера или к перепускной выработке или скважине. Коэффициент извлечения руды $35 \div 45$ %. Испытывают и частично применяют закладку камер отходами карналитовых фабрик. Закладка сухая и гидравлическая. Сухую осуществляют с помощью конвейеров и самоходных вагонов. При гидрозакладке используют насыщенный солевой раствор; для хорошего заполнения камер прорезают в их кровле комбайном штробу высотой около 30 см и по ней подают по трубам смесь. Со временем закладка превращается в монолит и через три года достигает прочности на сжатие 6 МПа.

В США за выемочными комбайнами используют передвижные телескопические ленточные конвейеры, на одном из рудников отрабатывают камерно-столбовой системой пласт каменной соли мощностью около 10 м. Применяют погрузочно-доставочные машины фирмы «Джой» с емкостью ковша $5,3 \text{ м}^3$, которые доставляют руду на расстояние до 250 м к передвижной дробильной станции. Станцию передвигают каждые три месяца. Наиболее мощная из станций имеет производительность 600 т/ч и обслуживается двумя погрузочно-разгрузочными машинами.

На ряде калийных рудников при мощности пласта более 3,5 м применяют отбойку веерами шпуров из штретков, пройденных с помощью комбайнов; доставляют руду погрузочно-доставочными машинами.

Технико-экономическая характеристика и область применения камерно-столбовой системы разработки на калийных рудниках. Производительность забоя до 30 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего при комбайновой выемке $60 \div 100$ и до 200 т/смену, при комбинированной комбайновой и буровзрывной выемке $40 \div 80$ т/смену; потери руды $50 \div 60$ % (при податливых целиках $35 \div 40$ %, но их нельзя будет применять при увеличении глубины работ); разубоживание от 5 до $25 \div 35$ % при совместной выемке пропластков каменной соли.

Камерно-столбовой системе свойственны высокие потери руды, значительное засорение руды каменной солью из пропластка. Целики, даже и жесткие, постепенно разрушаются, поверхность через два-три года начинает оседать и через 10—15 лет просадка поверхности достигает почти полной средней выемочной мощности пласта в связи с пластичностью пород. При равнинной местности это приводит к заболачиванию поверхности на огромных площадях. В таком виде камерно-столбовая система дальше применяться не должна.

Возможны два пути. Первый — применение камерно-столбовой системы в варианте с жесткими целиками и последующей гидравлической (с насыщенным соленым раствором) закладкой камер отходами обогащения. Последние уплотняются, образуют монолит, и тогда через один-три года могут отрабатываться целики, тоже с закладкой. В этом случае существенно снизятся потери руды и просадка поверхности.

Путь этот для разработки месторождений типа Старобинского очень сложен: надо создавать водоотливное и компрессорное (для гидро-пневмотранспорта) хозяйства; неясна возможность достаточного заполнения длинных камер; особого решения требует вопрос о вторичном подходе к панели для погашения целиков.

Другой путь — при малой мощности залежи переход на столбовую систему разработки с обрушением кровли (сплошная выемка блоков с поддержанием очистного пространства передвигной щитовой крепью, за которой обрушается кровля). Эта система широко применяется в ПО «Беларуськалий», — породы прогибаются плавно, без разрыва сплошности, что исключает прорыв вод, но закладка не осуществима. Необходимы мелиоративные меры для осушения поверхности.

§ 5. ОСОБЕННОСТИ КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРИ ДОБЫЧЕ ПИЛЬНОГО КАМНЯ

О назначении и размерах блоков пильного камня, а также о породах, из которых их выпиливают, сказано выше (см. гл. IV, § 4).

Месторождения известняков, отвечающие требованиям производства пильного камня и разрабатываемые подземным способом, имеются на Украине, в Молдавии, на Кавказе, а также во Франции, США, Италии, СРР, НРБ. Залегают известняки, как правило, в виде горизонтальных (с углом наклона до 3—6°) пластов постоянной мощности — от 2,5÷3,5 м до десятков метров (мощность не менее 3,5 необходима при неустойчивой кровле, чтобы оставить предохранительную корку толщиной около 1 м), плотность известняка 2,1—2,3 т/м³. Трещиноватость известняков должна быть минимальной, а кубиковая прочность на сжатие — до 400 даН/см². К известнякам предъявляются

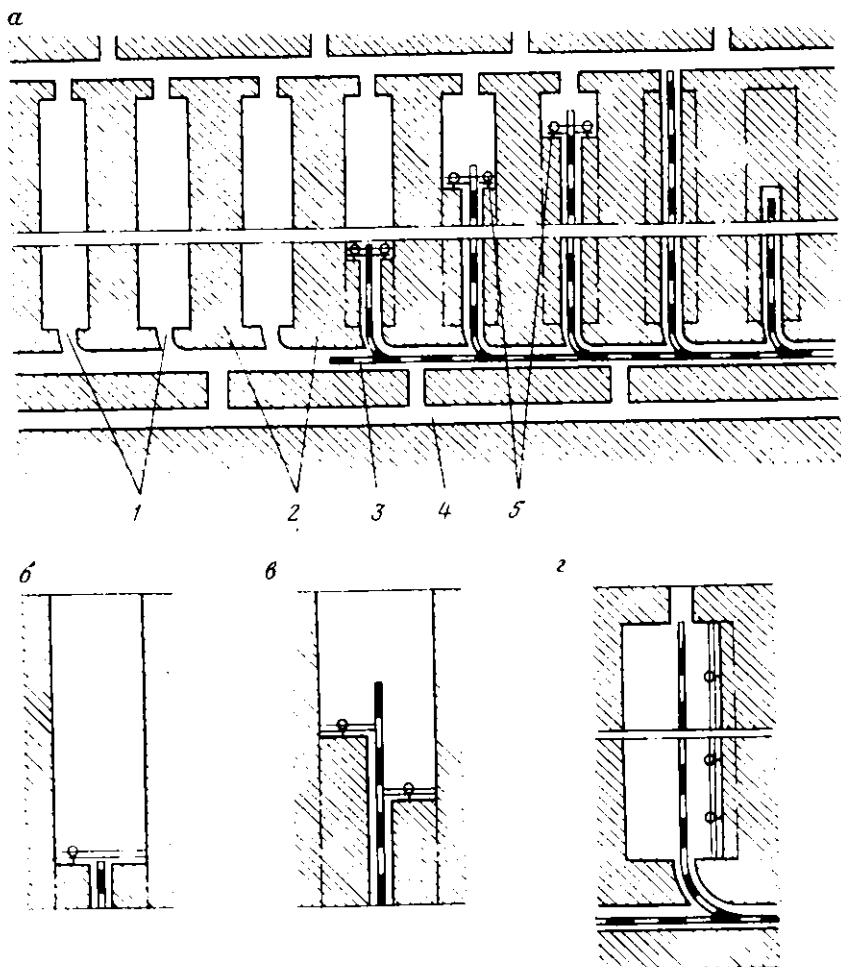


Рис. XII.12. Камерно-столбовая система разработки,— вариант для добычи пыльного камня:

a — план панели (1 — камеры; 2 — опорные целики; 3 — панельный откаточный штрек; 4 — панельный вентиляционный штрек; 5 — камнерезные машины); *б* — порядок отработки камеры торцевым сплошным забоем; *в* — ступенчатым забоем с использованием двух машин; *г* — продольная выемка с использованием нескольких машин

также определенные технические требования по размягчению, морозостойкости и влажности.

При мощности пласта 2,5—3 м выемку применяют однослойную, а при большей мощности — многослойную.

Вскрывают месторождение обычно штольнями из долин, реже — стволами. Шахтное поле разделяют на панели откаточными и вентиляционными штреками (рис. XII.12).

Камеры располагают вкрест простирания, реже — по простиранию; ширина камер в зависимости от устойчивости пород от 3,2 до 8 м, редко до 12 м (Инкерманская штольня в Крыму).

Высота камер (или слоя при многослойной выемке) определяется техническими возможностями камнерезных машин и составляет 2,4—2,5 м.

Очистная выемка. Очистной забой в камере располагают в торцевой части или по длинной стороне камеры для увеличения фронта работ.

Блоки выпиливают из забоя камнерезными машинами.

Технология добычи пыльного камня с применением торцефрезерных машин заключается в следующем. Проходят штольню на всю длину камеры с помощью обычной дисковой или баровой камнерезной машины. После этого выпиливают крупные блоки одновременно тремя торцефрезерными машинами, две из которых работают на уступе и создают вертикальные продольные (вдоль камеры) и поперечные пропилов, а третья — предуступная — «подрезает» блок снизу. Блок тогда ложится под собственным весом на трубки торцефреза, и его доставляют до пункта перегрузки на откаточную платформу. Отсасываемые продукты пыления из пропилов складываются и могут быть использованы в дальнейшем при производстве искусственных строительных материалов.

Эффективность разработки пыльного камня при использовании комплекса торцефрезерных машин значительно повышается за счет совмещения операций по выпиливанию блоков и полной механизации добычных работ, а также за счет получения более крупных блоков, которые можно разделить на мелкие с помощью стационарной установки на земной поверхности — повышается безопасность работ по выпиливанию и улучшаются условия труда обслуживающего персонала.

§ 6. КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Камерной системой разработки называется применяемая в крутых залежах и мощных пологих залежах система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой максимально возможную часть блока вынимают камерами, руду в камерах доставляют самотеком, а целики отрабатывают во вторую стадию или оставляют навсегда в недрах.

По другим имеющимся классификациям эту систему разработки в варианте с подэтажной отбойкой называют также системой подэтажных штреков, в варианте с этажной отбойкой — этажно-камерной системой.

Удельное значение камерной системы на рудниках СССР составляет около 10 %, в дальнейшем оно будет сокращаться в связи с увеличением глубины работ.

Варианты расположения камер и целиков показаны на рисунках XII.13 и XII.14. Отбивают руду в основном скважинами;

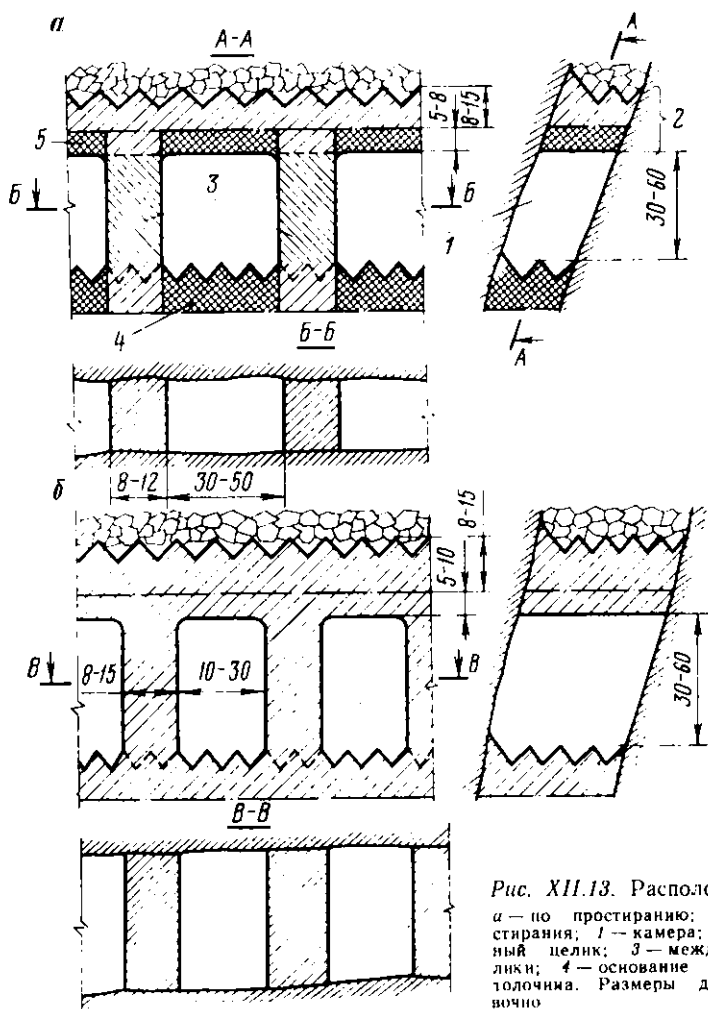


Рис. XII.13. Расположение камер:
 а — по простиранию; б — вкрест простирания; 1 — камера; 2 — междуэтажный целик; 3 — междукамерные целики; 4 — основание камеры; 5 — потолок. Размеры даны ориентировочно

бурят скважины обычно из подэтажных ортов или штреков, пройденных по длине камеры (подэтажная отбойка). Вначале образуют в камере отрезную щель, затем отбивают на нее руду вертикальными слоями. Выпускают руду через выработки в основании камеры. Иногда магазинируют руду, чтобы уменьшить отслоение боковых пород или создать резерв руды данного качества.

После выемки камер обычно погашают целики. В мощных месторождениях половина запаса этажа и более остается в целиках, поэтому эффективность отработки блока в целом определяется в последнем счете выемкой целиков.

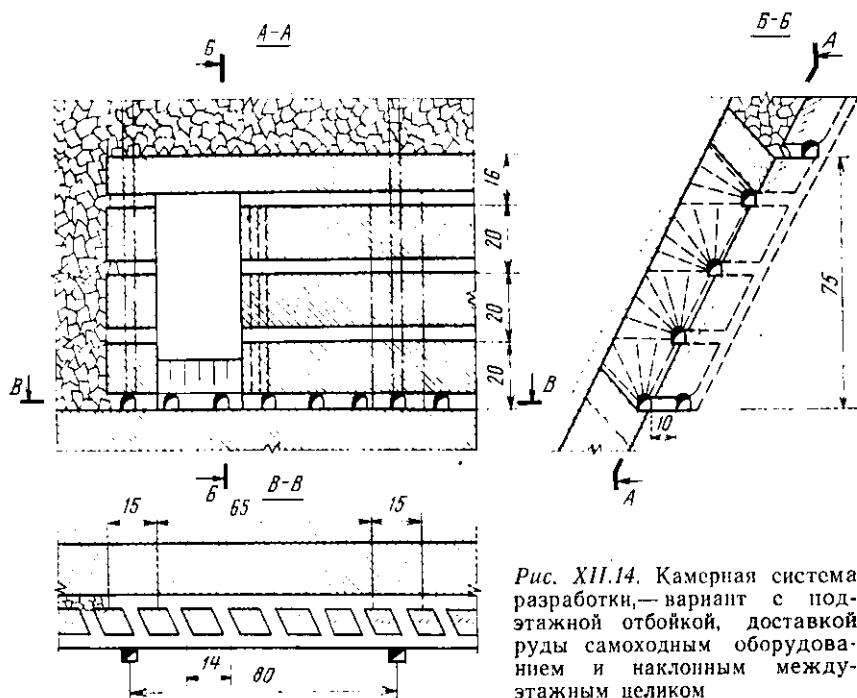


Рис. XII.14. Камерная система разработки, — вариант с подэтажной отбойкой, доставкой руды самоходным оборудованием и наклонным междуэтажным целиком

Условия применения. Руда и боковые породы должны быть устойчивыми. В виде исключения в мощных месторождениях при неустойчивых боках можно оставлять около них предохранительную рудную «корку» (толщиной 1,5—3 м, если ее теряют, или 5—8 м в случае ее последующего извлечения вместе с целиками).

Угол падения залежи наиболее благоприятен крутой, но вообще может быть любым.

Мощность залежи при крутом падении любая (в маломощных залежах — шпуровая отбойка), а при пологом и наклонном падении — не менее 10—20 м, иначе не окупятся расходы на проведение в подстилающих породах выработок для выпуска и доставки руды.

Параметры системы. В залежах малой и средней мощности максимальная высота этажа ограничивается по условию устойчивости обнаженных боковых пород, так как камеры располагаются длиной по простиранию, а потому их высота близка к длине, следовательно, увеличение площади обнажения снижает его устойчивость.

В мощных залежах высота этажа ограничивается по устойчивости руды, так как увеличение боковой поверхности целиков снижает их устойчивость.

Оптимизацию высоты этажа (в технически допустимых пределах) можно производить по условию (XI.1), учитывая: затраты на проходку этажных выработок (входят в k , c), затраты на проходку выработок для выпуска и доставки руды, затраты на доставку материалов и оборудования; ущерб от потерь руды за счет неполной отбойки у контактов залежи; ущерб от потерь отбитой руды на лежащем боку при недостаточно крутом падении залежи; ущерб от потерь руды при выемке целиков (так как от высоты этажа зависит удельное значение запаса руды в целиках).

Высота этажа от 50—60 м в залежах малой и средней мощности при неправильных контактах и недостаточно крутом падении, до 100—170 м в залежах средней мощности и мощных с крепкой устойчивой рудой и очень крутым падением.

В обособленных столбообразных залежах с небольшой длиной по простиранию на отдельных зарубежных рудниках увеличивают высоту этажа до 300 м.

При высоте 100—120 м и более могут быть оборудованы через 60—80 м вспомогательные горизонты для доставки материалов, сообщения и т. п.

Оптимизация высоты подэтажа (при подэтажной отбойке) возможна по минимуму приведенных затрат (XI.2), при этом учитываются: затраты по проходке подэтажных выработок и отбойке, по вторичному дроблению и доставке руды (так как увеличение глубины скважин может увеличить выход негабарита при отбойке); ущерб от потерь и разубоживания руды за счет неточной отбойки по контактам залежи. Изменяется высота подэтажа от 8—12 до 30—40 м — большие значения относятся к отбойке скважинами, увеличенного диаметра.

Ширина камер при разработке по простиранию равна мощности залежи, длина — 30—60 м по условию устойчивости боковых пород. В мощных месторождениях длина камер равна мощности залежи (до 70—80 м), ширина — 10—30 м, в зависимости от устойчивости рудной потолочины или боковых пород.

Ширина междукamerных целиков при скважинной отбойке в камерах 8—15 м (большой размер относится к мощным залежам и большому диаметру взрывных скважин, применяемых в камерах). В случае отработки целиков между камерами, заполненными монолитной закладкой, ширина целиков равна ширине камер.

Залежи средней мощности с небольшой длиной по простиранию или падению (рис. XII.15) отрабатывают иногда вообще одной камерой без оставления целиков. Если залежь вытянута по падению, то оставляют только междуэтажные целики, а если по простиранию, — то только междукamerные.

При пологом и наклонном падении залежи выпускные выработки размещаются верхней частью в рудном теле, а нижней — в подстилающих породах.

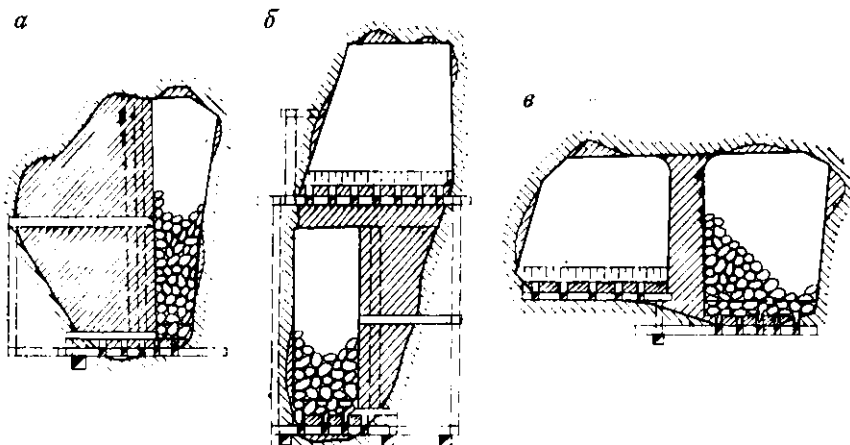


Рис. XII.15. Камерная система в обособленных залежах малых размеров:
 а — до 50×80 м по простиранию и падению; б — вытянутых по падению; в — вытянутых по простиранию

Важно правильно выбрать глубину заложения выпускных выработок, т. е. расстояние по вертикали от оснований выпускных траншей или воронок до контакта лежащего бока (среднее по длине траншеи или ряду воронок в блоке при неправильном контакте), которое обозначим через h .

Условие оптимизации

$$h \rightarrow \text{opt}$$

при

$$V_p(c_p - c_{\text{о. в}}) + V_n c_n + V_{гр}(c_{гр} + \gamma n_{гр} y_n^*) \rightarrow \min,$$

где V_p — объем выпускных выработок в рудном теле на блок, м^3 ; V_n — то же, в подстилающих породах; $V_{гр}$ — объем руды в гребнях воронок, м^3 ; c_p — себестоимость образования выпускных выработок в рудном теле, руб./ м^3 ; c_n — то же, в подстилающих породах; $c_{\text{о. в}}$ — себестоимость очистной выемки, руб./ м^3 ; $c_{гр}$ — себестоимость погашения гребней воронок, руб./ м^3 (если, как обычно, гребни не погашаются, то $c_{гр} = 0$); γ — плотность руды в массиве, $\text{т}/\text{м}^3$; $n_{гр}$ — потери руды в гребнях воронок, в долях единицы (если гребни не погашаются, то $n_{гр}$); y_n^* — ущерб от потерь на 1 т руды в массиве, руб.

Здесь величины V_p , V_n , $V_{гр}$ зависят от h . Чем ценнее руда (и чем, следовательно, больше y_n), тем меньше должно быть h .

Обычно выпускные выработки располагаются таким образом, чтобы они в среднем по ряду размещались на $2/3$ своей высоты в подстилающих породах.

В виде исключения, если предусматриваются последующее заполнение камер монолитной закладкой и отработка целиков

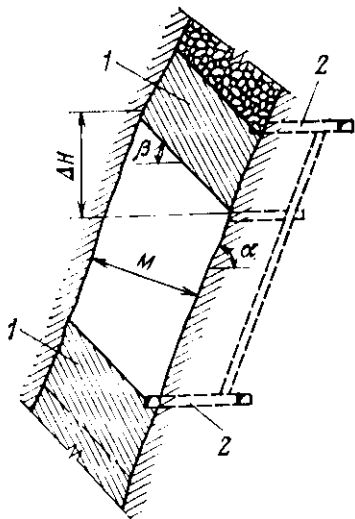


Рис. XII.16. Наклонные междуэтажные целики 1 и этажные выработки 2

основания блока, выпускные траншеи или воронки располагают полностью в рудном теле.

Высота основания камеры от горизонта доставки руды до гребней траншей или воронок составляет обычно $8 \div 12$ м.

Толщина потолочины (при скважинной отбойке) $5 \div 10$ м, в зависимости от ширины камеры и устойчивости руды.

Междуэтажный целик располагают горизонтально или с наклоном к лежащему боку.

При горизонтальном основании блока (см. рис. XII.13) выпускные выработки нарезают по всей его площади. Междуэтажный целик составляют основание блока вышележащего этажа и потолочина. В виде исключения в качестве потолочины может быть оставлено основание блока вышележащего этажа; это

допускается только при условии закладки в нем всех рудовыпускных выработок и хорошем его состоянии (ЕГПБ, § 173).

При наклонном междуэтажном целике (рис. XII.16) достаточно пройти на горизонтах доставки и откатки по одному штреку с одной траншеей или одним рядом воронок; уменьшается в $2 \div 3$ раза трудноизвлекаемый запас руды в основании блока, изрезанном выпускными выработками; увеличивается запас руды на пункте выпуска, что благоприятствует использованию питателей. С другой стороны, из активного запаса верхнего этажа исключается часть руды снизу в виде треугольной призмы. Относительный объем этой призмы прямо пропорционален мощности залежи и возрастает с увеличением угла падения залежи. При угле падения, например, 60° и высоте этажа 60 м активный запас верхнего этажа при мощности залежи 20, 40, 60 м снижается соответственно на 15, 30, 45 %. Во втором и следующих этажах возрастает высота блоков (без увеличения их запасов). Приrost высоты блока

$$\Delta H = \frac{M \sin \beta}{\sin (\alpha - \beta)},$$

где M — мощность залежи; α — угол ее падения; β — угол наклона целика.

Увеличение высоты блока затрудняет сообщение и доставку материалов и оборудования.

Наклонное расположение междуэтажных целиков целесообразно при ограниченной мощности (до $30 \div 40$ м при угле паде-

ния $50 \div 60^\circ$ и до $20 \div 30$ м при угле падения 70°) и при выдержанных элементах залегания рудного тела на значительную глубину, так как только в этом случае можно применять наклонные целики подряд в нескольких этажах.

Рассмотрим сперва основной вариант камерной системы — с подэтажной (скважинной или шпуровой) отбойкой и донным выпуском руды.

Подготовка. Проходят выработки для выпуска и доставки руды, для подсечки и разбуривания камеры, наклонные заезды в эти выработки в случае использования самоходного оборудования, а также блоковые восстающие для нарезки и проветривания вышеуказанных выработок.

Блоковые восстающие при разработке по простиранию располагаются в целиках (см. рис. XII.14), а при разработке

вкрест простирания — в камерах или целиках. В последнем случае из восстающих приходится пробивать в камеры штреки на подэтажах, но зато восстающие могут быть использованы и для погашения целиков.

Из восстающих нарезают подэтажные орты (штреки) по всей длине камеры.

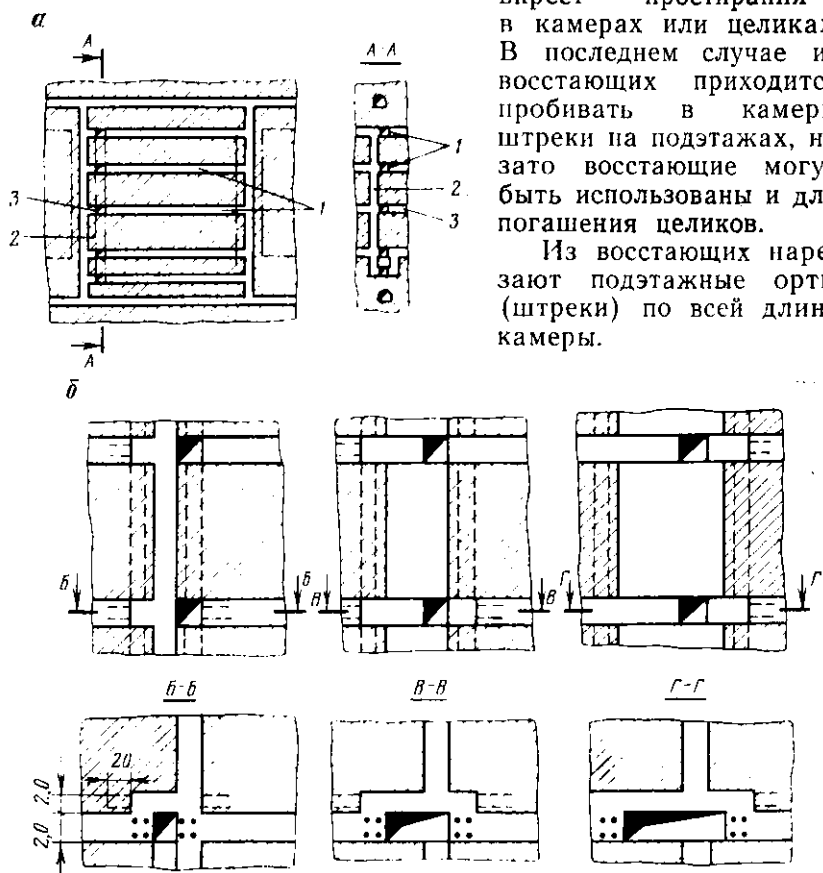


Рис. XII.17. Образование отрезной щели штанговыми скважинами:

а — расположение отрезного восстающего; б — стадии образования отрезной щели; 1 — подэтажные штреки; 2 — отрезной восстающий; 3 — расщелины

Затраты на выработки для выпуска и доставки руды составляют до $20 \div 30 \%$ всех затрат на подготовку и очистную выемку.

При образовании рудоприемных траншей отбивают руду тем же методом, что и в камерах: бурят и взрывают вертикальные веера скважин из траншейного штрека (орта). В случае применения выпускных воронок разделка их и подсечка камеры опережают отбойку уступов на $1 \div 2$ воронки.

Для образования отрезной щели продолжают одну из выпускных выработок от горизонта подсечки до уровня кровли камеры в виде отрезного восстающего, располагающегося на фланге камеры или посередине.

Очистная выемка. Для образования отрезной щели постепенно расширяют взрыванием вертикальных скважин отрезной восстающий в подэтажах на всю ширину камеры (рис. XII.17). выход отбитой руды на одну скважину при этом в $2 \div 3$ раза меньше, чем при очистной выемке.

Далее отбивают уступы скважинами, отступая от отрезной щели. Бурение скважин штанговое или погружными пневмударниками.

Буровые выработки и расположение скважин. Обычно бурят веера скважин из подэтажных штреков или ортов (см. рис. XII.14).

При варианте с отбойкой из заходок применяют параллельное расположение скважин (рис. XII.18). Бурильщик находится на узкой берме уступа, а над бермой нависает рудная консоль, которая при наличии заколов может внезапно обру-

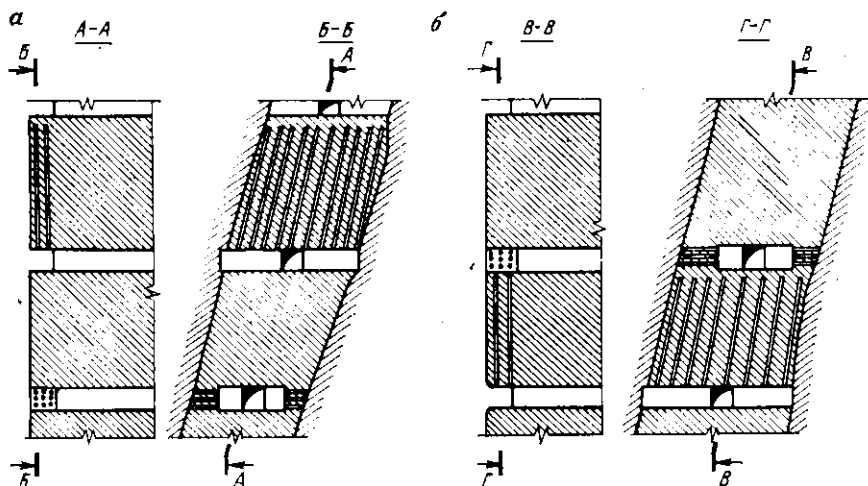


Рис. XII.18. Подэтажная отбойка из открытых заходок:

а — образование заходки в нижнем подэтаже и подготовка к отбойке слоя руды в верхнем; б — следующий этап буровзрывных работ

шиться. Поэтому этот вариант применяют редко и только при очень устойчивой руде в залежах малой и средней мощности.

При разработке вкрест простирания и кливажной руде располагают подэтажные орты по границам камеры, чтобы тщательнее оформить целики.

Скважины бурят чаще только вверх, чтобы заряжать сухие скважины, или вверх и вниз, что сокращает необходимое число подэтажных штреков и число перестановок бурильных машин, или только вниз при опережающей отработке нижних подэтажей.

При недостаточном угле падения ($40\div 50^\circ$), а также для концентрации выпуска в малом числе выпускных отверстий (наклонное днище на руднике им. Губкина) используют частично эффект взрыводоставки руды.

Порядок отбойки подэтажей. Чаще всего общую линию забоев выдерживают в положении, близком к вертикальному или с наклоном $70\div 80^\circ$ в сторону массива во избежание сколов массива. Забои взрывают или сразу по всей высоте камеры, или поочередно подэтажами, если необходимо уменьшить сейсмическое действие взрыва для сохранения целиков, выработок или сооружений.

Опережение нижних подэтажей допустимо лишь при очень устойчивой руде.

Выпуск и последующую доставку руды (до пункта перегрузки на магистральный транспорт) механизмируют преимущественно с помощью питателей или самоходного оборудования.

Варианты камерной системы при подэтажной отбойке. Вариант с подсечкой подэтажей применяют при изменчивых контурах залежей средней мощности и устойчивой руде, преимущественно при использовании самоходных машин. Каждый подэтаж из штрека подсекают на высоту $3\div 4$ м обратным ходом забоем — лавой по всей ширине. Из подсечного пространства образуют отрезную щель и разбуривают подэтаж снизу вверх вертикальными или крутонаклонными скважинами. В этом случае повышается извлечение руды за счет детальной разведки контуров залежи на подэтажах и улучшается дробление благодаря параллельности скважин. Но необходима высокая устойчивость рудного массива и жесткое соблюдение мер безопасности при работах в подсечном пространстве.

На одном из полиметаллических рудников создана оригинальная разновидность подэтажной отбойки с подсечкой подэтажей для разработки неправильных залежей наклонного падения. Особенность состоит в подэтажном торцевом выпуске руды, позволяющем избежать больших потерь отбитой руды на лежащем боку. Залежь длиной $50\div 80$ м отрабатывают подэтажами высотой $10\div 12$ м, начиная с верхнего, с опережением около 40 м. Из подсечки бурят скважины с наклоном 50° в сторону отбойки, чтобы не закалывалась кровля и уменьшился разброс руды взрывом по почве подэтажа. Отбитую руду

выпускают в погашаемый подэтажный штрек через его торец с помощью ковшевой погрузочно-доставочной машины (ПДМ), которой отвозят руду к рудоспуску. Около 15 % отбитой руды остается на почве подэтажа, выпускают ее вместе с рудой нижнего подэтажа. На самом нижнем подэтаже выпуск донный.

Применение самоходного оборудования заставляет решать вопросы системы разработки в пределах всего выемочного участка длиной 250÷400 м, подготовляемого наклонным съездом. Для уменьшения объемов и сроков первоочередной подготовки вводят в эксплуатацию подэтажи по мере углубки наклонного съезда.

На калийных рудниках Стебниковского калийного комбината применяют камерную систему в варианте с подэтажной отбойкой и оставлением постоянных целиков (потери руды в целиках 50—60 %). Падение залежи крутое; мощность вместе с безрудными прослоями 50—150 м; коэффициент крепости руды 4—6; вмещающие породы — каменная соль (верхнюю часть залежи под водоносными породами высотой 50 м не отработывали).

Высота этажа 60 м, разработка вкрест простирания; ширина камер 15 м, целиков 12 м. Отбойка буровзрывная, безрудные прослои не взрывают, при толщине более 5 м они не разрушаются. Камеры подлежат закладке.

Горизонтальные выработки проходят комбайнами со скоростью 100—120 м/мес, восстающие — секционным взрыванием скважин на опережающую скважину диаметром 350 мм.

Подсечка траншейная, отбойка в подсечке и выше — вертикальными веерами скважин диаметром 35 мм из подэтажных ортов, пройденных по осям камер. Во избежание постепенного сужения камер скважины наклоняют в сторону отбойки под углом 20° к вертикальной плоскости и перебуривают их на 0,5 м.

Бурение — колонковыми электросверлами 2-ЭПК-4, производительность 120 м/смену, обслуживают ЭПК два человека. Зарядание — патронированными ВВ, в связи с малым диаметром скважин. Расход ВВ на отбойку 200 г/т, на вторичное дробление 50—70 г/т. Габарит кусков 400 мм.

Выпускают руду в скреперные орты, скреперные установки мощностью 100 кВт доставляют в среднем 220 т/смену на 50—150 м; погрузка вагонов безлюковая. Для новых блоков запроектирован вибровыпуск руды по схеме вибропитатель — скребковый конвейер СП-80 — блоковая барабанлопастная дробилка — магистральный конвейер.

Проветривание блока. Свежий воздух поступает с горизонта откатки по восстающему в подэтажные штреки и из них в очистное пространство; загрязненный воздух отводят по восстающему с другой стороны камеры или по вентиляционной сбойке на вентиляционный горизонт. Выработки, в которых производят вторичное дробление руды, обычно проветривают отдельной струей.

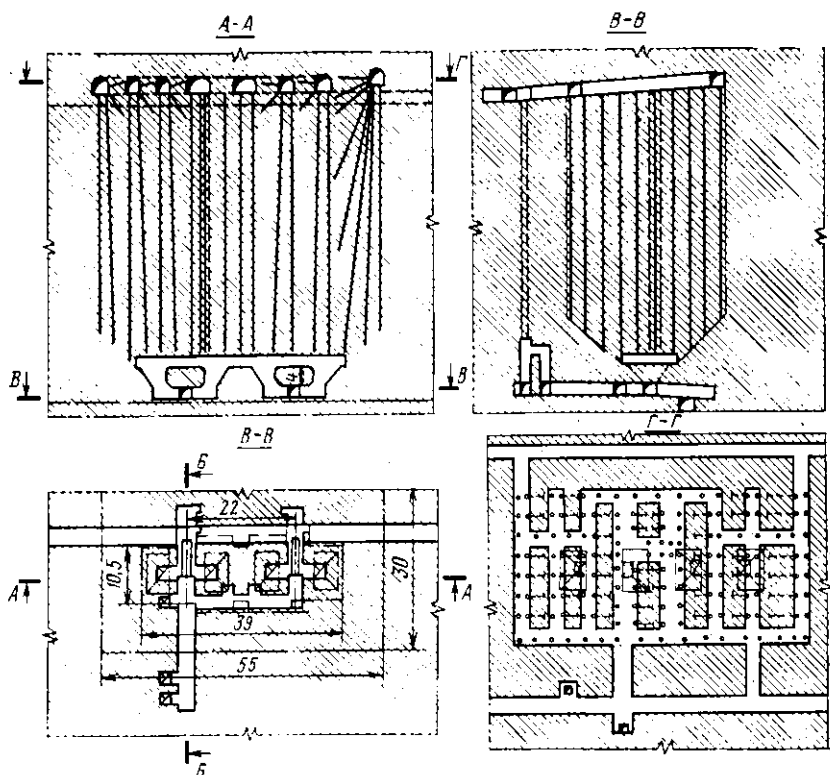


Рис. XII.19. Камерная система разработки на руднике им. Губкина

Камерная система в варианте с этажной отбойкой. Этот вариант (рис. XII.19) часто называют системой разработки этажно-камерной или с этажно-камерной выемкой. Он создан в СССР в начале сороковых годов на базе внедрения скважинной отбойки. Отличается увеличенной глубиной и диаметром скважин и соответственно разбуриванием камеры на всю высоту с одного горизонта (или гораздо реже, на всю длину из периферийных выработок).

Условия применения по сравнению с подэтажной отбойкой дополнительно ограничиваются тем, что, во-первых, высота камер не должна превышать максимально приемлемой глубины скважин, равной 40—60 м, и, во-вторых, скважины в связи с большой глубиной должны иметь увеличенный диаметр. В связи с этим необходимы: мощность залежи не ниже средней; правильные контакты (при средней мощности залежи) высота этажа не более 60—75 м; мелкоблочная или монолитная руда; отсутствие на границе с камерами искусственных целиков из монолитной закладки невысокой прочности; отсутствие в руде

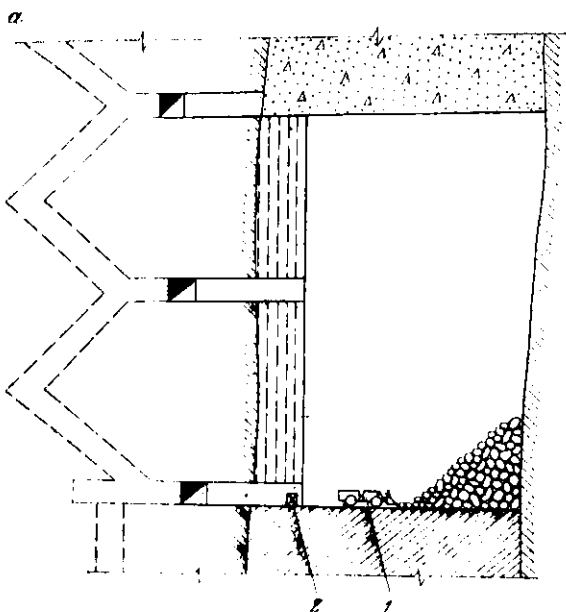


Рис. XII.20. Камерная система разработки, варианты с торцевым выпуском руды:

а — с открытым выработанным пространством; б — с магазинированием руды; 1 — ПДМ с дистанционным управлением из пункта 2

таких полезных компонентов, как алмазы, слюда, которые должны быть сохранены неразрушенными.

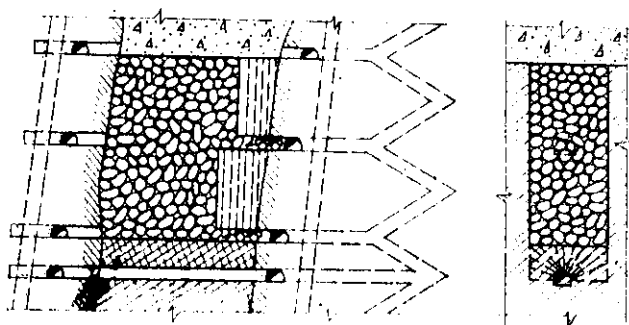
Этот вариант в течение двух десятилетий применяли в СССР широко, но позднее, в связи с увеличением высоты этажа и уменьшением диаметра скважин (а соответственно и их глубины), он сохранился как основной только на руднике им. Губкина.

Отбойку ведут обычно вертикальными или крутонаклонными (по падению залежи) слоями на отрезную щель, применяя многорядное взрывание с коротким замедлением.

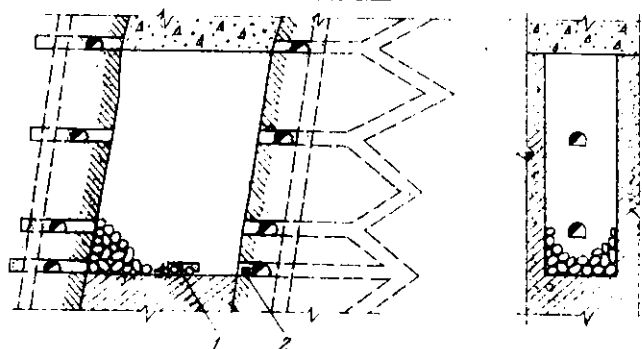
Буровые станки работают в горизонтальной выработке на одном горизонте, что облегчает их эксплуатацию, позволяет использовать самоходные буровые установки и облегчает улавливание бурового шлама.

При магазинировании руды отбойка производится в зажиме и должна отвечать соответствующим требованиям, изложенным выше.

Траншейную подсечку осуществляют одновременно с отбойкой руды в камере. В случае применения рудоприемных воронок подсечку обеспечивают либо взаимным пересечением этих воронок, либо выемкой над ними горизонтального слоя руды



II стадия



с помощью шпуров или вертикальных вееров штанговых скважин.

Скважины бурят преимущественно погружными пневмоударниками или шарошками сверху вниз из выработок, пройденных у кровли камеры. Так работают, например на руднике им. Губкина, где в сверхмощной крутой залежи очень крепких железистых кварцитов обрабатывают только камеры в одном этаже. Выпускные отверстия образуют под небольшой частью камеры, а на остальной площади почву камер располагают наклонно и доставляют руду силой взрыва (см. рис. XII.19).

Применяется отбойка комплектами параллельно-сближенных скважин, испытываются скважины диаметром 250 мм.

При высоте камер до 30÷35 м бурят скважины снизу вверх из подсечных ортов или штреков.

На руднике им. Губкина испытан подвариант системы с круглыми камерами. Он возможен при использовании самоходных буровых установок и может быть применен в пологих залежах и очень мощных крутых залежах при оставлении постоянных целиков. При некотором усложнении подготовки достигается уменьшение потерь в целиках без снижения их устойчивости.

За рубежом начали с 1975—1978 г. применять этажную отбойку вертикальными скважинами диаметром 100÷200 мм при высоте блока до 120 м с помощью самоходных станков (шарошечных или с погружными пневмоударниками). Имеется вариант с секционной отбойкой горизонтальными слоями высотой 3 м на подсечку, заряды разделены на участки забойкой из песка или дробленой породы.

Камерная система в варианте с торцевым выпуском руды предусматривает применение самоходного оборудования, наиболее эффективна при использовании ПДМ с дистанционным управлением. Подварианты (рис. XII.20): с открытым очистным пространством; с магазинированием руды (предложено автором в 1959 г.).

При открытом пространстве порядок отбойки обычен; всю отбираемую руду погружают ПДМ с дистанционным управлением и отвозят по нижнему буро-доставочному орту (штреку). Подвариант этот осуществлен за рубежом.

При магазинировании отбивают руду из подэтажных ортов (штреков) вертикальными или крутонаклонными слоями в зажиме. Над нижним ортом оставляют целик высотой 5÷6 м, частичный выпуск в объеме 20—25 % осуществляют через торцы погашаемых буровых выработок, используя ПДМ с ручным управлением. По окончании отбойки обратным ходом погашают целик над доставочным ортом пробуренными из него скважинами и, по мере погашения, ведут общий выпуск также с помощью ПДМ с ручным управлением. Часть (3÷8 %) отбитой руды остается на почве, ее забирают ПДМ с дистанционным управлением.

В варианте с торцевым выпуском камерная система отличается полной отработкой основания камеры, резко уменьшенным объемом подготовительно-нарезных выработок и затратами на их поддержание. Предпочтительна при условии последующей закладки камер или оставления постоянных целиков, что исключает надобность иметь под камерой выработки для выпуска обрушенной из целиков руды.

Вариант камерной системы с механизированной доставкой руды в очистном пространстве занимает как бы промежуточное положение между камерной и камерно-столбовой системами разработки. Доставляют руду в открытом очистном пространстве погрузочно-доставочными машинами с дистанционным управлением.

На одном из зарубежных рудников дистанционное управление осуществляется из нижнего штрека, по которому увозят руду из камеры. Когда машина загрузилась и подошла к оператору, ее переводят на ручное управление для дальнейшей отвозки руды.

Вариант этот, как и предыдущий, приемлем лишь при последующей закладке камер или при оставлении постоянных целиков.

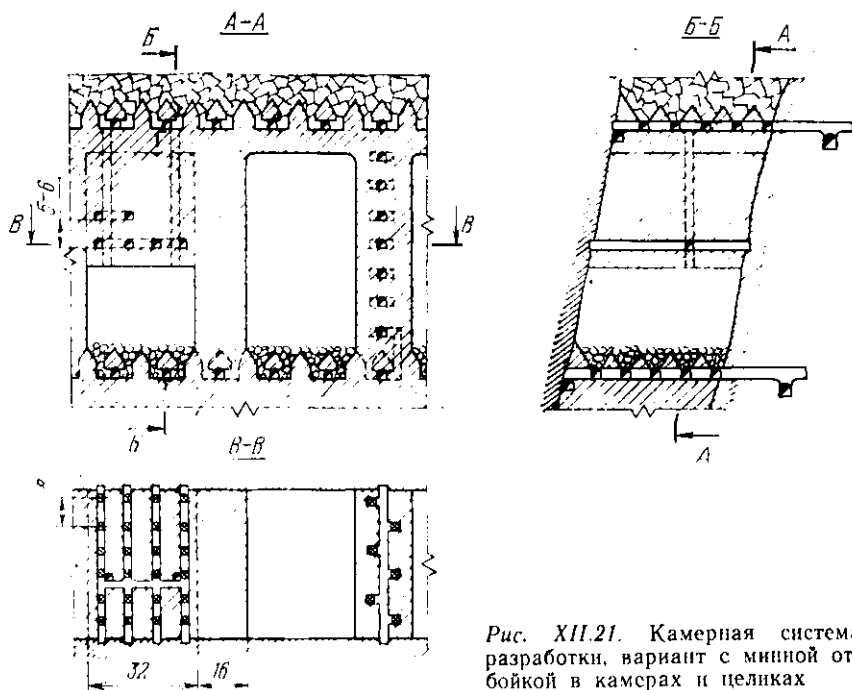


Рис. XII.21. Камерная система разработки, вариант с минной отбойкой в камерах и целиках

Вариант с подэтажной минной отбойкой. Этот вариант, предназначенный для обработки мощных залежей крепких руд, в последние десятилетия применяется очень редко.

Руду в камерах отбивают подэтажами на подсечку (рис. XII.21) или, реже, вертикальными слоями на отрезную шель.

После обработки камер взрывают целики при открытых камерах, вместе с целиками обрушаются налегающие или боковые породы.

Минные выработки камер не должны иметь сбоек с выработками в целиках во избежание преждевременного разрушения последних воздушной волной. Толщина целиков должна быть не менее 15—20 м, чтобы их не пробilo при взрывании зарядов в камере.

Охрана труда при камерной системе. Размеры камер и целиков должны быть правильно выбраны по условию устойчивости целиков и обнаженных боковых пород. Вертикальные и крутонаклонные ходки должны быть перекрыты лядами, а рудоспуски решетками. Запрещается пребывание людей в отработанной части камеры. Выработки, ведущие туда, должны быть перекрыты.

Рудоприемные траншеи или воронки должны быть заполнены отбитой рудой во избежание как внезапного выпадения

кусков в доставочные или откаточные выработки, так и разрушения выработок воздушной волной при взрывах в начальной стадии отбойки камеры (когда объем ее еще недостаточен для того, чтобы давление воздушной взрывной волны успело снизиться внутри камеры). Если какая-либо выпускная выработка окажется пустой, необходимо заполнить ее рудой путем взрывания в ней небольшого заряда, который должен сбросить в нее отбитую руду с откосов траншеи. При значительном объеме отработанной части камеры достаточно закрыть надежно отверстия неработающих выпускных выработок.

Если вторичное дробление руды производят в обособленных выработках, то они должны проветриваться отдельной струей.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка камерной системы. Ей свойственны общие достоинства и недостатки систем данного класса. При отработке камер достигаются высокая производительность блока (табл. XII.2), высокая производительность труда, низкая себестоимость добычи, что помимо естественного поддержания очистного пространства связано с отбойкой скважинами и самотечной доставкой руды в очистном пространстве. При правильных контактах залежи имеет место также относительно полная и чистая выемка руды из камер.

Однако всесторонние хорошие показатели обеспечиваются лишь при выемке камер, тогда как в мощных залежах более половины запаса руды приходится на целики, поэтому показатели по блоку в целом ухудшаются против выемки камер, за исключением случаев выемки целиков между камерами, заполненными монолитной закладкой,

Экономическое сравнение камерной системы со сплошной и камерно-столбовой системами и системами других классов

Таблица XII.2. Показатели камерной системы разработки в условиях залежей мощных и средней мощности

Показатели	Выемка камер	Выемка блока, включая выемку целиков	
		массовым обрушением	при монолитной закладке камер
Производительность камеры, т/мест.	6000—20.000*	—	—
Производительность труда забойного рабочего, т/смену	35—100*	35—70*	30—55
Потери руды, %	3—8	12—25	3—5
Разубоживание руды, %	3—8	12—25	3—5
Расход подготовительно-нарезных выработок, м/1000 т	3—9	3—9	4—7

* Более высокие показатели относятся к средней крепости руды и мощным залежам.

должно производиться по условию максимального дохода (XI.3). Должна обязательно учитываться отработка всего блока, включая целики, с рассмотрением различных методов выемки целиков.

Особенности камерной системы при последующей монолитной закладке камер освещены ниже.

Направления дальнейшего развития: совершенствование бурения взрывных скважин; внедрение дистанционного управления; увеличение удельного значения камерного запаса за счет более точного расчета прочных размеров камер и целиков; резкое (до 250—300 м) увеличение высоты этажа в залежах средней мощности с крутым падением, правильными элементами залегания и устойчивыми породами и в трубообразных залежах.

§ 7. ОСОБЕННОСТИ ВЫЕМКИ КАМЕР, ПОДЛЕЖАЩИХ ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКЕ

Камеры образуются при системах разработки камерно-столбовой (в варианте со сплошными целиками) и камерной. Если камеры подлежат заполнению монолитной закладкой, то к системам разработки предъявляются дополнительные требования по условиям последующей выемки целиков.

Камеры оконтуривают как можно ровнее, чтобы при выемке целиков минимальным было засорение закладкой, так как попадание в рудную массу закладки, особенно на цементной основе, заметно снижает извлечение металла в концентрат при обогащении.

При разработке камерно-столбовой системой пологих залежей с малоустойчивой непосредственной кровлей выемку камеры начинают с верхнего слоя, при этом устанавливают в кровле штанговую крепь.

С точки зрения конструкции основания камеры при камерной системе наиболее подходит вариант с торцевым выпуском руды. При донном выпуске основание камеры может быть и рудным и из искусственных материалов.

Рудное основание вынимают после того, как закладка в камере затвердела; руду отбивают веерами скважин из доставочной выработки (рис. XII.22) и удаляют, после чего заклады-вают образовавшееся пространство.

При выемке рудного основания значительно (до 15 %) засоряется закладкой руда, повышается трудоемкость работ. С другой стороны, при варианте с искусственным основанием требуется возводить опалубку (за счет чего затраты по системе разработки возрастают примерно на 5 %) и, кроме того, отработка основного запаса задерживается на период твердения закладки в основании камеры. Применяют искусственное основание в виде оградительной крепи и железобетонного свода, опирающегося на бетонные стены с окнами для выпуска руды.

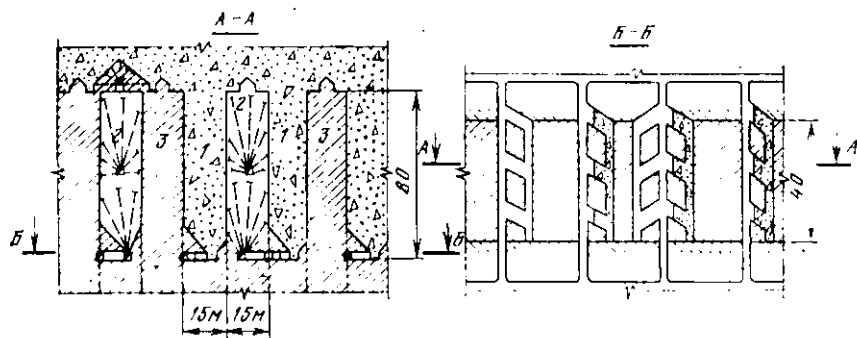


Рис. XII.22. Камерная система разработки, вариант с последующей твердеющей закладкой камер и рудным основанием блоков (Гайский рудник):
1, 2, 3 — порядок отработки

Испытывают и другие искусственные сооружения. Так, на Дегтярском медном руднике при разработке мощной крутопадающей залежи руд средней устойчивости камерной системой с последующей монолитной закладкой применяли в опытном порядке оградительную крепь в выработках для доставки руды, а на верхнем этаже сооружали потолочные арки из слабоармированного бетона, что давало возможность применять камерную выемку. Стоимость искусственных сооружений получалась высокой.

§ 8. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ОТБОЙКОЙ ИЗ МАГАЗИНОВ

Системой разработки с отбойкой из магазинов называется применяемая в маломощных крутых залежах система разработки с естественным поддержанием очистного пространства, при которой отбойку ведут потолкоуступно или горизонтальными слоями, начиная с нижнего слоя; выработанное пространство заполняется отбитой рудой (магазинирование руды), поверхность которой служит платформой для рабочих, занятых отбойкой; выпускается руда под действием силы тяжести, приблизительно третью часть отбитой каждым взрывом руды выпускают сразу (частичный выпуск), чтобы освободить пространство для работ по отбойке очередного слоя, а после взрывания последнего (верхнего) слоя выпускают всю отбитую руду (общий выпуск).

Эту систему называют также потолкоуступной системой разработки с магазинированием руды.

На долю этой системы на подземных рудниках СССР приходится около 4 % объема добычи.

Система с отбойкой из магазинов имеет значительное распространение в СССР при разработке маломощных жильных месторождений цветных металлов и золота, где удельный вес ее

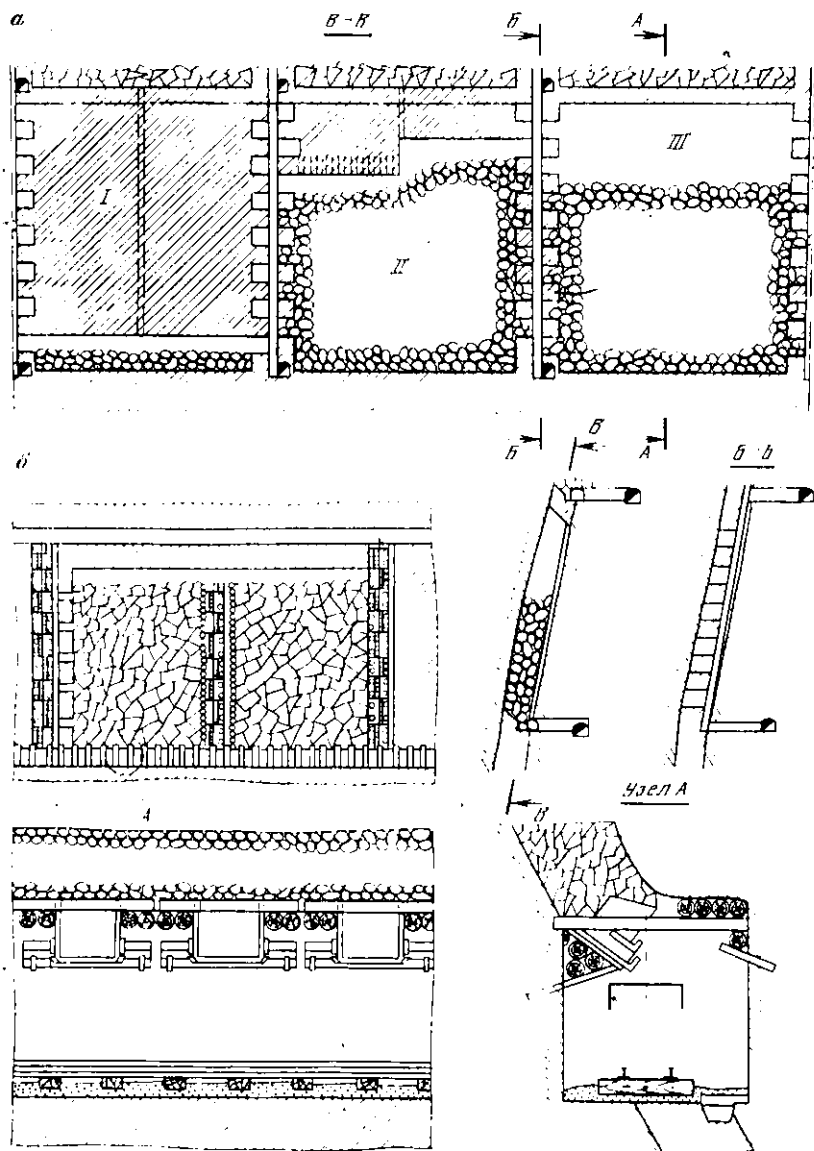


Рис. XII.23. Варианты системы разработки с отбойкой-из магазина:
 а — с машинной погрузкой руды в вагоны; б — со сплошным выпуском через металлические люки (I, II, III — стадии выемки)

составляет около 50 %, а также на жильных месторождениях США, Канады, НРБ, ГДР и других стран.

Камеру вынимают снизу вверх (рис. XII.23), выработанное пространство заполняется отбитой рудой, над отбитой рудой

(магазином) оставляют свободное пространство высотой около 2 м. Отбивают руду с поверхности магазина, что исключает необходимость в буровых выработках (в чем и заключается отличие этой системы от предыдущей).

В случае оставления целиков извлекают их при устойчивых породах теми же методами, что и после системы камерной. При малоустойчивых боковых породах обрушают целики по мере общего выпуска руды.

При ценных рудах обычно отбивают из магазина весь запас блока, не оставляя целиков (см. рис. XII.23), штреки тогда закрепляют распорной крепью, а восстающие — распорной или срубовой крепью.

При необходимости, в дополнение к магазинированию руды, поддерживают боковые породы штанговой крепью и даже распорной крепью. Распорную крепь устанавливают сразу после частичного выпуска. Распорки образуют вертикальные ряды по линиям осей люков, поэтому под каждым из люков получают как бы два выпускных отверстия — по одну и по другую сторону ряда. Этим расширяется зона действия люков, что обеспечивает более плавное опускание поверхности магазина.

Если распорной крепи недостаточно, устанавливают вертикальные срубы, по одному срубу на два люка с интервалами между срубами на ширину двух люков. В этих срубах и интервалах между ними магазинируют руду, ширина выработанного пространства должна быть не менее 1,2 м.

Условия применения. Устойчивость руды должна быть не ниже средней, чтобы люди могли работать под обнаженной кровлей при небольшом (что определяется малой мощностью залежей) пролете обнажения; устойчивость боковых пород — не ниже средней.

Мощность залежи малая, так как в иных случаях отдают предпочтение камерной системе. Выемочная мощность в тонких жилах должна быть не менее $0,8 \div 1,2$ м, чтобы куски отбитой руды при выпуске не заклинивались в узком пространстве. Угол падения залежи должен быть не менее $55 \div 60^\circ$, а при разработке тонких жил — не менее $60 \div 70^\circ$, чтобы зависание руды на лежащем боку не препятствовало выпуску.

Неправильный контакт по лежащему боку, особенно при небольшой мощности рудного тела, может сделать невыгодным магазинирование, так как отбитая руда остается в неровностях лежащего бока.

Параметры. Высота этажа составляет обычно $50 \div 60$ м, при большой высоте магазина не удастся управлять поверхностью отбитой руды: при выпуске даже только из одного отверстия эта поверхность опускается сразу на большой площади. Длина блока составляет от $20 \div 30$ до $80 \div 100$ м при устойчивых боковых породах и правильных контурах рудного тела.

В варианте с целиками ширина междукамерных целиков

3÷6 м. Толщина основания камеры (блока) обычно 4÷6 м, потолчины 2÷3 м. Расстояние между осями выпускных отверстий не более 3—4 м, чтобы можно было управлять поверхностью руды и чтобы не образовывалось пустот в магазине при частичном выпуске.

Высота свободного пространства над отбитой рудой, на поверхности которой работают люди, должна быть не более 2,5 м.

Подготовка. Подготовка основного горизонта и оснований блоков зависит от схемы выпуска руды. Наиболее распространен выпуск руды через люки в вагоны электровозного транспорта; иногда, при сравнительно большой высоте блока и мощности залежи не менее 3÷4 м, оборудуют люки вибропитателями. В обоих этих случаях откаточный штрек рудный, но при сравнительно большой производительности этажа может быть пройден и обгонный полевой штрек. Все более широкое применение получает выпуск руды на почву ниш, из которых руду погружают и доставляют самоходными погрузочно-доставочными машинами легкого класса или погружают ковшовыми погрузочными машинами в вагоны электровозного транспорта. Этажный штрек в этих случаях полевой.

При мощности залежи до 1,5÷2 м иногда выпускают руду в скреперные штреки, из которых через короткие рудоспуски и люки погружают в вагоны электровозного транспорта, откаточный штрек — рудный.

Блочные восстающие в случае оставления целиков размещают в целиках (см. рис. XII.23), а из восстающих пробивают ходки в камеру через 4—6 м по вертикали. Ходки располагают горизонтально или с наклоном до 30÷40° в сторону камеры, чтобы уменьшить пересыпание их отбитой рудой. Горизонтальные ходки целесообразно проходить заблаговременно по всей высоте восстающего до того, как он будет закреплен, чтобы в последующем не нарушать крепь, а наклонные ходки проходят из камеры по мере отбойки в нем руды.

Нередко, особенно в длинных камерах, проходят дополнительные восстающие от уровня подсечки до вышележащего горизонта; они улучшают проветривание (так как сбойки камеры с блоковыми восстающими могут быть пересыпаны рудой), служат запасным выходом, обеспечивают удобный спуск оборудования и материалов в камеру.

Применяют также сплошную выемку, т. е. без деления на блоки; в отбитой руде возводят вслед за подвиганием забоя дополнительные ходки для вентиляции, доставки материалов и сообщения. Если боковые породы склонны к вывалам, блок разделяют такими ходками на короткие (около 15 м) магазины с тем, чтобы отработать каждый из них с минимальным обнажением боков и за кратчайший срок. Этот вариант применен при разработке маломощных жил на глубине около 700 м.

При бесцеликовой подготовке основания блока проходят штрек высотой 3—5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки и укладывают на них настил (см. рис. XII.23). В нем устраивают люки вплотную один к другому для сплошного выпуска руды по всей длине камеры (предложение акад. М. И. Агошкова и проф. А. Ф. Назарчика). Сплошной выпуск снижает возможность зависаний отбитой руды, сокращает затраты труда на разравнивание руды в магазине, ускоряет отработку камеры. Переносные металлические люки допускают многократное использование.

Очистная выемка. Подсечку осуществляют в виде траншей или горизонтального слоя высотой около 2 м, вынимаемого с помощью горизонтальных шпуров.

Перед бурением бурильщики производят оборку кровли и планировку поверхности магазина, что занимает до 20—30 % их рабочего времени. Для сокращения объема планировки иногда в местах прогиба поверхности магазина устраивают рабочие полки на распорках.

Отбивают руду шпурами или, гораздо реже, скважинами. Шпуровым методом вынимают руду горизонтальными слоями высотой 1,2÷2,5 м. При устойчивой руде бурят вертикальные шпуры телескопными перфораторами. При этом, в отличие от горизонтальных шпуров, обеспечиваются широкий фронт бурения и независимость бурения от взрывания. Если при вертикальных шпурах могут образовываться заколы, то применяют горизонтальные шпуры, которые бурят перфораторами с пневмоподдерживающих колонок.

В зарубежной практике встречается отбойка из магазина горизонтальными скважинами малого диаметра. Буровые станки устанавливают на отбитой руде по краям камеры. Для этого подрабатывают (шпуровым методом) кровлю около целиков, и только в этих местах требуются оборка кровли и планировка поверхности отбитой руды.

Крупные куски руды разбивают на поверхности магазина (что входит в обязанности бурильщика).

В тонких жилах отбивают руду шпурами уменьшенного диаметра (32÷36 мм), выбуриваемыми быстроударными телескопными перфораторами. Это увеличивает производительность труда забойных рабочих.

Для безопасности работы бурильщика частичный выпуск должен производиться в блоке только в ту смену, в которую не ведут бурения.

В период отбойки руды работы носят циклический характер. При трехсменной работе обычно в I смену обирают кровлю, планируют поверхность отбитой руды и бурят; во II смену бурят, разбивают на поверхности магазина крупные куски руды, отбитые предшествующим взрывом, заряжают и взрывают пробуренные шпуры или скважины; затем забой проветривается; в III смену — частичный выпуск руды.

При четырехсменной работе одну смену часто отводят для проветривания и иногда для обorkи кровли и планировки поверхности магазина.

На очистных работах обычно создаются суточные комплексные бригады из бурильщиков и рабочих, занятых на выпуске руды (или выпуске и откатке, включая машинистов электровозов). Этим создается заинтересованность бурильщиков в хорошем дроблении руды при отбойке и разбивке негабаритов на поверхности магазина (но эта мера не всегда эффективна, так как руду, отбитую в верхней части камеры, выпускают лишь спустя несколько месяцев).

Если вместе с магазинированием применяют распорную или срубную крепь, то ее устанавливают рабочие, осуществляющие выпуск руды.

Иногда применяют гидроочистку лежащего бока от осевшей на нем рудной мелочи с помощью высоконапорных насосов и легких брандспойтов со съёмными насадками.

На ряде рудников гидроочистка является обязательной и добавляет значительное ($6 \div 7\%$) количество металла, так как рудная мелочь зависает на лежащем боку «столбами» с наклоном их поверхности под углом $80 \div 90^\circ$. Смытая рудная мелочь скапливается в люках, вода из нее вытекает и мелочь погружают в вагоны так же, как и вообще отбитую руду. Блок считается погашенным только после составления акта о гидроочистке.

Свежий воздух поступает в камеру с откаточного горизонта по восстающему через сбойки и омывает забой, проходя между кровлей и отбитой рудой. Загрязненный воздух отводят по другому восстающему. Горизонт доставки руды, (если он имеется), на котором ведут вторичное дробление, проветривают отдельной струей.

Охрана труда. В отношении размеров камер и целиков и перекрытия восстающих правила те же, что и для предыдущих систем разработки.

Перед бурением в начале каждой смены должны осматривать и обирать кровлю. Запрещается входить в магазин во время выпуска руды, а также на все последующее время после начала общего выпуска руды.

Запас отбитой руды. При системе разработки с отбойкой из магазинов рудник (или участок рудника) получает лишь одну треть добываемой руды из камер, где ведет отбойку, а остальные две трети — за счет общего выпуска из камер, в которых отбойка закончена. Необходимо иметь достаточный фронт работ по общему выпуску руды. Поэтому рудник должен иметь определенный запас отбитой руды. Необходимая величина его может быть найдена из расчета, что камеры отбиваемые и камеры выпускаемые заполнены отбитой рудой в среднем наполовину. Значит, при коэффициенте разрыхления 1,4 средний запас отбитой руды в одной камере составляет $0,5 : 1,4 = 0,35$ ее

запаса в массиве. Запаса отбитой руды в сумме по отбиваемым и выпускаемым камерам должно хватить на срок

$$t = 0,35 (t_{\text{отб}} + t_{\text{вып}}) m,$$

где $t_{\text{отб}}$ — средняя продолжительность отбойки (и частичного выпуска) камеры, мес; $t_{\text{вып}}$ — средняя продолжительность обшего выпуска руды из камеры, мес; m — коэффициент неравномерности запаса камер и интенсивности работ, равный 1,1—1,5; большие значения принимаются при меньшем числе камер и менее постоянных горно-геологических условиях.

Запас отбитой руды не должен снижаться против необходимой величины.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. При мощности залежи $0,2 \div 1,5$ и $2 \div 5$ м производительность блока составляет соответственно $700 \div 2000$ и $2000 \div 6000$ т/мес, производительность труда забойного рабочего — $7 \div 18$ и $12 \div 30$ т/смену, потери руды $10 \div 20$ и $7 \div 15$ %, разубоживание руды $15 \div 80$ и $5 \div 10$ %, расход подготовительно-парезных выработок $50 \div 70$ и $7 \div 9$ м/1000 т.

Таким образом, достигаются удовлетворительные показатели. Разубоживание может быть небольшим при мощности залежи более $0,8 \div 1,2$ м.

Исключается надобность в том, чтобы для отбойки руды проходить специальные выработки или устраивать рабочие полки.

С другой стороны, магазинирование связано с временным омертвлением средств, затраченных на подготовку блоков и отбойку руды. Требуется затрачивать время и труд на планировку поверхности магазина и оборку кровли забоя. Ширина очистного пространства во избежание заклинивания в нем отбитой руды должна быть не менее $0,8 \div 1,2$ м, что влечет за собой повышенное разубоживание руды в тонких жилах.

Экономическое сравнение системы с отбойкой из магазина с другими системами производится по условию максимального дохода с учетом различной выемочной мощности при разработке тонких жил и различных потерь отбитой руды в неровностях лежащего бока.

§ 9. ДРУГИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЕСТЕСТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

Сюда входят как старые системы, теперь встречающиеся редко, так и новые, характеризующие перспективное направление дальнейшего развития, но еще не определившиеся отчетливо ни по конструктивным признакам, ни по области применения. В основном это относится к системам разработки маломощных крутых залежей.

Потолкоуступная система разработки с простой распорной крепью была распространена, но в последние десятилетия встречается все реже. Применяют ее в крутых рудных телах

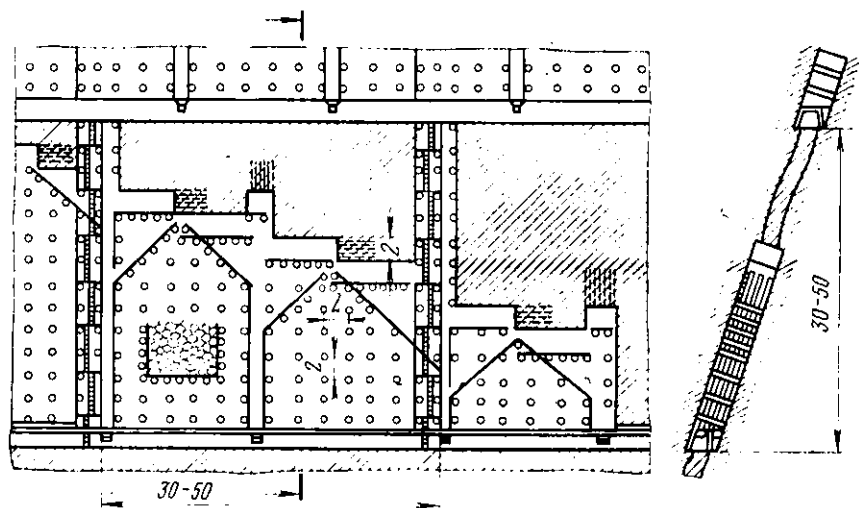


Рис. XII.24. Потолкоуступная система разработки с простой распорной крепью

мощностью до 3 м с устойчивыми рудой и боковыми породами, главным образом при добыче руд редких металлов.

Блок (рис. XII.24) отрабатывают потолкоуступным забоем по восстанию, доставляют руду самотеком. Вслед за выемкой руды устанавливают на распорках полки для работы бурильщиков.

Высота этажа $30 \div 60$ м, длина блока $30 \div 60$ м.

Уступы забоя имеют высоту $1,8 \div 2,5$ м, длину 10—15 м и больше. Отбивают руду шпурами, перед взрыванием шпуров полки разбирают. Отбитая руда скатывается к люкам.

Надштрековый и подштрековый целики отрабатывают при погашении штрека. Целики разбуривают и взрывают, отбитая руда скатывается к люкам откаточного штрека.

При мощности рудного тела около 1 м и крепкой руде производительность труда забойного рабочего до $4 \div 8$ т/смену; расход крепежного леса $0,02 \div 0,05$ м³/т; потери руды $8 \div 12$ %, разубоживание — $8 \div 12$ %. В тонких жилах разубоживание резко возрастает до 50 % и более при мощности жилы 0,4 м и выемочной мощности 0,8 м. Расход подготовительно-нарезных выработок $5 \div 8$ м/1000 т, а в тонких жилах — $7 \div 15$ /1000 т.

Эта система по условиям применения близка к системе с отбойкой из магазинов. Применяют ее главным образом в тонких жилах, чтобы снизить объем подработки пустых пород по сравнению с отбойкой из магазина, либо при недостаточно крутом (под углом $45 \div 50^\circ$) падении залежи или слеживающейся руде, так как в этих случаях магазинирование руды неприемлемо.

Система разработки крутых маломощных залежей горизонтальными слоями в нисходящем порядке. Бурильщики находятся на рудном массиве. Отбивают руду вертикальными нисходящими или горизонтальными шпурами и доставляют ее обычно скреперованием в восстающий, пройденный посередине блока. Система эта приемлема лишь при очень устойчивых боковых породах.

Недостатки имеющихся систем разработки крутых маломощных залежей с естественным поддержанием очистного пространства. Конструкция этих систем подчинена созданию рабочего места для бурильщика. (Доставка руды обычно самотечная). Все имеющиеся пути решения этого вопроса имеют серьезные недостатки: magazинирование не всегда приемлемо, обуславливает применение переносного бурового оборудования, требует ручных работ по оборке кровли и планировке поверхности отбитой руды; установка распорной крепи с полками требует ручного труда; выемка сверху вниз сопряжена с работой под обнаженными на большую высоту блоками залежи.

Все это обусловило поиски систем разработки, основанных на использовании новых технических средств.

Новые системы разработки крутых маломощных залежей. Система разработки с бурением из клетки. Эта система предложена проф. Р. П. Каплуновым в 1952 г. Забой по всей

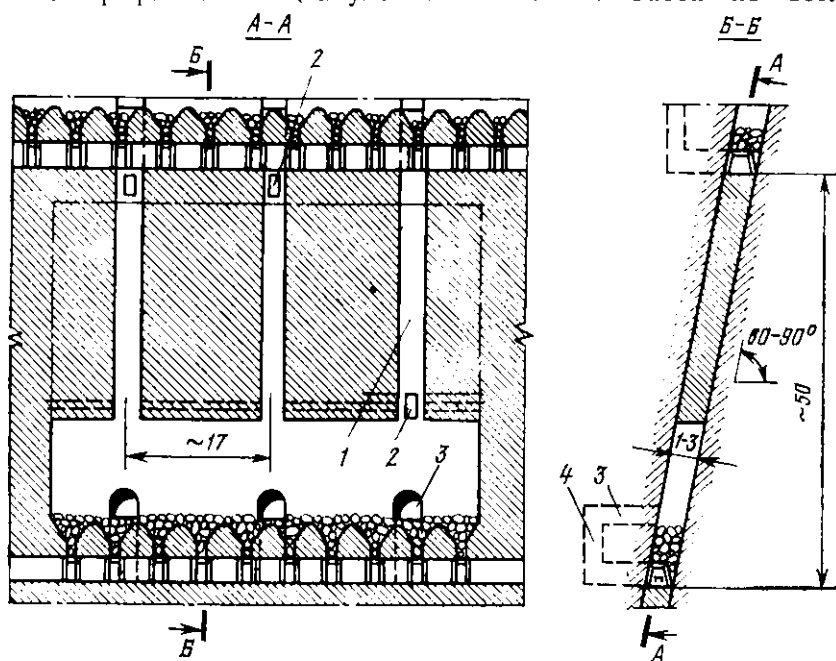


Рис. XII.25. Вариант системы разработки с отбойкой из восстающих 1 с применением КПВ (2):

3 — камеры для проходческого полка; 4 — материально-ходовой восстающий

высоте блока — сплошной, вертикальный, обуривают его с подвесной клетки (названной бурильно-транспортным агрегатом — БТА). Дальше испытаний дело тогда (в 1954—1957 гг.) не пошло в основном по двум причинам: 1) в блоке могли работать лишь 1÷2 бурильщика против 4—6 при системе с отбойкой из магазинов, что имело существенное значение в связи с малой производительностью перфораторов; 2) откаточный штрек вышележащего этажа занимала лебедка для спуска — подъема клетки, поэтому для отработки оставшихся в вышележащем этаже запасов требовалось проходить второй штрек.

Системы разработки с отбойкой из восстающих с самоходных полков. В 1972—1973 гг. вернулись к идее использования передвижных буровых установок. Толчок к этому дало появление самоходных механизированных комплексов КПВ для проходки восстающих (рис. XII.25). Блок длиной около 14 м подсекают. Посередине блока нарезают с помощью самоходного полка восстающий и с этого же полка разбуривают в обе стороны массив блока, после чего отбивают руду по частям, начиная снизу. Отбитая руда скатывается к люкам или в погрузочные ниши.

На одном из полиметаллических рудников с полка установками «Удар-1» бурят в обе стороны горизонтальные скважины диаметром 56 мм на глубину около 15 м; их недозаряжают на 4 м для оставления целиков толщиной 3 м по обе стороны восстающего. Эти целики взрывают в последнюю очередь.

Бурят одновременно двумя машинами два бурильщика. Скважины располагают по сетке 1×1 м, по 1÷3 скважины в ряду, в зависимости от мощности залежи. Выпускают отбитую руду с помощью вибролент ВЛЖ-1 в скреперный штрек.

При использовании полков КПВ или КПРС-1 для их спуска приходится оставлять крепь восстающих и целики около нее. При комплексах КВД=25, разработанных институтами ИПКОН и НИПИГормаш, по мере отбойки руды демонтируют монорельс и крепь с подвесной люльки, а полок поднимают на вышележащий горизонт.

При этой системе разработки (как и при использовании БТА) не требуется ни магазинирования руды, ни распорной крепи, но возрастает число восстающих и, кроме того, удовлетворительные результаты возможны лишь при правильных контурах рудного тела.

Система разработки с передвижным механизированным комплексом для маломощных крутых залежей. Указанные выше недостатки отбойки из восстающих отсутствовали в испытанной ранее системе разработки с бурением из клетки, но последняя не привилась в то время в основном из-за малопроизводительного бурения. Появление самоходных полков типа КПВ и мощных перфораторов, установленных на стрелах — манипуляторах, позволило вернуться к попыткам выемки сплошным вертикальным забоем.

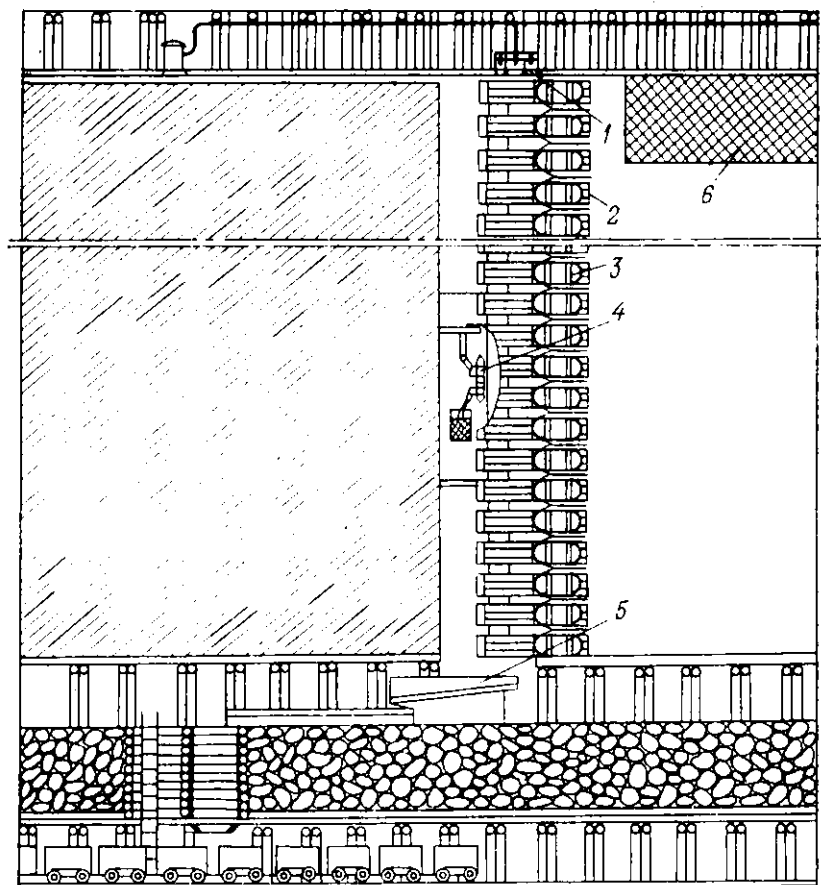


Рис. XII.26. Вариант системы разработки маломощных крутых жил с передвижным монорельсом для буровой установки 4 (проекция разреза по простиранию на вертикальную плоскость):

1 — устройство для подвески конструкции; 2 — передвижные секции; 3 — надувные баллоны; 5 — вибропитатель; 6 — искусственный целик

Для этой цели Читинским филиалом ВНИПИгорцветмета, ИПКОН АН СССР, Днепропетровским горным институтом и объединением «Забайкалзолото» создан механизированный комплекс ПКЖ-1, состоящий из: буровой установки с двумя колонковыми перфораторами на манипуляторах, передвигающейся по гибким направляющим; секционного шагающего распорно-оградительного устройства общей длиной до $40 \div 45$ м (тип несущего элемента — пакет пневмобаллонов с распорным усилием одной секции до 40 т); торцевого вибропитателя с производительностью до 160 т/ч (рис. XII.26). Выемочная мощность $0,75 \div 1,2$ м.

Забой разбурируется по всей длине горизонтальными или слабонаклонными шпурами с помощью буровой установки, передвигающейся по направляющей, закрепленной на распорно-оградительном устройстве (РОУ). По окончании бурения буровая установка переводится в транспортное положение, а РОУ передвигается к забою на величину уходки (1,2—2 м). Механизированное зарядание и монтаж взрывной сети — с буровой установки. Перед взрыванием она выводится на вентиляционный штрек. Секции механизированного комплекса закрывают от взрыва отбойными щитами. После проветривания отбитая руда грузится питателем в вагоны электровозного транспорта. Комплекс может быть дополнен механизированной опалубкой для возведения искусственных целиков над откаточным и под вентиляционным штреком.

Секции делятся на четные и нечетные. Четные жестко скреплены с монтажной балкой, нечетные имеют полозья, которые проходят по пазам в монтажной балке. Внутри этой балки и вдоль нее проложены водяные и воздушные коммуникации.

При передвижении комплекса сперва отключают от сжатого воздуха нечетные секции, перемещают их на 0,5 м и снова подключают к сжатому воздуху. После этого отключают от сжатого воздуха четные секции, подтягивают их также на 0,5 м и т. д.

Монтажная балка подвешена к самоходной буровой установке, перемещающейся по вентиляционному штреку, и в случае отключения сжатого воздуха повисает на этой установке. Монтируют комплекс 10 рабочих за 4 дня, а передвигают на 1,5 м за 40 мин.

При испытаниях комплекса производительность забоя достигла 12 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего до 9 м³/смену.

Достоинства варианта: использование высокопроизводительной буровой установки, отсутствие распорной крепи и magazинирования руды, а следовательно, отсутствие работ по установке крепи, оборке кровли и выравниванию поверхности магазина, возможность раздельной выемки тонких жил. Недостатки: механизированный комплекс довольно сложен, монтажные расходы могут окупиться лишь при значительной длине участка с выдержанными элементами залегания, что не типично для сложных жил. Установка, поддерживающая монтажную балку, занимает штрек вышележащего этажа, в связи с чем во многих случаях потребуется второй штрек для погашения оставшегося в этаже запаса руды; необходимо возводить искусственный подштрековый целик.

Испытывается комплекс ПКЖ-1, в который входит гидравлическая щитовая крепь. В нем могут быть применены машины для безвзрывного разрушения руды типа гидроударников.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

§ 1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород называются системы, при которых при отработке всего блока или основной его части выпускают руду самотеком под налегающими на нее обрушенными вмещающими породами.

Одна из этих систем — система этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой рассмотрена в общих чертах выше (см. гл. XI, § 2).

Эти системы (сокращенно — системы с массовым обрушением) очень распространены. На подземных рудниках СССР их удельное значение составляет около $\frac{1}{3}$, основными они являются при добыче железных и фосфатных руд, например в Кривбассе, Горной Шории, рудниках Нижне-Тагильского комбината; применяются на ряде крупных предприятий цветной металлургии (комбинаты Тырныауский, Зыряновский, Лениногорский), и это положение в основном сохранится на долгое время, во всяком случае к 1990 г. ожидается лишь незначительное снижение удельного значения.

Системы с массовым обрушением применяют в залежах мощных и средней мощности. Очистное пространство не поддерживается (за исключением стадии образования камер или щелей для обрушения остальной части блока в некоторых системах). Отбойка преимущественно скважинная, иногда самообрушением.

Выпускают руду в нижней части блока или подэтажа. По мере общего выпуска обрушаются на отбитую руду вмещающие породы и заполняют выработанное пространство. В результате значительную часть руды ($\frac{2}{3}$ или больше) выпускают под налегающими обрушенными породами, в чем и состоит основная особенность этих систем.

Этажи в крутых залежах, а также подэтажи при выемке блока подэтажами, отрабатывают последовательно в нисходящем порядке, в связи с обрушением пород.

Классификация систем с обрушением руды и вмещающих пород:

Группа А. Системы этажного обрушения (блок обрушают на полную высоту):

1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой (панель или блок обрушают скважинами подряд по длине, без деления на камеры и целики. Возможность разрыхления отбиваемой руды обеспечивается частичным выпуском руды, взорванной ранее).

2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами. (В блоке в первую очередь вынимают камеры в ми-

нимально необходимом объеме, чтобы создать свободное пространство для обрушения сразу всей остальной части блока).

3. Этажное самообрушение. (Блок подсекают и руда постепенно обрушается под действием силы тяжести и горного давления. Возможность разрыхления обеспечивается частичным выпуском).

Группа Б. Системы подэтажного обрушения. (Блок делят на подэтажи, каждый подэтаж отрабатывают по таким же примерно схемам, что и блок при этажном обрушении).

4. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды.

5. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды.

Условия применения. Эти системы применяют в мощных и средней мощности залежах при условии, что не требуется поддерживать земную поверхность. Ценность руды ограниченная в связи с повышенными ее потерями.

Запрещается применять эти системы при наличии в налегающих породах плывунов, неосушенных песков и суглинков, а также карстов, заполненных водой или газом.

Ограничивает применение и большая (700÷1200 м и более) глубина разработки, при которой обрушение всяческого бока намного отстает от выемки, что угрожает горными ударами, особенно при пологом или наклонном падении залежи.

При устойчивых породах всяческого бока необходимо систематически наблюдать за состоянием и деформациями пород и оседанием земной поверхности с тем, чтобы заблаговременно вывести людей и убрать оборудование из опасных мест. Зона возможного обрушения пород на поверхности должна быть ограждена.

Возможность применения перекрытий. Для снижения потерь руды были предложения и попытки оградить отбитую руду от обрушенных пород каким-то искусственным перекрытием, которым служили бы: породный блок, отрезанный по границам от массива; толстая железобетонная плита; гибкие покрытия из металлической сетки; слой переизмельченной руды.

В качестве защитного перекрытия между отбитой рудой и обрушенными породами испытывали на рудниках Казахстана с участием ВНИИЦветмета и в ПО «Сибруда» с участием ВостНИГРИ так называемый блок-щит. Это — отрезанный взрыванием скважин от массива блок, площадь которого принимается максимальной по условию вертикального опускания, а высота, по условию прочности, — 30—40 м. Возможность применения ограничивается в связи со строго вертикальным опусканием блок-щита и разрушением его: в эксперименте ПО «Сибруда» блок-щит, опустившись на 43 м, разрушился.

Один из наиболее удачных примеров последних лет из отечественной практики следующий: сооружают из тросов защитную сетку по контакту всяческого бока. Для этого проходят здесь подэтажные штреки, и вдоль контакта пробуривают перпендикулярно штрекам скважины через каждый метр. По сква-

жинам пропускают тросы диаметром 18 мм и соединяют их тросами в выработках. В результате получается сетка, которая прогибается по мере выпуска руды и почти устраняет засорение руды породами висячего бока. В целом же можно сказать, что обнадеживающих результатов в применении защитных перекрытий для достаточно широкого диапазона условий получено не было.

Ниже выпуск руды под обрушенными породами рассматривается применительно к отсутствию защитных перекрытий.

Технико-экономическая характеристика. Системы с массовым обрушением (как и системы с естественным поддержанием очистного пространства в мощных залежах) отличаются хорошими показателями по затратам на добычу руды, производительности труда и интенсивности разработки месторождения. Объясняется это отсутствием процессов закладки и крепления очистного пространства. Потери и разубоживание руды — повышенные в связи с выпуском под обрушенными породами.

Экономическое сравнение с системами предшествующего класса производится по условию максимизации дохода.

§ 2. ОБРУШЕНИЕ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

При системах с обрушением руды и вмещающих пород последние могут обрушаться и со стороны висячего бока, и сверху, и из лежачего бока при очень крутом падении.

Обрушение пород висячего бока отстает от выемки руды тем больше, чем устойчивее породы и меньше пролет обнажения по простиранию залежи, больше глубина разработки. Способствует отставанию и наличие над блоком обрушенных пород, которые заполняют его в первую очередь. Обычно общее обрушение висячего бока отстает на $1 \div 2$ этажа, а в залежах малой длины по простиранию на глубоких горизонтах может вообще не происходить, тогда в выработанное пространство опускаются обрушенные породы из верхних этажей.

Особенности обрушения устойчивой кровли. Управлять обрушением кровли необходимо при отработке верхнего этажа слепых залежей системами с массовым обрушением, а также в случае накопления в массиве выработанных пустот в результате применения камерной системы.

Устойчивая кровля даже после выемки нескольких смежных блоков стоит месяцы и даже годы, потом из нее может внезапно обрушиться большой объем породы, а при ограниченной глубине разработки может мгновенно произойти и полное обрушение всей толщи налегающих пород.

Падающая масса пород, действуя в отработанном блоке, как поршень, сжимает воздух и выталкивает его из выработанного пространства в связанные с ним выработки. Возникают высокие, опасные для людей скорости воздушной струи (более 15 м/с) и резкие перепады давления (более 0,02 МПа), особенно если на пути воздушного потока встречаются перемычки, со-

ставы вагонеток и другие преграды; разрушаются крепь выработок и оборудование. Механическое воздействие воздушной волны, возникающей при мгновенном обрушении или выбросе пород на большой площади, называют воздушным ударом.

Помимо воздушного удара возможно разрушение основания блока ударом падающей массы пород. Кроме того, задержка обрушения висячего бока создает опорное давление на соседние блоки (может привести к раздавливанию массива руды и выработок и горным ударам).

Ускорить обрушение кровли можно увеличением площади обрушаемых блоков и отработкой их подряд.

Опасность воздушных ударов и разрушения выработок при внезапных массовых обрушениях кровли исключается при условии, если в блоке постоянно имеется достаточно толстый слой обрушенной горной массы. (Определение необходимой толщины этого слоя дано ниже). Ориентироваться на самообрушение кровли можно лишь при наличии оснований твердо рассчитывать на то, что указанная толщина будет надежно обеспечена на весь период работы за счет своевременного самообрушения пород кровли — мгновенного при обрушении блоков или достаточно интенсивного во время выпуска руды. В остальных случаях обрушают кровлю принудительно.

Принудительное обрушение кровли. Выработки, соединенные с блоком выше его основания, могут быть изолированы прочными перемычками от мест ведения горных работ. Но остаются выпускные выработки в основании блока, через которые при массовом обрушении воздух вытесняется в действующие выработки.

Для гашения воздушной волны создают в блоке над выпускными выработками слой раздробленных пород — так называемую породную подушку — путем принудительного обрушения части пород кровли (и иногда временного оставления части отбитой руды). Обрушение пород производят вместе с обрушением рудного блока. Если применяют этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами, то объем камер должен быть рассчитан с учетом разрыхления обрушаемых пород.

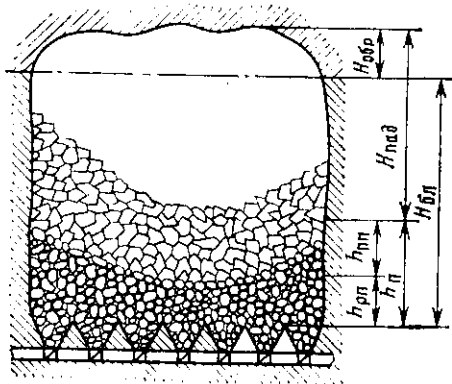


Рис. XIII.1. Схема к расчету толщины подушки h_p :

$H_{пад}$ — высота падения обрушивающихся пород; $H_{бл}$ — высота очистного пространства в блоке; $H_{обор}$ — высота слоя породы, обрушаемой для образования подушки; $h_{р.п}$ — толщина подушки; $h_{п.п}$ — толщина породной подушки

Подушка должна иметь достаточное аэродинамическое сопротивление и, следовательно, достаточную толщину, чтобы скорость и перепад давления воздуха в действующих выработках не достигли опасных величин. Такая толщина достаточна и для защиты основания блока от удара массы падающей породы.

Параметры предохранительной породной подушки исследованы кафедрой подземной разработки руд Московского горного института (В. Ф. Абрамовым, А. Н. Меркуловым, В. В. Поповым, В. Ф. Саенко под руководством автора).

Установлено, что минимально необходимую толщину породной подушки $h_{пп}$ приближенно можно считать прямо пропорциональной высоте падения пород на подушку $H_{пад}$ (рис. XIII.1), т. е.

$$h_{пп} \approx k H_{пад}, \quad (XIII.1)$$

где k — коэффициент пропорциональности.

$$k = k_1 k_2 k_3 k_{рез}, \quad (XIII.2)$$

здесь k_1 — коэффициент, учитывающий аэродинамическое сопротивление предохранительной подушки; k_2 — то же, обрушающихся пород; k_3 — то же, выпускных выработок; $k_{рез}$ — коэффициент резерва, учитывающий неравномерность толщины подушки и кусковатости слагающих ее пород и прочие факторы. k_1 зависит от кусковатости пород и формы кусков, более угловатой у пород более крепких.

По эмпирической зависимости

$$k_1 = 3 \sqrt[3]{(0,01 + 0,003 f) d_{ср}}, \quad (XIII.3)$$

где $d_{ср}$ — диаметр среднего куска, м (см. формулу VIII.3). Обычно $d_{ср}$ равен при скважинной отбойке $0,15 \div 0,25$, при минной — $0,3 \div 0,5$, k_2 зависит главным образом от характера обрушения пород.

При полном обрушении с мгновенным выходом обрушения на поверхность, если при этом расстояние до поверхности не менее приблизительно 200 м или если имеются наносы толщиной не менее 20 м, которые в этом случае обрушаются сплошным слоем, по эмпирической зависимости

$$k_2 = 0,9 - 0,01 H_{с.п}, \quad (XIII.4)$$

где $H_{с.п}$ — высота свободного пространства перед обрушением, м (формула справедлива при $H_{с.п} \leq 70$ м).

При частичном обрушении пород

$$k_2 \approx 0,36. \quad (XIII.5)$$

Коэффициент аэродинамического сопротивления выпускных выработок k_3 зависит как от относительной площади их сече-

ния, так и от скорости воздушного потока, определяемой частичным или полным обрушением.

По эмпирической зависимости

$$k_s = 0,01 \left(\frac{S}{ns} \right)^a + 1, \quad (\text{XIII.6})$$

где S — площадь блока; s — площадь выпускного отверстия; n — число выпускных отверстий; a — коэффициент, учитывающий характер обрушения пород. При частичном обрушении $a=1$, при полном обрушении — 0,7.

Значения множителя в квадратных скобках при полном обрушении пород и при S/ns , равном 10; 20; 30; 40; 50 можно принимать соответственно 1,5; 2,8; 4,0; 6,0; 8,0. $k_{\text{рез}}$ можно принимать 1,3 при условии, что толщина подушки и диаметр среднего куска изменяются не более чем на 20 %.

Высота падения пород при заданной высоте блока сама зависит от толщины подушки, поэтому далее будем оперировать высотой блока (см. рис. XIII.1). При образовании подушки принудительным обрушением пород кровли

$$h_{\text{п. п}} \approx \frac{k}{1 + k \left(1 - \frac{1}{k_p} \right)} H_{\text{бл}}, \quad (\text{XIII.7})$$

где k — из формулы (XIII.2); k_p — коэффициент разрыхления породы, слагающей подушку; $H_{\text{бл}}$ — высота блока, т. е. очистного пространства от основания блока до его кровли, м.

При обычном значении $k_p=1,35$.

$$h_{\text{п. п}} \approx \frac{k}{1 + 0,25 k} H_{\text{бл}}. \quad (\text{XIII.8})$$

Толщина слоя пород, подлежащего обрушению для образования подушки,

$$h_{\text{обр}} = \frac{h_{\text{п. п}}}{k_p} = \frac{h_{\text{п. п}}}{1,35} \quad (\text{XIII.9})$$

Для подушки из отбитой руды

$$H_{\text{пад}} = \frac{H_{\text{бл}}}{1 + k},$$

следовательно, толщина рудной подушки

$$h_{\text{р. п}} \approx \frac{k}{1 + k} H_{\text{бл}}. \quad (\text{XIII.10})$$

Если по соседству имеется блок, подлежащий последующему массовому обрушению, то толщина подушки должна быть не меньше высоты этого блока, иначе часть руды будет выброшена на породную подушку и потеряна (рис. XIII.2).

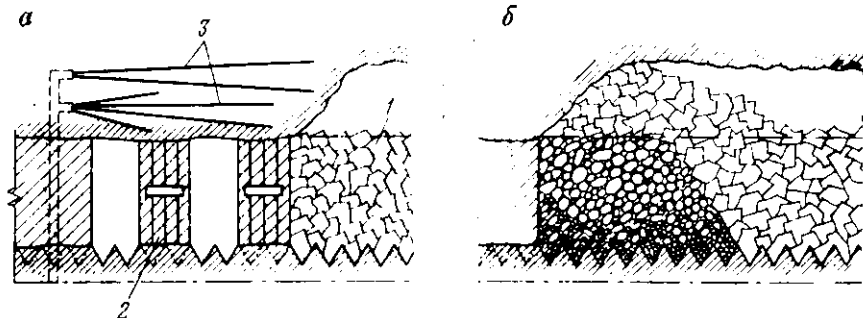


Рис. XIII.2. Породная подушка 1, граничащая с подлежащим обрушению соседним блоком 2:

а — вид до обрушения блока; б — вид после обрушения; 3 — скважинные заряды для образования подушки в соседнем блоке

Обрушают породы скважинами или сосредоточенными зарядами (рис. XIII.3).

Если устойчивые породы в кровле залегают в виде слоя, то взрыванием зарядов его достаточно отрезать от массива по границам посадки. Аналогичная схема посадки возможна при наличии в кровле пологих трещин. При развитой вертикальной трещиноватости возможно обрушение пучком двух-трех вееров горизонтальных и слабонаклонных скважин или одним мишным ярусом.

Если необходимая толщина подушки не превышает 15—20 м, а верхний рудный подэтаж обрушают вертикальными веерами скважин, то для образования подушки пробуривают часть скважин веера в кровлю на соответствующую длину.

Метод обрушения кровли должен выбираться с учетом толщины породной подушки и параметров отбойки, от которых зависит кусковатость обрушенных пород. В общем случае, чем ниже удельные затраты на обрушение пород и чем, следовательно, меньше эти породы будут раздроблены, тем толще нужна подушка и, значит, больший объем пород требуется обрушить.

Снижение опорного давления. Отставание в обрушении кровли создает опорное давление на соседние блоки. Главная мера против этого — обрушение подработанной кровли за счет увеличения площади обнажения или принудительное.

Полное обрушение пород до земной поверхности практически невозможно осуществить сразу вслед за выемкой при глубинах разработки более 100—200 м. Если же обрушают лишь нижнюю часть налегающей толщи, то высота этой толщи уменьшается незначительно; опорное давление, передаваемое на массив через слой пород, распределяется на увеличенную площадь, что снижает концентрацию напряжений, однако лишь на ограниченное (несколько месяцев) время в связи с реологическими

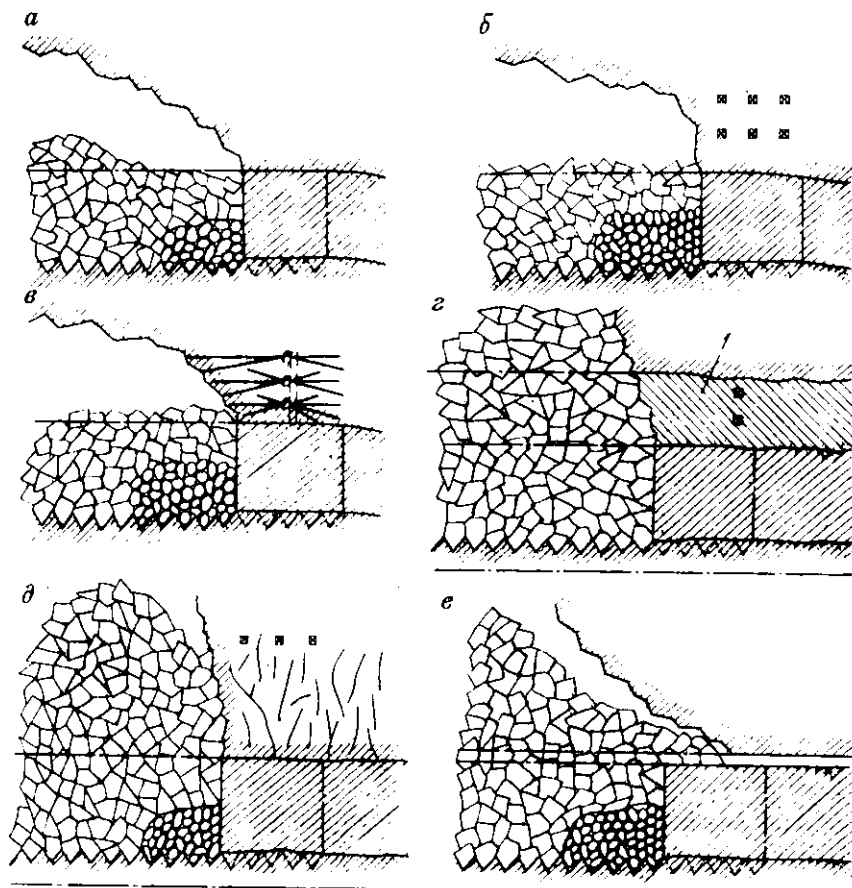


Рис. XIII.3. Схемы обрушения пород над полой залежью:

а — самообрушение при средней устойчивости пород; б, в — сосредоточенными зарядами и скважинами при устойчивых породах; г — сосредоточенными зарядами при наличии над залежью прослоя I устойчивых пород; д — сосредоточенными зарядами при крепких породах с вертикальными крутыми трещинами; е — опережающая выемка верхнего слоя руды при самообрушении пород

свойствами пород. В этом случае необходима весьма интенсивная выемка.

При больших глубинах давление часто не позволяет применять системы с массовым обрушением, тем более, что оно увеличивает вероятность горных ударов.

§ 3. ВЫПУСК РУДЫ ПОД НАЛЕГАЮЩИМИ ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

Из всех добываемых подземным способом руд черных и цветных металлов и горно-химического сырья на рудниках СССР более 35 % выпускают под налегающими обрушенными поро-

дами (включая выпуск после массового обрушения целиков).

Сложность и специфичность процесса не позволяет ответить логически или с помощью инженерных расчетов на многие производственные вопросы. Поэтому по выпуску руды ведутся обширные исследования. Задача их — прогнозировать показатели извлечения руды в конкретных случаях для оценки технического решения или для определения проектных или плановых показателей извлечения руды.

Теория выпуска разработана преимущественно советскими учеными, исследования выполнялись в основном на предметных моделях (так как перемещение руды в очистном пространстве при выпуске не поддается наблюдению) с контрольными натурными замерами. Первые исследования выполнены С. И. Минаевым и Г. М. Малаховым, основы теории выпуска руды разработаны акад. АН УССР Г. М. Малаховым, значительный вклад в развитие этой теории сделан рядом советских специалистов.

Имеющиеся сведения о выпуске руды дают обстоятельную качественную характеристику явлений и лишь приближенную их количественную характеристику для идеализированных частных случаев. Многие конкретные ситуации требуют индивидуальных исследований на предметных моделях.

Основные показатели выпуска. При выпуске первоначально выходит чистая руда, затем появляется и постепенно возрастает примесь пустых пород. И если своевременно не прекратить выпуск, то из отверстий пойдет одна пустая порода, хотя часть руды еще остается в блоке. Выпуск из каждого отверстия заканчивают тогда, когда разубоживание достигает наибольшей экономической допустимой величины. Разубоживание здесь имеется в виду в дозе выпуска, т. е. в той минимальной порции, для которой можно контролировать качество рудной массы. Доза обычно равна количеству рудной массы, выпускаемой через одно отверстие за смену или за половину смены.

Предельное разубоживание руды в последней дозе выпуска

$$\rho_{\text{пред}} = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{min}}k}{A_{\text{руд}}}, \quad (\text{XIII.11})$$

где $A_{\text{руд}}$ — содержание металла в руде (а не в рудной массе); A_{min} — промминимум; k — поправочный коэффициент (меньше единицы), учитывающий, что для рудной массы часть затрат по добыче уже произведена и поэтому промминимум может быть снижен по сравнению с A_{min} , установленным для руды в массиве. Принимается равным 0,6—1; меньшие значения относятся к богатой руде в тех случаях, когда рудная масса из разных блоков смешивается в рудоспуске.

Предельное засорение руды в последней дозе выпуска

$$\rho_{\text{р. пред}} = \frac{A_{\text{руд}} - A_{\text{min}}k}{A_{\text{руд}} - A_{\text{пор}}},$$

где $A_{\text{пор}}$ — содержание металла в породах, засоряющих руду.

Особо должны рассматриваться случаи, в которых предельное засорение ограничивается технологией переработки рудной массы.

Пример. Если на полиметаллическом руднике содержание ведущего металла в рядовой руде составляет 1,2 %, в разубоживающей породе 0,1 %, а проминимум равен 0,5 %, то для рядовой руды, принимая $k=0,8$, получим

$$P_{\text{р. пред}} = \frac{1,2 - 0,5 \cdot 0,8}{1,2 - 0,1} = 0,72,$$

а для бедной руды с содержанием ведущего металла 0,7 % при $k=1$

$$P_{\text{р. пред}} = \frac{0,7 - 0,5 \cdot 1,0}{0,7 - 0,1} = 0,33.$$

Предельное засорение руды в последней дозе выпуска, равное 0,6—0,8 при рядовой руде и 0,25—0,35 при бедной руде, типично для многих рудников.

Чем дольше не прекращать выпуск, тем (до известного предела) больше будет разубоживание и тем меньше потери руды.

Для приближенных прогнозных расчетов удобно пользоваться зависимостью суммы потерь металла и разубоживания руды $n+p$ от коэффициента извлечения чистой руды $k_{\text{ч.р.}}$, который легче других поддается прогнозному определению. Зная $n+p$, можно найти потери, задавшись разубоживанием, и наоборот.

Приближенно можно считать (рис. XIII.4), что:

$$\text{при } \left. \begin{array}{l} n = n_{\min}; \quad n+p = 1,0 \dots 1,2(1-k_{\text{ч.р.}}) \\ p = p_{\min}; \quad n+p = 0,6 \dots 0,8(1-k_{\text{ч.р.}}) \end{array} \right\}, \quad (\text{XIII.12})$$

где $1-k_{\text{ч.р.}}$ — часть руды, остающаяся в блоке к началу разубоживания.

Меньшие значения численных коэффициентов относятся к меньшим величинам извлечения чистой руды — $k_{\text{ч.р.}} \approx 0,3 \div 0,4$; большие — к $k_{\text{ч.р.}} \approx 0,6 \div 0,7$.

В граничных случаях прогнозные величины потерь и разубоживания определяются следующим образом:

при ценной руде и минерализованных вмещающих породах минимальными должны быть потери, а разубоживание — таким, которое необходимо для минимальных потерь, т. е.

$$\begin{aligned} n &= n_{\min}; \quad p = 1,0 \dots 1,2 \\ &(1-k_{\text{ч.р.}}) - n_{\min}; \end{aligned}$$

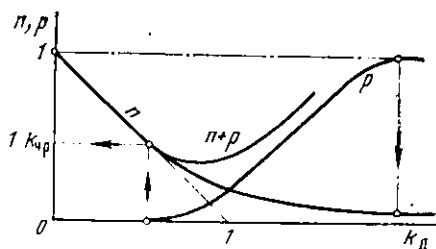


Рис. XIII.4. График зависимости потерь металла n и разубоживания p от выхода рудной массы при добыче k_d :
 $k_{\text{ч.р.}}$ — извлечение чистой руды

при бедной руде и пустых вмещающих породах минимальным должно быть разубоживание, а потери — такими, которые возможны при небольшом разубоживании, т. е.

$$p = p_{\min}; \quad n = 0,6 \dots 0,8(1 - k_{\text{ч.р}}) - p_{\min}.$$

Пример. Предположим, что $k_{\text{ч.р}} = 0,7$. Численные коэффициенты формулы (XIII.12) равны 1,2 и 0,8. При ценной руде и металлоносных вмещающих породах можно задаться минимальными потерями (например, 0,08), тогда разубоживание составит $1,2(1 - 0,7) - 0,08 = 0,28$. В случае бедной руды при пустых породах принимают минимальным разубоживание (например, 0,07), тогда потери составят $0,8(1 - 0,7) - 0,07 = 0,17$.

Обычно коэффициент извлечения чистой руды 0,65—0,75, потери и разубоживание в сумме 0,20—0,40. В неблагоприятных условиях, например при выпуске руды после массового обрушения целиков, $k_{\text{ч.р}}$ снижается до 0,4—0,3 и меньше, а сумма потерь и разубоживания возрастает до 0,5—0,6.

Сыпучие свойства отбитой руды и обрушенных пород. Отбитая руда представляет собой сыпучее тело, т. е. совокупность однородных твердых частиц очень малого размера по сравнению с общим размером тела; прочность связей между частицами несонизмеримо меньше прочности материала частиц.

В так называемых **идеальных сыпучих телах** взаимодействие движущихся частиц обуславливается только силами трения. **Связно-сыпучие тела** имеют также и силы сцепления, т. е. молекулярные связи на контактах между частицами (есть еще и силы, возникающие в связи с зацеплением одних кусков за другие; при движении отбитой руды силы зацепления не играют существенной роли и их считают включенными в силы сцепления).

Частицы горных пород крупностью более 5 мм практически не имеют сцепления, так как поверхность соприкосновения между ними ничтожно мала по сравнению с их объемом и, следовательно, молекулярные силы на контактах ничтожно малы по сравнению с весом частиц. При наличии мелкой руды и влаги появляются силы сцепления. Под давлением мелкие фракции постепенно уплотняются, слеживаются и силы сцепления возрастают. (В сухих легковесных сыпучих средах у частиц менее 1 мм силы молекулярного сцепления и электростатические силы в 80 раз превосходят вес частиц.)

Особенно склонны к слеживанию так называемые пылеватые частицы (мельче 0,05 мм) и глинистые частицы (мельче 0,005 мм). Глинистыми они называются условно по признаку физических свойств. При содержании пылеватых и глинистых частиц более 25 % и влаги от 5 до 20 % отбитая руда начинает вести себя как массив.

Изложенное относится также и к обрушенным вмещающим породам.

Выпуск руды через одиночное отверстие. Фигурой выпуска (или истечения) руды называют тот объем и по форме своей и по размерам, который первоначально занимала в очистном про-

странстве выпущенная из него руда. Очевидно, различным количествам выпущенной руды соответствуют различные объемы истечения.

Рассмотрим данный выпуск нормально разрыхленной руды. Истечение через одиночное отверстие происходит из объемов, напоминающих по форме эллипсоиды вращения с вытянутой вертикальной осью. Их называют **эллипсоидами выпуска**. По мере выпуска эллипсоид возрастает.

Из самого понятия фигуры истечения следует, что все частицы, лежавшие на ее поверхности до начала выпуска, подошли к отверстию одновременно (точнее, в течение короткого промежутка времени, равного общей продолжительности прохождения всех этих частиц через отверстие). Путь же, который преодолела каждая из этих частиц, тем длиннее, чем выше она была расположена на поверхности эллипсоида. Следовательно, тем больше была и средняя скорость ее перемещения, а всех скорее опускалась частица, расположенная прямо над отверстием.

Коэффициент вытянутости эллипсоида выпуска возрастает с увеличением сил трения и особенно сцепления, а также с увеличением объема эллипсоида. При слежавшейся руде он возрастает настолько, что образуются так называемые трубы, по которым вскоре же после начала выпуска пустая порода проникает к воронкам.

Геометрические описания объема выпуска базируются на эмпирических данных. Воспользуемся формулами проф. В. В. Куликова, которые отличаются относительной простотой. Их можно применить к выпуску через одиночное отверстие круглой или квадратной формы с поперечным размером до $1,5 \div 2$ м. В основу их положено увеличение вытянутости эллипсоида при увеличении его высоты:

$$\frac{H}{D} = \sqrt{mH},$$

где $\frac{H}{D}$ — коэффициент вытянутости эллипсоида (рис. XIII.5);

H — высота эллипсоида, м; D — наибольший горизонтальный диаметр эллипсоида, м; m — эмпирический коэффициент,

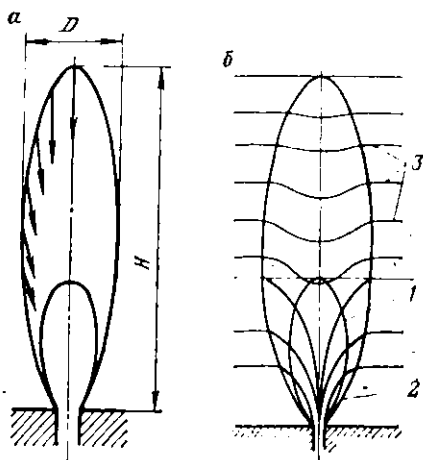


Рис. XIII.5. Эллипсоиды:

а — выпуска различной высоты (стрелками показано направление и относительная скорость перемещения частиц, расположенных на поверхности большого эллипсоида); б — выпуска 1 и разрыхления 2 при выпуске через одиночное отверстие (3 — границы слоев, которые до начала выпуска были горизонтальными)

зависящий от сыпучих свойств руды, m^{-1} ; может быть назван коэффициентом сопротивления истечению; обратно пропорционален диаметру среднего куска руды. Для крепкой руды m составляет 0,4—0,5 при нормальном разрыхлении ($k_p = 1,3 \div 1,4$), 0,55—0,65 при умеренном уплотнении ($k_p = 1,2$) и $0,9 \div 1$ при сильно уплотненной руде ($k_p = 1,1 \div 1,15$). Для руд средней крепости m составляет от 1,2 при нормальном разрыхлении до 1,7 при умеренном уплотнении ($k_p = 1,2$). Из приведенной формулы следует, что

$$H = mD^2; \quad (\text{XIII.13})$$

$$D = \sqrt{\frac{H}{m}}, \quad (\text{XIII.14})$$

а объем (согласно формулам из геометрии)

$$V_s \approx 0,5 \frac{H^2}{m}, \quad (\text{XIII.15})$$

или

$$V_s \approx 0,5 mD^3, \quad (\text{XIII.16})$$

Из (XIII.15) видно, что объем эллипсоида выпуска пропорционален не кубу, а квадрату высоты. Этот же вывод подтверждается теоретически на основе динамики сыпучих сред.

Освобождающееся от руды пространство заполняется другими частицами руды из окрестностей эллипсоида выпуска, за счет чего в определенной зоне происходит **вторичное разрыхление**.

Если приостановить выпуск, то руда снова начнет уплотняться. Для представления о скорости уплотнения укажем, что в крепкой кусковой руде, на которую толща обрушенных пород высотой около 200 м, по данным рудника «Таштагол» через 5, 10, 30 и 80 суток после прекращения выпуска коэффициент разрыхления уменьшается от 1,5 соответственно до 1,48; 1,47; 1,46; 1,44, а далее до 1,4. Руды средней крупности на рудниках ПО «Кривбассруда» уплотняются в основном за первые 4÷5 дней, а в период интенсивного выпуска (опускание поверхности руды $0,5 \div 0,7$ м/сут) давление обрушенных пород на основание блока составляет около 1/10 массы столба пород.

Скорость уплотнения существенно зависит как от высоты слоя обрушенных пород, так и от производимых поблизости взрывов, которые как бы встряхивают руду и этим ускоряют уплотнение в 10 раз и более.

Выпуск обычно ведут с небольшими перерывами, недостаточными для того, чтобы вторичное разрыхление существенно уменьшилось.

Форма объема, в пределах которого происходит вторичное разрыхление, приблизительно подобна эллипсиду выпуска (см. рис. XII.5), отсюда она получила наименование **эллипсоида разрыхления**.

Объемы выпуска V_p и вторичного разрыхления V_p и коэффициент вторичного разрыхления k_p' находятся в соотношении

$$k_p' = \frac{V_p}{V_p - V_b}. \quad (\text{XIII.17})$$

Можно записать также

$$k' = \frac{k_{p2}}{k_{p1}},$$

где k_{p1} — коэффициент разрыхления руды до выпуска; k_{p2} — то же, после выпуска в зоне вторичного разрыхления.

При выпуске в сыпучем теле над отверстием систематически образуются зависания, так называемые своды динамического равновесия, которые самоликвидируются (если силы сцепления не слишком велики). В связи с этим поток руды как бы пульсирует. Своды эти ограничивают сверху вторичное разрыхление руды и постепенно перемещаются вверх.

Коэффициент вторичного разрыхления возрастает с увеличением угла трения и сил сцепления. Если силы трения и сцепления больше сил веса, то освободившийся от руды объем вообще не заполнится. Тогда $k_p' = \infty$.

Для кусковых руд $k_{p1} = 1,3 \div 1,4$; $k_{p2} = 1,45 \div 1,55$. Отсюда $k_p' \approx 1,07 \div 1,1$; $V_p = (10-15) V_b$. Это при нормальном начальном разрыхлении. Для уплотненной (взрывом или длительным горным давлением) руды при $k_{p1} = 1,2$ и $k_{p2} = 1,45$ найдем, что $k_p' = 1,2$, $V_p \approx 5 V_b$.

Рассмотрим теперь перемещение контакта руды с налегающими обрушенными породами при выпуске через одиночное отверстие при условии, что все частицы пустой породы настолько крупнее частиц руды, что не могут просачиваться между ними.

Поверхность руды начинает прогибаться, очевидно, только тогда, когда ее достигнет эллипсоид разрыхления (рис. XIII.6). Далее прогиб увеличивается и образуется так называемая **воронка внедрения** пустой породы, ограниченная по наибольшей окружности контуром эллипсоида разрыхления руды. Эта воронка нижним своим концом достигнет выпускного отверстия тогда, когда первоначального положения поверхности руды коснется эллипсоид выпуска. С этого момента выпускают разубоженную руду.

Дальше по мере выпуска воронка внедрения расширяется (в связи с развитием фигуры разрыхления), поэтому возрастает относительное количество пустой породы в дозе выпуска, а значит, возрастает и разубоживание. В известный момент оно превысит допустимую величину, и выпуск придется прекратить.

Методы исследования выпуска руды. Предметное моделирование используют как для выявления общих закономерностей выпуска, так и для решения задач по конкретным блокам в части выбора расположения выпускных отверстий, порядка

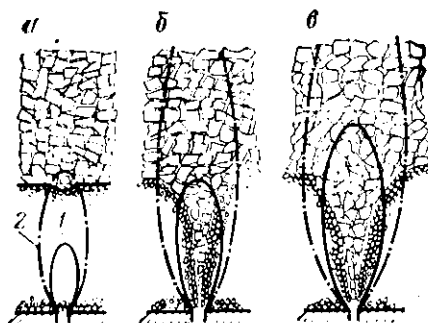


Рис. XIII.6. Выпуск руды под обрушенными породами через одиночное отверстие:

а — начало прогиба поверхности руды; б — начало разубоживания; в — окончание выпуска; 1 — эллипсоид выпуска; 2 — эллипсоид разрыхления

выпуска и т. п. Осуществляют его на неподвижных моделях из эквивалентных материалов.

Свойства сыпучего тела характеризуются углом внутреннего трения ρ , коэффициентом сцепления k ; плотностью γ , углом трения о стенку ψ , а также с точки зрения проходимости через отверстия, крупностью частиц. О моделировании последней скажем ниже отдельно. Масштабы моделирования основных величин согласно теории моделирования:

$$C = C_{\psi} = 1; \quad C_m = C_L^{m-1}.$$

Кусковую руду можно принимать за несвязную среду ($k=0$).

На модели обычно используют дробленую руду, причем часто взятую из натурального блока. Однако эта руда с точки зрения моделирования выпуска является эквивалентным (а не натурным) материалом, так как размеры частиц уменьшены против натурной, а значит, соответственно изменились коэффициент сцепления, плотность и т. п. Можно моделировать средневзвешенную крупность основной массы за вычетом приблизительно 35 % рудной мелочи во избежание увеличения (а не уменьшения, как это нужно по масштабу) коэффициента сцепления. Отразить же проникновение частиц пустой породы в зазоры между кусками руды можно, лишь соблюдая подобие гранулометрического состава, но при этом опять-таки должны быть удалены мелкие фракции.

Имеет значение уплотнение отбитой руды в результате горного давления или взрывания в зажиме. Коэффициент разрыхления на модели в связи с удалением мелких фракций обязательно должен быть несколько выше (примерно на $0,15 \div 0,3$ по абсолютной величине), чем в натуре.

При кусковой руде эквивалентный материал совсем не должен содержать мелких фракций и должен иметь такой же угол естественного откоса, как отбитая руда в блоке.

Желательна проверка подобия по функциональной характеристике, в частности по сходству эллипсоидов выпуска, например количеств выпущенной руды до начала разубоживания, а в случае уплотнения руды, вызывающего зависания ее над выпускными отверстиями, и по сходству площади этих зависаний или высоты полостей под ними.

На модели следят за перемещением материала через смотровое стекло (сбоку). Внутри сыпучего тела можно заклады-

вать в определенных точках нумерованные бирки, тогда при выпуске фиксируют появление бирок и извлеченное к этому времени количество материала. Выпущенную рудную массу периодически взвешивают и определяют содержание в ней пустой породы и отдельного ее взвешивания.

Изотопные плотномеры позволяют определять плотность обрушенной массы в различных частях модели.

В производственных условиях устанавливают количество чистой руды, выпущенной до начала разубоживания, а также потери металла и разубоживание руды.

Стохастическое моделирование выпуска руды на ЭВМ. Предполагается перемещение материала по вероятностному закону. Очистной блок мысленно разбивается на равные небольшие ячейки — кубики (рис. XIII.7). Удаляют (мысленно) содержимое ячейки, расположенной непосредственно над выпускным отверстием.

В вышележащем слое (втором) девять ячеек граничат с освободившейся. Содержимое каждой из них может занять освободившееся место в нижнем слое с определенной вероятностью (распределение вероятностей см. подписи к рис. XIII.7). По методу статистических испытаний определяют, содержимое какой ячейки из второго слоя переместится в освободившуюся ячейку, после чего над опустевшей ячейкой второго слоя рассматривают новые девять граничащих с ней ячеек третьего слоя и так далее, до тех пор, пока пустая ячейка не окажется в верхнем слое. Тогда она заполняется налегающими обрушенными породами, а над выпускным отверстием вновь удаляют содержимое ячейки и все повторяется. По мере удаления руды из отверстия пустые породы будут приближаться к нему и, наконец, содержимое ближайшей ячейки заполнится пустыми породами (что соответствует началу разубоживания). Дальнейший выпуск руды (в модели) сопровождается попеременным появлением то руды, то пустых пород, причем пустые породы появляются все чаще — так до предельного разубоживания

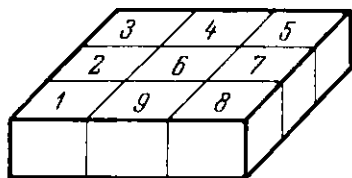
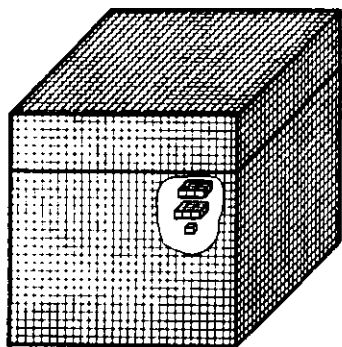


Рис. XIII.7. Стохастическая модель выпуска руды, $p = 1/2 q$; $r = (1 \div 6) q$.

p — вероятность заполнения образовавшейся под ячейкой № 6 пустоты из ячеек №№ 1, 3, 5, 8; r — то же, из ячейки № 6

в последней дозе. Зная число ячеек, из которых поступали руда и пустая порода в каждой дозе, легко определить в ней массу чистой руды и пустых пород.

Стохастическая модель выпуска предложена канадцем Д. Джоллем для одного частного случая. В Московском горном институте кафедрой подземной разработки руд разработана (исполнитель В. А. Горбунов) теория этой модели. Физико-механические свойства обрушенной руды (включая коэффициент разрыхления) учитываются функционально через распределение вероятностей между средним из девяти кубиков и остальными восемью. На основе теории случайных процессов получено уравнение для определения компоненты распределения вероятностей.

По составленной для ЭВМ программе можно просчитать сколько угодно вариантов за короткое время, меняя параметры или режимы выпуска прямо на пульте ЭВМ.

Стохастическое моделирование обладает общими преимуществами использования ЭВМ, т. е. не только точностью решений при заданной модели, но и быстродействием. Это позволяет обчислить за короткий срок любое практически необходимое число вариантов.

Влияние размеров выпускных отверстий и способа погрузки руды. Приведенные выше формулы справедливы при поперечных размерах выпускного отверстия приблизительно до 2 м, что обычно для выпуска в скреперные штреки. Однако при использовании погрузочных машин и питателей активное отверстие увеличилось.

Поперечный размер активного отверстия в направлении от забирающего механизма ограничивается неподвижным откосом из отбитой руды, положение которого, в свою очередь, определяется глубиной забора руды при данном способе механизации работ. При скреперной и машинной погрузке этот размер не превышает 1—2 м, при машинной погрузке — до 3—3,5 м.

В другом направлении (вдоль скреперного штрека или по ширине погрузочной ниши) размер отверстия при устойчивой руде может быть увеличен до 3—3,5 м и активное отверстие может иметь вытянутую форму.

Вибропитатели передают в ближней зоне (на расстоянии до 1,5—2 м или несколько более) вибрацию отбитой руды, что снижает силы трения и сцепления частиц, расширяет зону истечения, в результате увеличивается активное отверстие. Существенно увеличивают активное отверстие пневмоимпульсные устройства.

С увеличением размеров активного отверстия объем фигуры выпуска увеличивается. Форма же ее зависит от формы отверстия только вблизи — на расстоянии от него до 2—3 его диаметров, а выше горизонтальное сечение постепенно приобретает круглую форму, как наиболее устойчивую. Объем эллипсоида выпуска постоянной высоты прямо пропорционален

приведенному диаметру активного выпускного отверстия. Приведенный диаметр, м,

$$d_{\text{пр}} = \sqrt{\frac{4s}{\pi}}, \quad (\text{XIII.18})$$

где s — площадь активного отверстия, м^2 .

Отсюда и из формулы (XIII.14), составленной для $d \geq 2$ м, найдем объем эллипсоида выпуска высотой H в общем случае:

$$V'_{\text{эл}} = \frac{0,5 H^2}{m} \sqrt{\frac{s}{\pi}}. \quad (\text{XIII.19})$$

Принципы расчета прогнозных величин потерь и разубоживания руды. Выпускают руду поочередно из нескольких отверстий, что крайне усложняет картину истечения материала.

Из характеризующих выпуск величин в какой-то мере поддается расчету коэффициент извлечения чистой руды. На его величину, как и вообще на показатели извлечения руды, влияют следующие факторы:

1) сыпучие свойства отбитой руды и обрушенных пород, выраженные для руды коэффициентом m ;

2) гранулометрический состав и другие свойства отбитой руды и обрушенных пустых пород, влияющие на просачивание частиц породы в отбитую руду;

3) расстояние D_0 между выпускными отверстиями;

4) размер выпускных отверстий (учитывается только при увеличенных отверстиях, так как основные исходные зависимости даны для обычных размеров);

5) высота слоя отбитой руды H (часто равна высоте блока или подэтажа);

6) горизонтальные размеры слоя руды. Учитываются при небольшой их величине (приблизительно меньше двух-трех расстояний между выпускными отверстиями) или при наличии наклонной стенки блока, бокового контакта с обрушенными породами и т. п.; в иных случаях показатели извлечения руды практически не зависят от площади блока;

7) наличие боковых контактов отбитой руды с обрушенными породами;

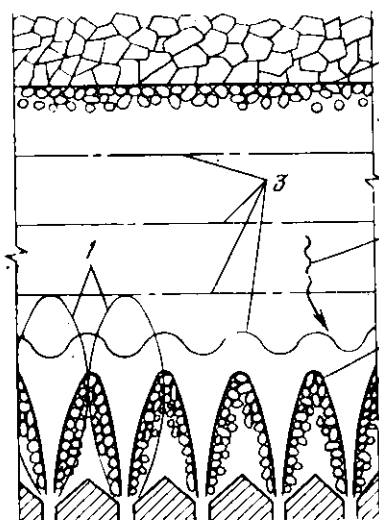
8) угол наклона стенки лежащего блока;

9) состояние всячего бока на уровне блока (не обрушен, обрушен частично или полностью);

10) мощность толщи налегающих пород. Существенно влияет при изменении в пределах от минимальных величин до 40—50 м;

11) режим выпуска руды, т. е. порядок и дозировка выпуска через различные отверстия. Учитывается при сравнении различных режимов. Если же определяются проектные показатели извлечения, то предполагается наиболее рациональный режим.

а



б

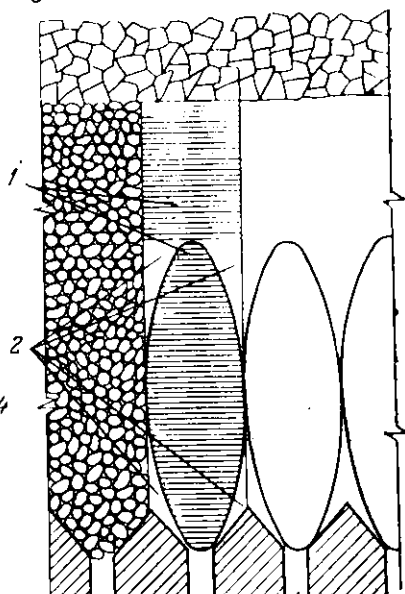


Рис. XIII.8. Равномерно-последовательный выпуск в идеальных условиях:

а — перемещение поверхности руды (1 — касающиеся эллипсоиды выпуска; 2 — первоначальное положение поверхности; 3 — последующие положения; 4 — положение при начале засорения руды; 5 — траектория одной из частиц); б — схема к расчету потерь и засорения руды (1 — расчетные объемы руды, выпускаемой до начала засорения; 2 — то же, остающиеся в блоке к началу засорения)

Рассмотрим простейший случай, в котором можно считать, что извлечение руды зависит только от m , H , D_0 .

Выпуск по всей площади блока в идеальных условиях. Идеальные условия (рис. XIII.8): блок неограниченно большой площади; пустая порода обрушена в крупных кусках, которые не могут проникать в отбитую руду; выпуск руды равномерно-последовательный, т. е. поочередно из всех отверстий одинаковыми дозами незначительной величины.

При большой первоначальной высоте слоя руды приближенно можно считать, что в результате совместного влияния отверстий все частицы опускаются вертикально с одинаковой скоростью до какого-то уровня; следовательно, до этого уровня поверхность руды (контакт ее с обрушенными породами) опускается в горизонтальном положении. Для определения показателей извлечения важно знать этот уровень.

В соответствии с результатами экспериментальных исследований Г. М. Малахова, уровень, до которого поверхность руды опускается в горизонтальном положении, без прогибов, соответствует высоте касающихся эллипсоидов выпуска.

Рассмотрим понятие (по Г. М. Малахову) «касающиеся эллипсоиды выпуска» (см. рис. XIII.8). Это — одинаковые по высоте эллипсоиды выпуска из смежных отверстий, касающиеся друг друга (их диаметр равен расстоянию между осями отверстий).

В распространенном случае

$$H_{\text{бл}} \geq H_{\text{к.э}},$$

где $H_{\text{бл}}$ — высота заполненной рудой части блока; $H_{\text{к.э}}$ — высота касающихся эллипсоидов,

$$H_{\text{к.э}} = mD_0^2, \quad (\text{XIII.20})$$

здесь D_0 — приведенное расстояние между осями смежных выпускных отверстий,

$$D_0 = \sqrt{ab}; \quad (\text{XIII.21})$$

a — расстояние между осями выпускных отверстий в ряду; b — расстояние между рядами выпускных отверстий.

Когда поверхность руды опустится ниже вершины касающихся эллипсоидов, то с наибольшей скоростью начинают перемещаться частицы, расположенные прямо над отверстиями, поэтому поверхность руды прогибается. Со временем прогибы достигнут отверстий, начнется разубоживание и возрастет до критической величины, при которой прекратят выпуск.

Абсолютные потери руды, очевидно, будут тем больше, чем больше высота прогибов поверхности руды. При прочих равных условиях уровень начала прогиба определяется высотой касающихся эллипсоидов. Увеличение расстояния выпускными отверстиями увеличивает касающиеся эллипсоиды и, следовательно, абсолютные потери руды.

Первоначальная высота слоя руды не влияет на высоту касающихся эллипсоидов и, следовательно, на уровень начала прогибов контакта. Условия, сложившиеся ко времени начала прогибов, не зависят от первоначальной высоты слоя, (точнее зависят лишь в той незначительной мере, в которой при большей высоте слоя больше будут эллипсоиды выпуска и разрыхления, а следовательно, несколько меньше руды останется в гребнях. Однако, поскольку контуры эллипсоидов различной высоты почти совпадают в нижней части, то и различие в величине гребней будет столь незначительно, что можно им пренебречь). Поэтому можно считать, что для абсолютной величины потерь играет существенную роль только уровень начала прогибов поверхности руды, а предисторией, т. е. тем, с какой высоты поверхность опустилась до этого уровня, можно пренебречь.

Это значит, что при $H_{\text{бл}} \neq \text{const}$, $P = \text{const}$, тогда относительные потери руды

$$n = \frac{\text{const}}{H_{\text{бл}}}.$$

Иными словами, в идеальных условиях относительные потери руды обратно пропорциональны высоте блока, а абсолютные не зависят от нее.

Определим коэффициент извлечения чистой руды.

Так как поверхность руды опускается в горизонтальном положении до высоты касающихся эллипсоидов, то выпускаемый за это время объем равен по величине первоначальному объему руды над касающимися эллипсоидами. Этот объем выпускают без примеси пустых пород. Из оставшейся после этого руды извлекают полностью и без разубоживания только объемы, расположенные в касающихся эллипсоидах выпуска, после чего во всех выпускных отверстиях появляется пустая порода. Остальную руду разубоживают и частично теряют.

Все расчеты ведем для зоны, приходящейся на одно выпускное отверстие (см. рис. XIII.8). Это параллелепипед, имеющий в плане форму квадрата со стороной D_0 .

Коэффициент извлечения чистой руды (до начала разубоживания)

$$k_{ч.р} = \frac{V_{\text{верх}} + V_{\text{к.з}}}{V_{\text{общ}}},$$

где $V_{\text{верх}}$ — объем руды выше уровня касающихся эллипсоидов выпуска,

$$V_{\text{верх}} = (H_{\text{бл}} - H_{\text{к.з}}) D_0^2$$

или с учетом (XIII.20)

$$V_{\text{верх}} = H_{\text{бл}} D_0^2 - m D_0^4.$$

Согласно (XIII.17)

$$V_{\text{к.з}} = 0,5 m D_0^4.$$

Общий объем отбитой руды

$$V_{\text{общ}} = H_{\text{бл}} D_0^2.$$

После подстановки получаем

$$k_{ч.р} = \frac{H_{\text{бл}} - 0,5 m D_0^2}{H_{\text{бл}}}, \quad (\text{XIII.22})$$

а при увеличенном активном сечении выпускных отверстий, согласно (XIII.19) и в предположении, что прогиб начнется на том же уровне, что и при малой площади отверстий, получим

$$k_{ч.р} = \frac{H_{\text{бл}} - 0,5 m D_0^2 \sqrt{\frac{s}{\pi}}}{H_{\text{бл}}}. \quad (\text{XIII.23})$$

На основании этой величины можно ориентировочно определить потери и разубоживание руды из зависимости (XIII.12) и изложенных в связи с ней соображений.

Высота блока и расстояние между выпускными отверстиями. В реальных условиях в связи с недостаточно равномерным выпуском, непостоянством сыпучих свойств обрушенных масс, наличием наклонных стенок блока и боковых контактов с обрушением и т. п. поверхность руды быстрее теряет горизонтальное положение, поэтому нельзя рассчитывать на постоянство абсолютных потерь руды при любой высоте блока. И все же обычно можно исходить из того, что увеличение высоты блока при постоянном расстоянии между выпускными отверстиями снижает потери руды относительно (хотя абсолютные несколько возрастают).

Оптимальным для каждого блока будет уровень потерь, соответствующий оптимальному расстоянию между выпускными отверстиями, т. е. такому расстоянию, при котором затраты на проведение выработок для выпуска и доставки руды и их поддержание и экономический ущерб от потерь и разубоживания руды будут в сумме минимальными.

Если пренебречь затратами на поддержание выработок, то очевидно, что чем выше блок, тем выгоднее было бы иметь в нем больше отверстий, так как через каждое дополнительное отверстие можно извлечь больше руды, а следовательно, окупятся затраты на проходку большего числа выработок.

Однако решающую роль имеет фактор поддержания выработок. Чем больше высота блока, тем больше руды надо выпустить и тем, следовательно, больше должно быть расстояние между отверстиями, чтобы основание блока не разрушилось.

Поэтому расстояние между выпускными отверстиями принимается обычно как минимально допустимое по условию прочности основания блока, т. е. в определенном прямом соотношении с высотой блока:

$$D = kH,$$

где $k \approx 0,1-0,2$; меньшее значение принимается при относительно ценной и мелкокусковой руде, большее — при бедной и крупнокусковой руде.

Соблюдение этого соотношения позволяет с увеличением высоты блоков снизить затраты на подготовительно-нарезные работы в основании блока и по абсолютной величине и в еще большей мере по относительной величине (на 1 т запаса блока) при постоянстве показателей извлечения руды.

С этой точки зрения увеличивать высоту блока целесообразно, за исключением следующих случаев: 1) слеживающаяся руда, в которой при выпуске возможно образование «труб»; 2) неустойчивая руда, при которой длительное поддержание выпускных выработок требует больших затрат или оказывается практически невозможным; 3) недостаточно крутое падение залежей, при котором возможны большие потери руды на лежащем боку, о чем сказано ниже.

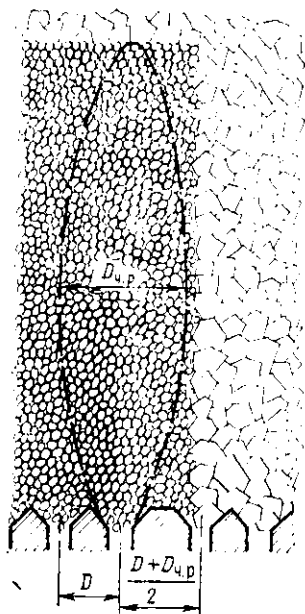


Рис. XIII.9. Схема к расчету расстояния между выпускными отверстиями на границе блока

эллипсоида выпуска высотой H (H — толщина слоя отбитой руды, м).

Отсюда с учетом (XIII.4)

$$a_{rp} = \frac{1}{2} \left(D_0 + \sqrt{\frac{H}{m}} \right). \quad (\text{XIII.24})$$

Тогда из объема, приходящегося на граничное отверстие, коэффициент извлечения чистой руды

$$k_{ч.р}^{rp} = \frac{H}{D_0^2 + D_0}. \quad (\text{XIII.25})$$

Пусть граничных отверстий будет n_{rp} , а остальных (внутренних) отверстий в блоке $n_{вн}$. Тогда коэффициент извлечения чистой руды по всему блоку

$$k_{ч.р} = \frac{k_{ч.р}^{rp} n_{rp} + k_{ч.р}^{вн} n_{вн}}{n_{rp} + n_{вн}},$$

где $k_{ч.р}^{вн}$ — коэффициент извлечения чистой руды из отверстий, находящегося внутри блока, %; определяется по (XIII.22) или (XIII.23).

Крупность частиц отбитой руды и обрушенных пород. При наличии мелких фракций и влаги руда слеживается, зоны влия-

Влияние других факторов на характер истечения и показатели извлечения руды при выпуске. Боковой контакт отбитой руды с обрушенными породами. Часть блоков имеет боковой вертикальный контакт с обрушенными вмещающими породами (рис. XIII.9) или два-три таких контакта. Это источник дополнительных потерь и разубоживания руды, которое начинается, как только боковая поверхность эллипсоида выпуска достигает первоначального положения бокового контакта.

Наименьшие потери и разубоживание будут тогда, когда эллипсоид выпуска одновременно достигает первоначальных положений и вертикального и горизонтального контактов с обрушенными породами. Для этого расстояние между выпускными отверстиями на границе блока должно быть увеличено до размера (см. рис. XIII.7)

$$a_{rp} = \frac{1}{2} (D_0 + D),$$

где D_0 — обычное расстояние между выпускными отверстиями; D — диаметр эллипсоида выпуска

ния выпускных отверстий сужаются, гребни из теряемой руды возрастают.

При наличии крупных кусков взрывное вторичное дробление разрушает выпускные выработки и снижает производительность выпуска. (Но есть и преимущество: крупный материал часто застревает выше горловины воронки или над воронкой; после каждой ликвидации затора некоторое время работает не только осевая часть, а почти полное сечение воронки, в результате уменьшаются потери руды в оставшихся гребнях. Однако это гораздо менее существенно, чем недостатки, связанные с наличием крупных кусков.)

Таким образом, с указанных точек зрения руда должна быть раздроблена как можно равномернее, с минимальным выходом мелких фракций и негабарита.

Что касается налегающих обрушенных пород, то неблагоприятно отражается на выпуске их мелкая кусковатость, особенно если куски имеют скользкую поверхность, как, например, у кварцитов или глинистых сланцев, так как при этом частицы пород просачиваются в отбитую руду. Отрицательно сказывается и наличие крупных глыб, так как глыба может перекрыть отверстие, когда над ней еще осталась руда.

Ниже остановимся на просачивании, основываясь на исследованиях кафедры подземной разработки руд Московского горного института (исполнитель В. С. Дроздов).

Соотношение объемных весов руды и породы не влияет на просачивание, что объяснено ниже отдельно. Разубоживание в дозе выпуска за счет просачивания не превышает приблизительно 50 %. Это соответствует насыщению руды мелкими фракциями пород за счет максимально возможного раздвижения ими кусков руды.

С точки зрения гранулометрического состава важны следующие величины:

$d_{\text{ср}}$ — средний диаметр кусков руды, образующий структурную решетку; $d_n \approx d_p/2,5$ — максимальный диаметр просачивающихся кусков.

Просачивание тем интенсивнее, чем больше в обрушенных породах частиц мельче d_n и чем, наоборот, меньше в отбитой руде частиц крупнее d_p .

Относительная глубина просачивания мало зависит от высоты слоя руды, что объясняется определенным соотношением скоростей руды и просачивающихся частиц. Значит, увеличение высоты блока если и может снизить показатели извлечения руды за счет просачивания, то лишь при боковом контакте с обрушением.

Объемный вес руды и налегающих пород. Руда по объемному весу может быть тяжелее вмещающих пород в 1,5—2 раза, может иметь такой же вес, а иногда и меньший. Для просачивания различие объемных весов не играет роли: перемещение каждой частицы в потоке происходит в основном под давлением

вышележащей толщии пород, по сравнению с которым собственный вес частицы ничтожен, поэтому соседние куски руды и пустой породы приводятся в движение одинаковым давлением. Если же в зазорах между крупными кусками происходит свободное падение мелких частиц или скатывание их по наклонным поверхностям крупных кусков, то и здесь, как известно, скорость не зависит от объемного веса.

Иначе обстоит дело с поведением поверхности отбитой руды. При тяжелой руде воронка внедрения пустых пород медленнее развивается в глубину, так как давление в воронке меньше, чем за ее контуром; в итоге показатели извлечения улучшаются.

Влияние уплотнения отбитой руды и наличия границы с массивом. При уплотненной руде ($k_p < 1,3$) вытянутость эллипсоида выпуска резко возрастает. В случае мелкой руды это вызывается возрастанием сил сцепления, при кусковой руде появляются силы зацепления.

При неравномерном уплотнении истечение руды интенсивнее со стороны менее плотной массы, где снижены силы сцепления (или зацепления). В результате эллипсоид выпуска наклоняется под углом до 60° к горизонту в сторону менее плотной массы (рис. XIII.10) и сужается, так как угол истечения уменьшается медленнее, чем наклон оси эллипсоида.

При уплотненной ($k_p = 1,2 \div 1,3$) кусковой руде необходимо начать выпуск на значительной площади ($200-400 \text{ м}^2$) для того, чтобы привести руду в движение, дать ей вторичное разрыхление, после чего переходят на обычный режим выпуска. Если же руда уплотнена слишком сильно ($k_p < 1,2$), то над отверстиями в результате выпуска образуются разобщенные

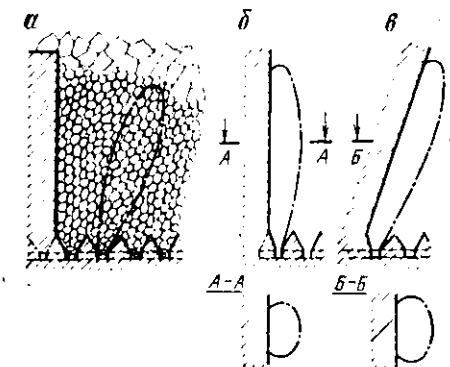


Рис. XIII.10. Фигуры выпуска в различных условиях:

а — справа плотность руды меньше; б, в — соответственно около вертикальной и наклонной стенки блока

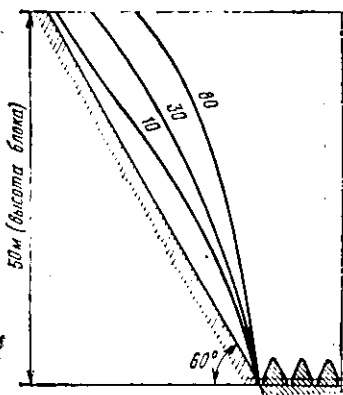


Рис. XIII.11. Контурсы потерянной в лежачем боку руды при устойчивом висающем боку, предельное разубоживание в последней дозе выпуска 75 %:

10; 30; 80 м — мощности залежи для соответствующих контуров потерь

полости, и истечение прекращается до обрушения сводов полостей.

Если отверстие расположено около вертикальной или наклонной (в сторону отверстия) стенки, ось фигуры выпуска отклоняется от него, сокращается размер фигуры по нормали к стенке.

Выпуск руды при недостаточно крутом падении залежи. Общие сведения. Недостаточно крутое (под углом $45\div 75^\circ$) падение типично для многих рудных месторождений СССР. При таком падении значительная часть отбитой руды — около половины при угле падения 60° и мощности до 50—60 м — остается невыпущенной на лежачем боку (если не применять специальных мер, о которых сказано ниже).

Для общего представления о величине происходящих по этой причине потерь приведем данные лабораторных исследований Московского горного института, выполненных применительно к следующим условиям: руда кусковатая; вмещающие породы устойчивые, обрушаются крупными кусками; высота слоя отбитой руды 50 м (рис. XIII.11).

Фигуры истечения руды, достигая массива висячего бока, отклоняются вдоль него и обрушенная масса опускается до некоторого уровня не по вертикали, а по падению залежи вдоль висячего бока. У лежачего же бока образуется так называемая «мертвая» зона.

Абсолютные потери руды на лежачем боку, очевидно, возрастают с уменьшением угла падения залежи. Что касается мощности залежи, то до известного предела увеличение ее расширяет «мертвую» зону и в прямой пропорции повышает абсолютные потери руды на лежачем боку, поэтому относительные потери примерно постоянны. Упомянутый предел равен 0,6—0,8 высоты обрушенного блока. Выше этого предела над ближайшими к лежачему боку отверстиями начинает располагаться поверхность отбитой руды, поэтому дальнейшее увеличение мощности не увеличивает «мертвой» зоны. В случае принудительного обрушения пород целесообразно обрушать висячий бок только выше блока.

Для снижения потерь руды на лежачем боку применяют различные варианты (рис. XIII.12).

Подработка треугольника вмещающей породы. Увеличивают наклон лежачего бока в нижней части за счет подработки боковых пород примерно на половину высоты блока. Стенке придают наклон около 70° при угле падения залежи $50\div 60^\circ$ и 80° при падении 70° ; руда перемещается по траектории, огибающей выступ лежачего бока. Вариант целесообразен при угле падения залежи $50\div 70^\circ$ и высоте блока до $50\div 70$ м.

Применение дополнительных полевых воронок целесообразно при устойчивом лежачем боку, более или менее правильном контакте залежи, угле падения до $50\div 55^\circ$ или высоте блока больше $50\div 70$ м. Принцип следующий (рис. XIII.13).

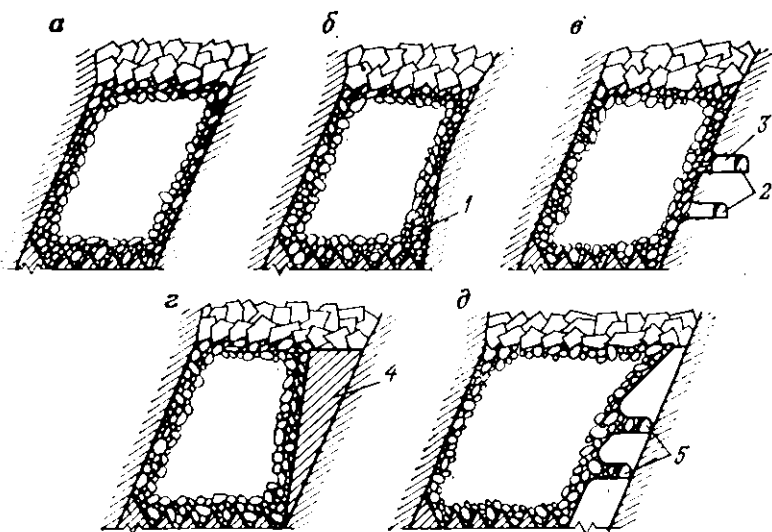


Рис. XIII.12. Варианты при недостаточно крутом падении залежи:

а — с отбойкой до контактов; б — с подработкой породного треугольника 1; в — с дополнительными полевыми выработками 2, 3 для выпуска и доставки руды; г — с оставлением временного целика 4; д — с дополнительными рудными выработками 5 для выпуска руды

В самой верхней части блока на лежащем боку остается мало руды и полевые воронки поэтому не нужны. Ниже ряды выпускных отверстий располагаются на определенном горизонтальном расстоянии между их осями. Расстояние это несколько увеличивают против основного горизонта выпуска, так как

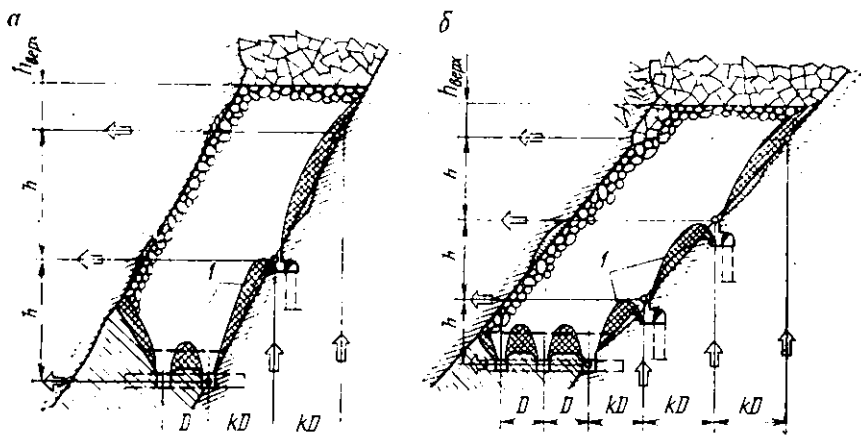


Рис. XIII.13. Расположение дополнительных выпускных выработок при скреперной доставке:

а — при угле падения 70°; б — при 50°; 1 — контуры теряемой руды

проходка выпускных и обслуживающих их выработок в породах лежачего бока дороже, а руды над ними меньше.

Расположение подэтажных горизонтов выпуска (рядов воронок в лежащем боку) удобнее всего задавать высотой подэтажа:

$$h \approx Dk \operatorname{tg} \alpha, \quad (\text{XIII.26})$$

где D — расстояние между рядами отверстий на основном горизонте выпуска; k — коэффициент, учитывающий увеличение этого расстояния для дополнительных рядов воронок, $k \approx 1,2 \div 1,5$; α — угол наклона лежачего бока.

Число подэтажей выпуска

$$h \approx \frac{H - h_{\text{верх}}}{h} = \frac{H - h_{\text{верх}}}{Dk \operatorname{tg} \alpha}, \quad (\text{XIII.27})$$

где $h_{\text{верх}}$ — высота верхней части блока, в которой не требуется отверстий в лежащем боку, $h_{\text{верх}} \approx 10$ м.

Сперва по (XIII.26) находят предварительное значение h и по (XIII.27) величину n , округляя ее до целого числа. Затем находят окончательное значение

$$h = \frac{H - h_{\text{верх}}}{n}. \quad (\text{XIII.28})$$

Пример $\alpha = 60^\circ$; $H = 70$ м; $D = 10$ м. Найти h .

Решение. Принимаем $h_{\text{верх}} = 10$ м; $k = 1,5$.

$$h \approx 10 \cdot 1,5 \operatorname{tg} 60^\circ = 25,5 \text{ м};$$

$$n = \frac{70 - 10}{25,5} \approx 2.$$

И окончательно

$$h = \frac{70 - 10}{2} = 30 \text{ м}.$$

Образование дополнительных воронок в рудном теле у лежачего бока может оказаться целесообразным, если руда устойчива, а породы лежачего бока неустойчивы.

Выбор одного из рассмотренных выше вариантов и его параметров может производиться по условию (XI.4). Минимизируется сумма экономического ущерба (на 1 т запаса) от потери руды на лежащем боку и от дополнительных работ по снижению этих потерь.

Режим выпуска руды. Им определяются очередность и величина доз выпуска через различные отверстия.

Бессистемный выпуск может снизить извлечение руды на $5 \div 10$ % и выше и увеличить разубоживание на $20 \div 30$ %. Вместе с тем строгое соблюдение заданного режима требует усиленного контроля, снижает производительность труда и оборудования в связи с прекращением выпуска из того или иного

отверстия и т. п. Поэтому строгое соблюдение определенного режима уместно в той мере, в которой это существенно повысит извлечение руды.

От режима зависит положение контакта отбитой руды с породами. В случаях, когда обрушают руду сразу на большой площади, целесообразно сохранять этот контакт в горизонтальном положении как можно дольше. Для этого благоприятен равномерно-последовательный выпуск, т. е. поочередный из всех отверстий одинаковыми малыми дозами. Но строгий режим здесь необходим только до появления пустой породы во всех выпускных отверстиях, так как после у основной массы оставшейся в блоке руды каждая из частиц находится в зоне влияния только ближайших к ней отверстий.

Если отбойка продвигается по длине блока или этажа, то постоянно имеется боковой контакт руды с обрушенными породами и можно поддерживать его или в вертикальном, или в наклонном положении (рис. XIII.14). В первом случае накапливают отбитую руду на определенной площади блока, после чего начинают равномерно-последовательный выпуск. Наклонный же контакт достигается опережающим выпуском из крайних отверстий. При наклонном контакте уменьшается необходимый запас отбитой руды и рудная масса выдается более постоянного качества, так как из ближних к забою отверстий всегда идет чистая руда, а из удаленных разубоженная. Но контакт становится извилистым, площадь его оказывается больше, чем суммарная площадь горизонтального и вертикального контактов при ином порядке выпуска, потери и разубоживание возрастают. Наклонный контакт целесообразно поддерживать или при слеживающейся руде, чтобы сократить продолжительность пребывания ее в очистном пространстве, или при необходимости выдавать из данного блока рудную массу постоянного качества, что характерно для малого числа действующих блоков.

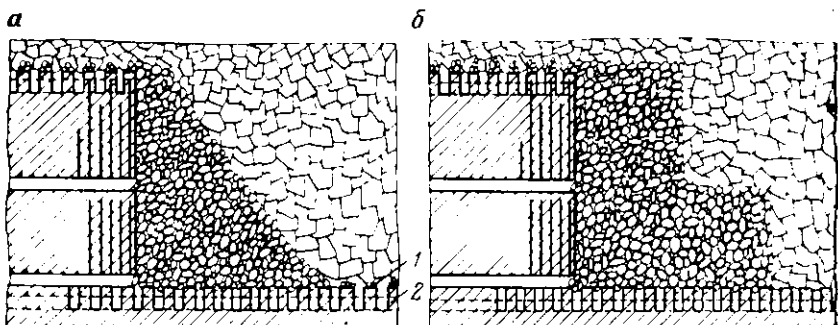


Рис. XIII.14. Выпуск руды с поддержанием наклонного (а) и вертикального (б) контакта с обрушенными породами:

1 — дно выпускной траншеи; 2 — выработки для доставки руды

Что касается залежей недостаточно крутого падения, то при ограниченной их мощности (не превышающей высоты блока) целесообразно сперва выпустить как можно больше руды из отверстий около лежащего бока, чтобы сократить «мертвую» зону. Лишь после появления в них пустой породы переходят на равномерно-последовательный выпуск из остальных рядов воронок также до появления пустой породы, а в дальнейшем по всей площади блока. В более мощных залежах (с недостаточно крутым падением) благоприятен равномерно-последовательный выпуск с самого начала.

В случае отбойки в зажиме следует учитывать, что после взрыва около забоя образуется щель или разрыхленная зона, через которую при выпуске могут пройти пустые породы. Поэтому не следует включать в работу ближайшие к забою выпускные отверстия до тех пор, пока не будет выпущено $15 \div 20$ % отбитой руды, что разрыхлит оставшуюся руду. В плане выпуска следует учитывать, что за счет уплотнения зажимающего материала взорванная руда сместится на $2 \div 3$ м.

Доза выпуска принимается в пределах $100 \div 1000$ т, что соответствует сменной или полусменной производительности отверстия.

От производительности и числа одновременно действующих отверстий зависит интенсивность выпуска, которая должна быть достаточной для того, чтобы вторичное разрыхление руды постоянно сохранялось. Это целесообразно с точки зрения и извлечения руды, и давления на днище блока: часть веса (до 80 % и больше) отбитой руды и обрушенных пород передается за счет сил трения (зацепления) на окружающий массив или успевшие уплотниться обрушенные породы в соседних отработанных блоках. При большом горном давлении и слабой руде среднесуточная скорость опускания поверхности отбитой руды должна быть не менее $0,7 \div 1$ м, а при высокопроизводительных средствах механизации она достигает $2 \div 2,5$ м.

Выбранный режим выпуска задается в виде графика, называемого плановой программой выпуска, в которой показано, из каких отверстий, в какие смены и сколько надо выпустить рудной массы. По мере выпуска необходимо корректировать плановую программу в зависимости от фактических объемов и качества выпущенной рудной массы, причем фактические объемы наиболее отличаются от плановых при выпуске в скреперный штрек, где поток из данного отверстия прекращается лишь при образовании затора.

Геологическая служба рудника периодическим опробованием контролирует качество рудной массы, чтобы своевременно прекращать выпуск из тех или иных отверстий. На многих рудниках инженеры и рабочие отличают кондиционную рудную массу от некондиционной на глаз.

§ 4. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ ЭТАЖНОГО ПРИНУДИТЕЛЬНОГО ОБРУШЕНИЯ

Применяют эти системы (рис. XIII.15) в мощных залежах с рудой устойчивой и средней устойчивости.

Руду обрушают скважинами или сосредоточенными зарядами на полную высоту этажа и выпускают через выработки в основании блока. По мере выпуска обрушаются вмещающие породы, которые заполняют освобождающееся пространство.

Основные системы этажного принудительного обрушения: со сплошной выемкой; с компенсационными камерами. В первом случае (см. рис. XI.8) отрабатывают блок частями подряд по длине, во втором — вынимают около одной трети блока камерами, после чего на открытые камеры взрывают за один прием остальную часть.

Этажное принудительное обрушение, сперва с компенсационными камерами, появилось в СССР в результате значительного вклада в его создание производственных, научных и проектных коллективов. Позднее появилось этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой, которое после внедрения скважинной отбойки в зажиме (в шестидесятых годах) на большинстве рудников вытеснило систему с компенсационными камерами.

Условия применения. Помимо общих условий применения систем с массовым обрушением для этажного принудительного обрушения имеются следующие ограничения.

Залежь должна быть мощной. При меньшей мощности и пологом падении не окупилась бы расходы на проведение поле-

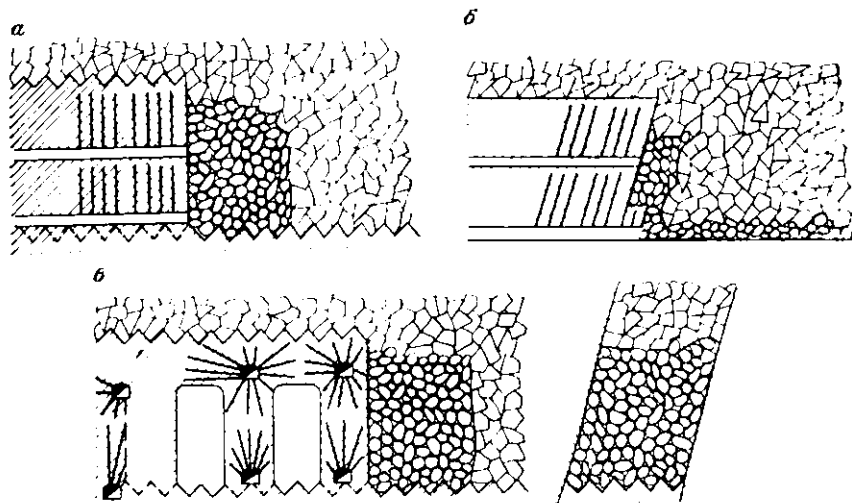


Рис. XIII.15. Основные схемы этажного принудительного обрушения: а — со сплошной выемкой, — вариант с донным выпуском; б — то же, с торцевым выпуском; в — с компенсационными камерами

вых выработок для выпуска и доставки руды; в случае же крутого падения при устойчивых боках целесообразнее извлечь возможно большую часть блока камерами, а при неустойчивых боках выгоднее обрушать и выпускать руду подэтажами (подэтажное обрушение), чтобы меньше засорять ее боковыми породами.

Руды — устойчивые и средней устойчивости, не слеживающиеся.

При возгораемости руды эти системы разработки, как правило, не используют.

В СССР удельное значение этажного принудительного обрушения при подземной добыче руд составляет 12÷15 %. Применяют его на ряде рудников цветной металлургии, железных рудниках Горной Шории и Урала, на фосфатных рудниках.

Параметры системы. Оптимизацию высоты этажа (блока) производят по условию (XI.4) $y = E_n k + c + y_{пр} \rightarrow \min$, учитывая затраты: на проходку этажных выработок (в величинах k , c) и выработок для выпуска и доставки руды; при недостаточно крутом падении залежи — на подработку пород лежащего бока для придания ему более крутого наклона или на проходку в лежащем боку дополнительных выработок; на поддержание перечисленных выработок (при неустойчивых породах и большом горном давлении); на доставку материалов и оборудования; ущерб от потерь и разубоживания руды при выпуске.

Как видно, оптимальное значение высоты блока H_6 зависит от объема выработок для выпуска и доставки руды, который, в свою

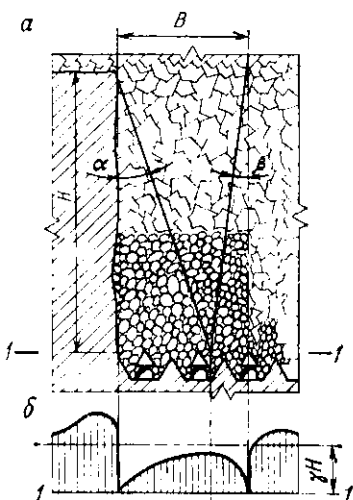


Рис. XIII.16. Границы защитной зоны (а) и эпюра давлений (б)

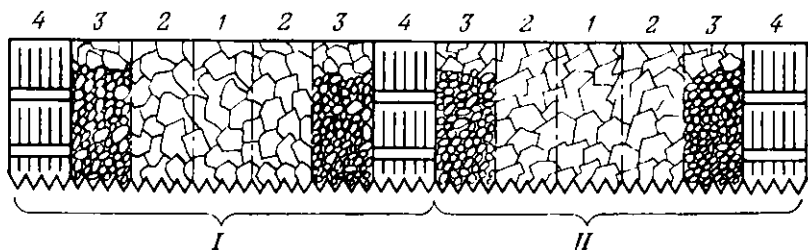


Рис. XIII.17. Порядок (1, 2, 3, 4) отработки блоков в этаже:
I, II — выемочные поля

очередь, зависит от расстояния D между выпускными отверстиями. Поэтому следует предварительно задаться H_0 , применительно к ней выбрать D и затем рассчитать оптимальную высоту блока (и если она будет существенно отличаться от принятой предварительно, то внести коррективы в расчет).

Обычная высота этажа 70—80 м, при ограниченной мощности — до 20—30 м, при недостаточно крутом падении и неправильной форме залежей — 45—60 м. В пологих залежах высота блока ограничивается мощностью залежи.

Ширина блока обычно равна мощности залежи, но не более $60 \div 80$ м.

При обособленном (или неправильном) залегании рудных тел длину блока часто принимают равной длине обособленного рудного тела (или раздува).

При большом горном давлении и не особенно крепкой руде ширина блока не должна превышать $40 \div 50$ м. Связь между шириной блока и горным давлением на его основание можно объяснить образованием свода естественного равновесия в отбитой руде. Другое объяснение (акад. Г. М. Малахова): часть веса опускающейся отбитой руды передается за счет сил трения и зацепления окружающему массиву или уплотнившимся обрушенным породам отработанных соседних блоков. У границ блока создается зона, в которой давление на днище снижается. При средней крепости руд площадь пониженного давления может быть определена условным построением границ защитной зоны от верхних стенок блока под углом к ним около 17° со стороны массива и около 7° со стороны уплотнившихся обрушенных пород (рис. XIII.16). Чтобы все основание блока оказалось в защитной зоне, ширина его должна быть ограниченной:

$$B < H(\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta),$$

где H — высота блока, м; α — угол построения защитной зоны со стороны массива; β — то же, со стороны обрушения.

При $\alpha = 17^\circ$ и $\beta = 7^\circ$ $B \leq 0,5 H$.

Остальные параметры системы связаны с отбойкой и выпуском руды.

Порядок отработки блоков в этаже. Как можно меньше блоков должно граничить с обрушением по обеим сторонам. Для этого этаж должен быть разделен по длине на выемочные поля приблизительно одинакового размера, состоящие каждое из нескольких блоков (рис. XIII.17). Выемочное поле отрабатывают от центра к флангам, что позволяет иметь в нем два действующих блока. Лишь блоки на границах полей будут иметь по два боковых контакта с обрушением. Число выемочных полей должно быть равно половине необходимого (для заданной производительности рудника) числа отрабатываемых одновременно блоков.

Достоинства и недостатки систем этажного принудитель-

ного обрушения те же, что и вообще для систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Сравнение между собой различных систем этажного принудительного обрушения и их вариантов чаще можно упростить до условия минимальных затрат (XI.4), сравнение с другими системами — по доходу согласно условию (XI.3).

§ 5. ЭТАЖНОЕ ПРИНУДИТЕЛЬНОЕ ОБРУШЕНИЕ СО СПЛОШНОЙ ВЫЕМКОЙ

Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой или, в полном наименовании, система разработки этажным принудительным обрушением со сплошной выемкой — это применяемая в мощных залежах система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой отбивают руду с помощью взрывных скважин вертикальными или крутонаклонными слоями на полную высоту блока (панели) подряд по его длине, выпускают руду под действием собственной массы, по мере отбойки производят частичный выпуск, а с отставанием от отбойки — общий выпуск руды под налегающими обрушенными породами.

Основные варианты системы разработки:

- 1) с отбойкой в зажиме и донным выпуском руды;
- 2) с отбойкой на подконсольное пространство (при котором выпуск возможен только донный);
- 3) с торцевым выпуском руды (при котором отбойка возможна только в зажиме).

В сороковых—пятидесятых годах руду отбивали на подконсольное пространство. Но при появлении отбойки в зажиме последняя стала основным методом работ. Выпуск руды преимущественно донный.

Подготовка аналогична применяемой при камерной системе: на подэтажах проходят выработки для бурения скважин, а в основании блока — для выпуска и доставки руды.

Очистная выемка при отбойке в зажиме и донном выпуске руды. Взрывают руду вертикальными или крутонаклонными слоями на обрушенную горную массу (рис. XIII.18). Особые требования к технологии буровзрывных работ и частичного (15÷20 %) выпуска руды при отбойке в зажиме освещены выше. Общий выпуск ведут с поддержанием горизонтальной или, реже, наклонной поверхности отбитой руды.

При устойчивой кровле обрушают принудительно нижний слой пород кровли для образования предохранительной подушки. Обрушение ведут вместе с отбойкой слоев или с отставанием и крупными участками. В первом случае часть восходящих скважин, предназначенных для отбойки руды, пробуривают глубже с тем, чтобы обрушить ими и слой кровли.

На выпуске и доставке руды применяют питатели, самоходные машины или скреперы.

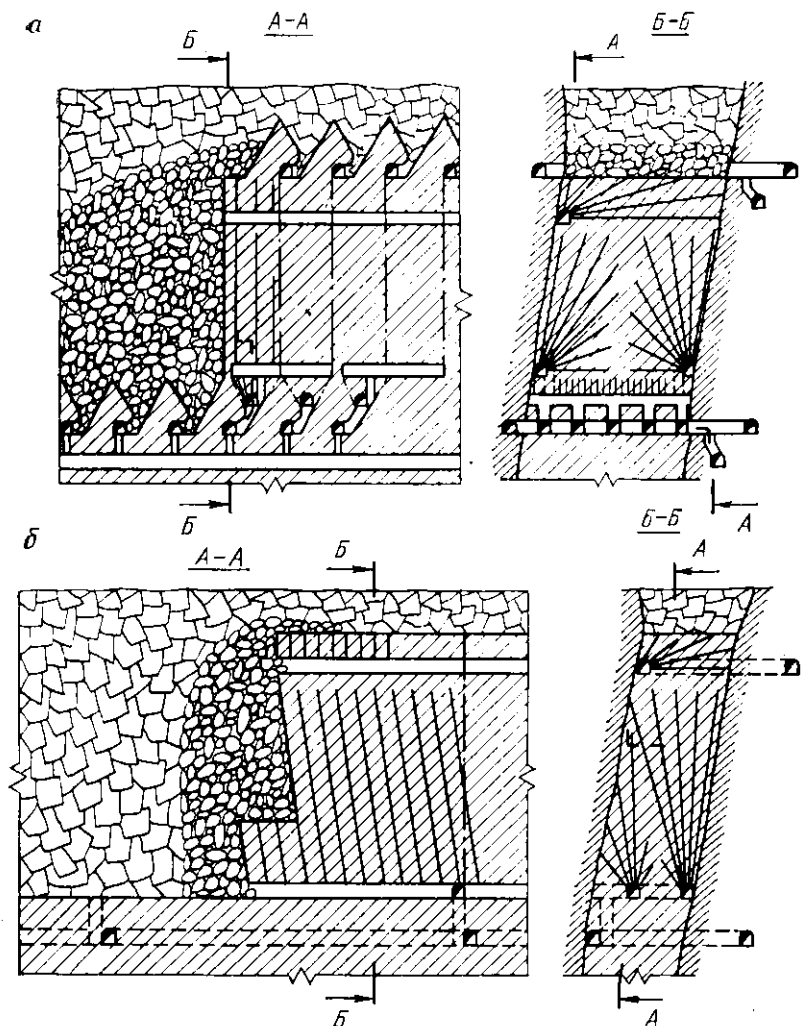


Рис. XIII.18. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой,— вариант с отбойкой в зажиме:

а — с донным выпуском в мощных залежах; б — с торцевым выпуском в залежах средней мощности

Вариант с отбойкой в зажиме и донным выпуском руды применяют, например, на рудниках комбинатов Зыряновского, Тырныаузского и «Каратау» и ПО «Сибруда» в мощных крутых залежах крепких руд и ПО «Апатит» в сверхмощных наклонных залежах руд средней крепости (рис. XIII.19).

В ПО «Апатит» применяют подсечку высотой около 3 м, чтобы защитить основание блока от сейсмического действия

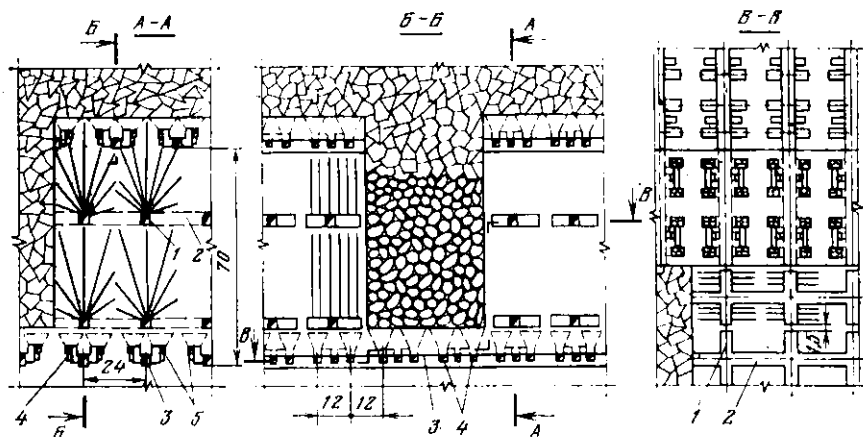


Рис. XIII.19. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой (ПО «Апатит»):

1 — буровой орт; 2 — соединительный штрек; 3 — конвейерный орт; 4 — выработки для вибропитателей; 5 — контрольные ходки

взрыва, или высотой $6 \div 8$ м, чтобы уменьшить уплотнение руды при отбойке в зажиме.

Подсечка делается не сплошной во избежание самообрушения блоков.

Скважины для образования подсечки бурят из пройденных на нижнем ее уровне штреков и взрывают по методу недозаряда с тем, чтобы остались ленточные целики между подсечными пространствами.

Разбуривают блок из подэтажных выработок, высота подэтажа обычно 24 м, диаметр скважин 100 мм, глубина до 35 м.

При выпуске примерно $\frac{2}{3}$ отбитой руды негабаритов выходит сравнительно мало, скреперная установка мощностью 100 кВт обеспечивает производительность до 900 т/смену при безлюковой погрузке и скреперовании от ближних отверстий. Выпуск последней трети отбитой руды связан с частыми заторами — через каждые $20 \div 30$ т, а производительность скреперования в среднем за весь период выпуска составляет 350 т/смену.

Есть промежуточная модификация между сплошной выемкой с отбойкой в зажиме и этажным принудительным обрушением с компенсационными камерами. Применяют ее, в частности, в ПО «Сибруда».

В блоке часть его шириной $12 \div 18$ м отделяют от массива щелью шириной $6 \div 10$ м, имеющей потолочину. Затем обрушают на щель за один прием отрезанную от массива часть блока и примерно такую же по размеру часть с другой стороны. Вертикальные комплекты скважин взрывают с замедлением, начиная от щели, при этом второй и последующие ком-

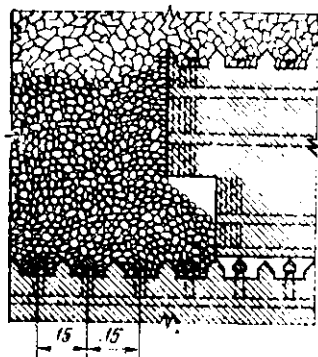


Рис. XIII.20. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой, — вариант с отбойкой на подконсольное пространство

плекты работают в зажиме. Эта модификация позволяет взрывать более широкие слои. Важно это там, где в связи с наличием глинообразных включений или другими специфическими условиями отбойка в зажиме в чистом ее виде возможна лишь небольшими слоями.

При отбойке на подконсольное пространство (рис. XIII.20) панель или блок делят на вертикальные секции. Секцию полностью подсекают, в основании ее образуют траншеи или воронки и затем обрушают — постепенно, горизонтальными слоями (начиная с нижнего слоя), с помощью горизонтальных и наклонных скважин, пробуренных из соседней, еще не обрабатываемой секции. После каждого взрывания выпускают излишек ($20 \div 25$ %) руды, чтобы создать свободное пространство для очередного обрушения. К общему выпуску руды приступают не ранее окончания отбойки в следующей секции. Нарушенная предшествующими взрывами рудная консоль частично самообрушается, что увеличивает выход негабарита и отрицательно сказывается на производительности работ и показателях извлечения. В связи с этим отбойку на подконсольное пространство применять перестали.

Вариант этажного обрушения с торцевым выпуском руды (предложен автором в 1959 г. и впервые осуществлен на Зыряновском комбинате). Этому варианту (см. рис. XIII.18) свойственны связанные с торцевым выпуском особенности в конструкции основания блока (панели) и технологии очистных работ.

Добычной горизонт в блоке готовят только ортами или штреками. Взрывные скважины бурят в виде вееров из добычных и буровых ортов. Руду отбивают скважинами в зажиме, обрушают блок (панель) в отступающем порядке вертикальными и крутонаклонными слоями по всей высоте от уровня добычного горизонта.

По мере выпуска освобождающееся пространство заполняют обрушенные породы. После отбойки каждого слоя выпускают всю руду.

На выпуске и доставке руды используют самоходное оборудование или передвижные вибропитатели в комплексе с секционными виброконвейерами. Выпуск осуществляют либо через торец доставочной выработки, либо через окна во временной потолочине над ней, погашаемой вслед за продвижением забоя.

Угол наклона слоев и их толщину выбирают по условиям

максимального извлечения (количественного и качественного) руды при выпуске и достаточной устойчивости массива.

Наклон забоя в сторону взорванной части блока под углом около $70 \div 75^\circ$ возможен лишь при устойчивой руде. Он улучшает извлечение руды, если обрушенные породы мельче, так как при данном положении слоя они не просочатся в руду. Вертикальное положение слоев приемлемо в большинстве случаев. Если же руда значительно мельче обрушенных пород, то во избежание ее просачивания в них возможен обратный наклон забоя в сторону массива под углом $80-70^\circ$. Тогда при выпуске из каждого слоя оставляют в контакте с массивом часть взорванной руды и извлекают ее после — вместе с очередным слоем. Переходящий объем отбитой руды принимает форму, близкую к фигуре истечения, что позволяет иметь приемлемые потери и разубоживание руды.

Толщина отбиваемого слоя составляет от 8 до 12 м и находится в прямой зависимости от высоты блока. Снизу, на высоту $8 \div 12$ м толщина слоя должна быть уменьшена до $3 \div 6$ м за счет оставления временного выступа для более полного выпуска из вышележащей части слоя. Этот выступ или разбуривают обособленно, или образуют за счет того, что участки скважин в проактных его границах временно оставляют незагруженными.

Отсасывать загрязненный воздух из добычной выработки можно местным вентилятором по трубе. Применялся вариант со спаренными добычной и вентиляционной выработками.

Этажное принудительное обрушение с торцевым выпуском руды обладает общими преимуществами торцевого выпуска.

Недостатки: толщину взрывааемых слоев приходится уменьшать, в каждом слое руда контактирует с обрушением.

Применение целесообразно при ограниченной высоте этажа и отсутствии условий, способствующих просачиванию обрушенных пород в отбитую руду.

Правила безопасности при этажном принудительном обрушении связаны с обслуживанием машин и механизмов, проведением массовых взрывов, выпуском руды.

Технико-экономическая характеристика. При крепкой руде производительность труда забойного рабочего составляет $50 \div 110$ т/смену. Производительность блока $50 \div 200$ тыс. т/мес. Потери руды $10 \div 20\%$, примерно такое же разубоживание, суммарные потери и разубоживание — $20-30\%$ (не считая конструктивного разубоживания). Расход подготовительно-нарезных выработок $1,5 \div 3$ м/1000 т.

Сравнительная оценка. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой имеет перед системой с компенсационными камерами следующие преимущества: устраняется необходимость выемки камер, приводящей к нарушениям остального массива и вообще неприемлемой при большом горном давлении; снижается на $20-30\%$ объем подготовительно-нарезных

выработок, так как исчезает необходимость в обособленных подходах к камерам и целикам; работы по подготовке, разбуриванию, обрушению и выпуску руды производятся в каждом блоке (панели) подряд, без перерывов; в связи с тремя вышеуказанными преимуществами повышается концентрация горных работ; работы более однотипны в связи с отсутствием стадии камерной выемки; стабильное качество рудной массы; используются преимущества отбойки в зажиме.

С другой стороны, извлечение чистой руды гарантируется лишь в объеме частичного выпуска ($20 \div 25 \%$), что меньше объема компенсационных камер ($30 \div 35 \%$); пункты добычи руды в данную смену строго заданы порядком сплошной выемки, что может мешать усреднению качества рудной массы в масштабе рудника. Обязательна отбойка в зажиме, тогда как не для всех условий она освоена в достаточной мере.

Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой обычно заслуживает предпочтения перед системой с компенсационными камерами, за исключением условий, в которых его указанные недостатки особенно существенны.

§ 6. ЭТАЖНОЕ ПРИНУДИТЕЛЬНОЕ ОБРУШЕНИЕ С КОМПЕНСАЦИОННЫМИ КАМЕРАМИ

Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами или, в полном наименовании, система разработки этажным принудительным обрушением с компенсационными камерами — это применяемая в мощных залежах система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой вынимают со взрывной отбойкой и самотечной доставкой руды камеры в минимально необходимом объеме для разрыхления взрывом остальной части блока, после чего обрушают взрывом сразу на полную высоту всю остальную часть блока и производят общий выпуск руды под налегающими обрушенными породами.

Отбойка руды скважинная, гораздо реже — минная; выпуск донный.

Камерами вынимают $25 \div 35 \%$ руды, остальную часть блока обрушают с замедлением по комплектам скважин (рис. XIII.21).

Компенсационные камеры почти всегда вертикальные, т. е. обычной формы, что допускает пониженную устойчивость руды и позволяет отбивать руду и в камерах, и в остальной части блока вертикальными комплектами скважин.

Горизонтальные (подсечные) камеры подобны высокой подсечке, применялись лишь в Кривбассе в сороковых — пятидесятых годах.

Длина блока по простиранию $30 \div 100$ м и более, что позволяет разместить в нем от $1 \div 2$ до $4 \div 5$ камер. В целях концентрации работ принимают по возможности такую длину блока, чтобы в нем разместилось максимальное число камер, которое

а

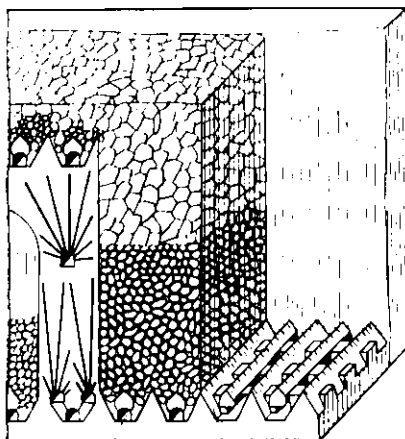
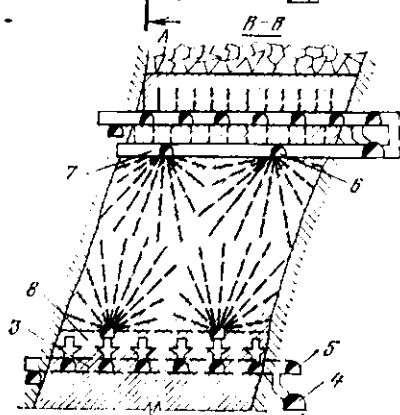
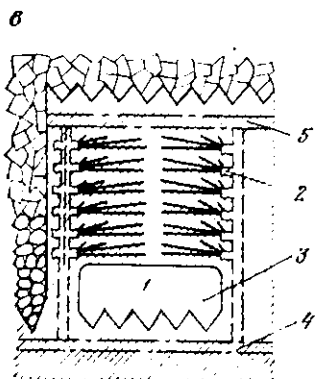
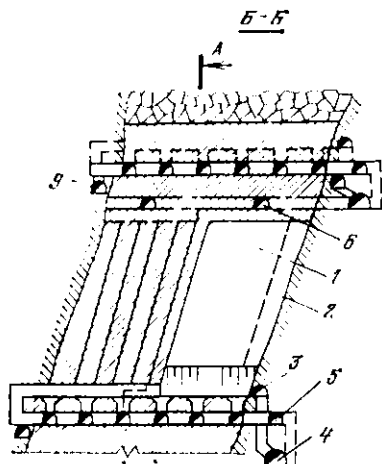
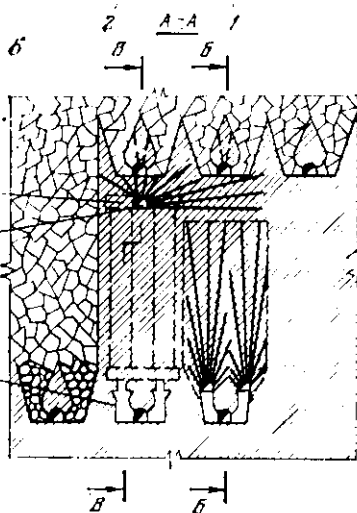


Рис. XIII.21. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами:

а — вариант с вертикальными компенсационными камерами, общий вид (1 — выпускные выработки; 2 — скреперные штреки); б — вариант с вертикальными компенсационными камерами, применяемый в Зыряновском комбинате (1 — камера; 2 — отрезная щель; 3 — скреперный орт; 4 — откаточный штрек; 5 — хозяйственный штрек; 6 — выработки для разбуривания междуканальных целиков; 7 — орт для разбуривания междуканального целика; 8 — рассечка для разбуривания воронок; 9 — вентиляционный штрек); в — вариант с подсеками камерами 1 (2 — буровая выработка; 3 — выпускная воронка; 4 — откаточный штрек; 5 — вентиляционный штрек)



можно иметь в одновременной выемке. Это число ограничивается заданной производительностью (по данному качеству руды) рудника.

В блоке проходят выработки для выпуска и доставки руды и для бурения взрывных скважин.

Камеры вынимают камерной системой разработки, рассмотренной выше (см. гл. XII, § 6).

В остальной части блока помимо скважин для ее обрушения пробуривают скважины или шпуры для образования воронок. Взрывают их мгновенно, а остальные скважины — с коротким замедлением по комплектам. Вместе с обрушением блока при необходимости обрушают принудительно часть устойчивых налегающих пород для образования предохранительной породной подушки.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. Против этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой производительность труда забойного рабочего ниже на 10÷30 %.

Достоинства и недостатки противоположны указанным выше для этажного принудительного обрушения со сплошной выемкой.

§ 7. ЭТАЖНОЕ САМООБРУШЕНИЕ

Этажное самообрушение или, в полном наименовании, система разработки этажным самообрушением — это применяемая в мощных залежах система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой массив руды подсекают, т. е. вынимают нижний слой руды, затем подсеченный массив постепенно обрушается под действием силы тяжести и горного давления, в процессе обрушения производят частичный выпуск руды, а после обрушения массива на полную высоту — общий выпуск под налегающими обрушенными породами (рис. XIII. 22).

Этажное самообрушение осуществимо только в мощных залежах и только при рудах, которые при подсечке на значительной площади начинают не позднее чем через 1÷3 мес. обрушаться сами и дробиться при этом на сравнительно небольшие куски.

В основании панели или блока по всей площади проходят выработки для донного выпуска руды.

Связь с окружающим массивом ослабляют отсечными (отрезными) выработками. Они способствуют разрушению замков сводов естественного равновесия, образующихся при самообрушении руды (рис. XIII. 23), тем самым ускоряют обрушение и ограничивают его проектными контурами. Для этой же цели используют пучки взрывных скважин.

В процессе обрушения выпускают излишек — около $\frac{1}{3}$ руды, чтобы обрушение продолжалось.

После полного обрушения рудного массива приступают к общему выпуску руды, по мере которого обрушаются налега-

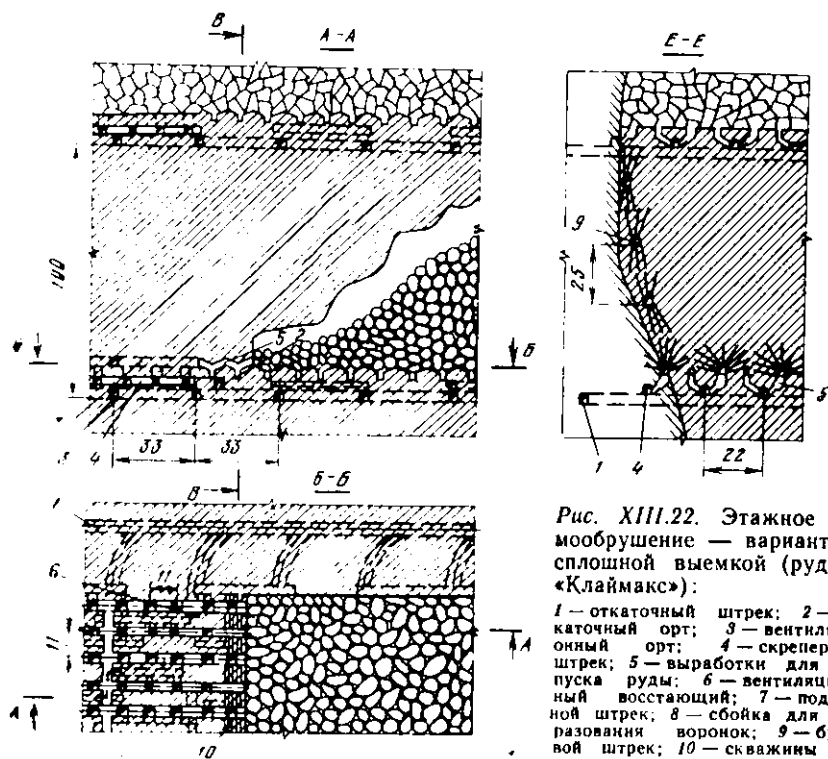


Рис. XIII.22. Этажное самообрушение — вариант со сплошной выемкой (рудник «Клаймакс»):

1 — откаточный штрек; 2 — откаточный орт; 3 — вентиляционный орт; 4 — скреперный штрек; 5 — выработки для выпуска руды; 6 — вентиляционный восстающий; 7 — подсечной штрек; 8 — сбойка для образования воронок; 9 — буровой штрек; 10 — скважины для подсечки

гающие породы и заполняют выработанное пространство; в процессе выпуска руда, перетираясь под большим давлением, дополнительно измельчается.

Выемку осуществляют с разделением этажа (панели) на блоки и сплошную.

Этажное самообрушение применяют при мощности залежи не менее $20 \div 30$ м.

Руда должна быть слабой или иметь густую сеть трещин и слабых прослоек.

Руда не должна слеживаться, так как обрушенной рудой заполняется весь блок, и не должна возгораться, так как в выработанном пространстве остается много обрушенной руды.

Остальные условия применения те же, что и вообще для систем с обрушением руды и вмещающих пород.

Высота этажа $70 \div 100$ м, при очень крутом падении залежи — до 150 м. Основной ограничивающий фактор — это срок службы выпускных выработок, которые изнашиваются в связи с пониженной прочностью руды и взрывной ликвидацией заторов.

Расстояние по вертикали между отсечными выработками $8 \div 10$ м в нижней части этажа, а выше увеличивают его до

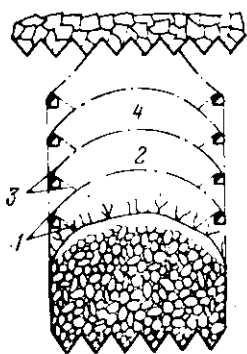


Рис. XIII.23. Порядок самообрушения блока: 1, 2, 3, 4 — контуры и последовательность обрушения

12÷15 м, так как массив здесь успевает нарушаться, а крупные куски отсюда измельчаются при опускании в процессе выпуска.

Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой (см. рис. XIII.22). Этаж разделяют на панели, длина которых в несколько раз превышает обычный поперечный размер блока.

Панель разрезают поперек щелью и затем постепенно подсекают по длине, вызывая этим самообрушение массива с отставанием на 20—60 м от подсечки. Отсечные выработки или заменяющие их пучки взрывных скважин располагают по боковым границам панели. Этот вариант эффективен при более или менее выдержанных элементах залегания или весьма большой

мощности и сравнительно постоянном качестве руд.

Выработки для доставки руды обычно закрепляют бетоном, реже — штангами. Подсечка траншейная.

Очистные работы заключаются в выпуске и доставке руды, включая вторичное дробление. Иногда ускоряют обрушение руды взрыванием зарядов (сосредоточенных или скважинных) на подэтажах.

Частичный выпуск, особенно в начальной его стадии, надо вести так, чтобы высота свободного пространства под обрушаемым массивом не превышала приблизительно 5 м во избежание крупных вывалов и воздушных ударов. В первые 1÷÷2 мес. после подсечки выпуск должен быть малоинтенсивным, так как подсеченный массив деформируется, расчленяется микротрещинами, «созревает». С опережением выпускают руду со стороны лежачего бока во избежание преждевременной посадки висячего бока. Доставка руды скреперная или самоходным оборудованием.

Вариант этажного самообрушения со сплошной выемкой на руднике «Клаймакс» (США) (см. рис. XIII.22). Рудник производительностью около 15 млн. т/год, молибденовый, расположен на высоте 3300 м над уровнем моря. Залежь куполообразная, диаметр купола около 1 км, посередине — столб из некондиционной руды. Отрабатывают периферийную часть шириной 100÷400 м, в среднем 250 м. Глубина разработки около 200 м. Коэффициент крепости руды преимущественно 10÷12.

В зависимости от трещиноватости, определяющей скорость обрушения и кусковатость, руды подразделяют на: легкообрушаемые — с расстоянием между трещинами менее 0,3 м; нормально обрушаемые — с расстоянием между трещинами от 0,3 до 0,9 м; труднообрушаемые — с расстоянием между трещинами более 0,9 м.

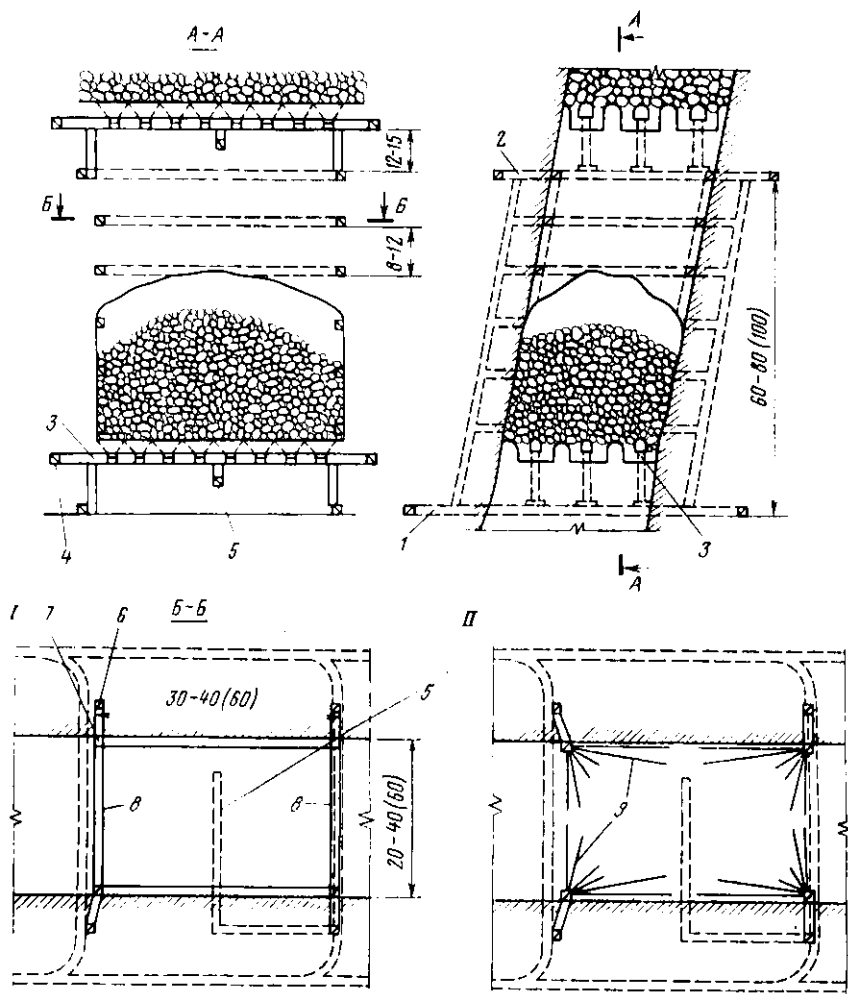


Рис. XIII.24. Этажное самообрушение, — вариант с выемкой блоками:

I — оконтуривание выработками; II — оконтуривание скважинами; 1, 2 — откаточный и вентиляционный горизонты; 3 — скреперные или конвейерные штреки; 4, 5 — хозяйственный и вентиляционный орты горизонта доставки; 6 — смотровые восходящие; 7 — отрезные восходящие; 8 — отрезные штреки; 9 — скважины

Этажное самообрушение (см. рис. XIII.23) применяют в следующем виде. Высота этажа 100 м. Доставка руды сохраняется скреперная, как хорошо освоенная. Скреперные лебедки мощностью 110 кВт; погрузка вагонов безлюковая. Сетка выпускных отверстий $10,5 \times 10,5$ м. Скреперный штрек сечением в свету 3×3 м и наклонные выпускные выработки, расположенные попарно, закреплены бетоном. Бурение в подготовительно-нарезных выработках и в подсечной траншее — самоходными машинами.

Сочетание огромной мощности залежи с небольшой глубиной разработки, редкое для подземного способа, позволяет при умеренном давлении обрушенной массы подсекать массив на большую ширину (100—400 м), достаточную для самообрушения даже сравнительно устойчивых руд.

За ходом самообрушения наблюдают из штреков, расположенных на уровне верха подсечки.

Особенности варианта этажного самообрушения с выемкой блоками (рис. XIII.24). Поперечные размеры блока принимаются от 30÷40 м при слабых рудах и высоком горном давлении до 50÷60 м при иных условиях.

По углам блока проходят отсечные восстающие (в плане контур обрушения получается кругообразным, поэтому именно по углам особенно важно ослабить связь блока с окружающим массивом), а из них нарезают подэтажные отсечные выработки или бурят пучки взрывных скважин по периметру блока.

На расстоянии 8÷12 м от углов блока проходят смотровые восстающие и из них нарезают смотровые ходки для наблюдения за ходом обрушения.

При подсечке блока шнуры или скважины взрывают по участкам блока от лежащего бока к висячему, чтобы не обрушить преждевременно висячий бок, и от центра к краям по простиранию.

Если соседний блок заполнен отбитой рудой, то в направлении по простиранию подсечку ведут в отступающем порядке, с тем, чтобы улучшить дробление руды и не вызвать опережающего обрушения ее и затем прорыва пустых пород вблизи массива. В блоке, граничащем с обрушенными вмещающими породами, подсечку поднимают от массива к обрушению, чтобы в блок не прорвались обрушенные пустые породы.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка этажного самообрушения. Производительность блока (панели), средняя за период очистных работ, 10000÷÷40000 т/мес, производительность труда забойного рабочего 50÷90 т/смену, потери руды 12÷25 %, разубоживание 12÷÷25 %, расход подготовительно-нарезных выработок 7÷÷10 м/1000 т или при оконтуривании обрушения скважинами 1,5÷3 м/1000 т.

По сравнению с другими системами этого класса преимущество состоит в самообрушении руды. Значение этого преимущества снижается по мере совершенствования скважинной отбойки. Вместе с тем управление обрушением в части контуров и кусковатости менее надежно, отсюда ниже извлечение руды, больше работ по вторичному дроблению.

Этажное самообрушение в СССР применяли лишь в пятидесятых-шестидесятых годах в варианте с выемкой блоками. В мировой практике оно применяется на рудниках США, Канады, ФРГ, Чили, ЮАР (основная система разработки кимберлитовых трубок на алмазных рудниках) и других стран,

причем последнее время преимущественно в варианте со сплошной выемкой. Во всех исследовательских проработках вопросов подземной добычи руд с использованием ядерных взрывов предусматривается как бы этажное самообрушение (в варианте без отсечных выработок) нарушенного взрывом массива.

§ 8. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Блок делят на подэтажи (рис. XIII.25), каждый из которых имеет свой горизонт выпуска руды. Это — главная особенность. Подэтажи могут (но не обязательно) быть разделены в плане параллельными вертикальными плоскостями на панели, а панели по длине — на секции. Отрабатывают подэтажи в нисходящем порядке. В каждом подэтаже (или панели, секции) отбивают руду скважинами и выпускают под обрушенными породами.

Условия применения подэтажного обрушения. Устойчивость и крепость руды и вмещающих пород могут быть любыми, так же как и угол падения залежи. Мощность залежи в случае крутого падения должна быть не менее $3 \div 5$ м во избежание чрезмерного разубоживания руды слабыми боковыми породами и не менее $10 \div 20$ м при пологом падении, так как иначе

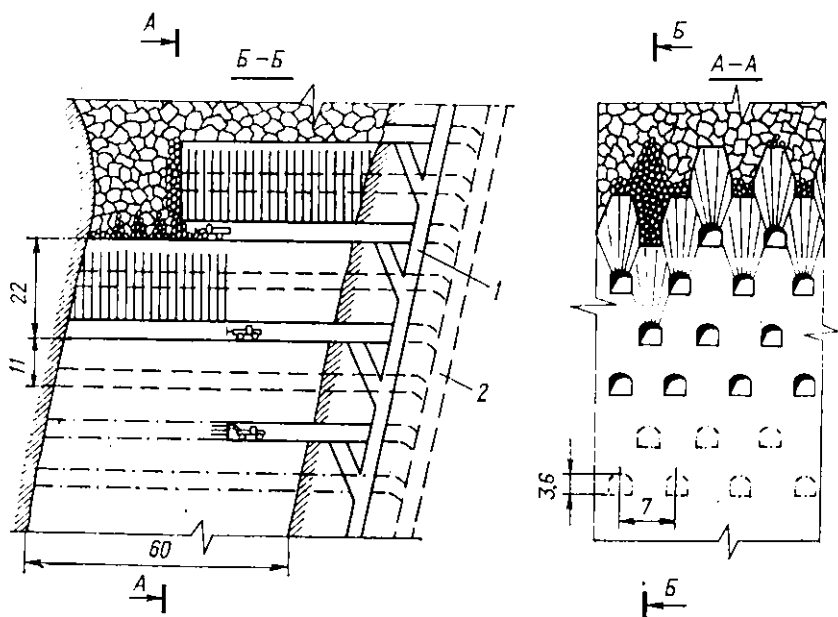


Рис. XIII.25. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды, шведский рудник «Кируна»:

1 — рудоспуск; 2 — засед на подэтаж

незачем делить блок на подэтажи. Ценность руды должна быть умеренной. Обрушение земной поверхности должно допускаться. Руда не должна возгораться.

В виде исключения допустима слабая возгораемость при обязательном профилактическом заливании обрушенного пространства. Таким образом, технически подходит широкий диапазон условий. Но применяют подэтажное обрушение преимущественно тогда, когда нецелесообразно вести этажное обрушение. В связи с этим добавляется одно из следующих условий:

1) неустойчивые руды и большое горное давление, так как при подэтажном обрушении сокращается срок поддержания выработок для выпуска и доставки руды;

2) слеживающаяся руда;

3) чередование крепких руд с легкообрушающимися и т. п.;

4) крупные включения пустых пород или некондиционных руд, которые при подэтажном обрушении могут быть ограничены подэтажом, панелью или секцией и оставлены в недрах;

5) наличие в блоке двух (или нескольких) сортов руды, которые при подэтажном обрушении могут быть выданы раздельно;

6) мощность рудного тела не выше средней при недостаточном угле падения;

7) неправильные контакты залежи при ограниченной мощности, так как подэтажное обрушение позволяет более точно совмещать выемочные контуры с рудными.

Удельное значение подэтажного обрушения на подземных рудниках СССР составляет 18 %. Наиболее широко применяют его в Кривбассе (удельное значение около 80 %) при разработке мощных и средней крепости руд. За рубежом подэтажное обрушение особенно распространено в Канаде, США, странах Скандинавии.

История развития. Первоначально применяли высоту подэтажа около 5 м, шпуровую отбойку, принудительную доставку руды в очистном пространстве. На почве подэтажа укладывали деревянный настил, под защитой которого вынимали следующий подэтаж. Однако настил мог внезапно обрушиться при доставке руды. Поэтому на смену пришли варианты с самотечной доставкой руды в очистном пространстве, при которых все работы выполняются из подготовительно-нарезных выработок.

Подэтажное обрушение с донным выпуском появилось в сороковых годах в Кривбассе на базе внедрения скважинной отбойки. Высоту подэтажа увеличили до 10÷15 м (а затем и более), при этом деревянный настил не мог сохранить сплошность. Продолжаются попытки внедрить гибкое металлическое перекрытие (сетка с ячейками размером порядка 20×20 мм из проволоки диаметром 2 мм или полосового железа 40×4 мм), однако имеющиеся конструкции сохраняют сплошность лишь

при высоте подэтажа до $7 \div 10$ м. Поэтому никаких настилов и перекрытий в подавляющем большинстве случаев не применяют.

Параллельно возникло подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды. Высота подэтажа первоначально при шпуровой отбойке составляла около 5 м, в последующем ее увеличили до $8 \div 10$ м, что также заставило отказаться от настила, а в шестидесятых годах на базе скважинной отбойки в зажиме на ряде рудников увеличили подэтаж до $20 \div 40$ м. Торцевой выпуск при подэтажном обрушении начинает вытеснять донный.

Каждый из современных вариантов подэтажного обрушения воспроизводит какую-либо разновидность этажного обрушения, но с той разницей, что комплекс нарезных и очистных работ завершается отработкой подэтажа или части подэтажа.

Определение оптимальных параметров подэтажного обрушения. Если в проектируемом этаже доминирует подэтажное обрушение, причем в каком-либо одном варианте, то сначала находят оптимальное значение высоты подэтажа $H_{\text{под}}$, а затем выбирают высоту этажа H , из величин, кратных $H_{\text{под}}$. Если же H задана (в связи с осуществленным вскрытием этажа или как наиболее выгодная при другой системе разработки, применяемой в существенном объеме), то выбирают $H_{\text{под}}$ из возможных значений, на которые H делится без остатка.

Оптимизацию высоты этажа производят по условию $y = E_n k + c \rightarrow \min$, при этом учитывают, с одной стороны, затраты на проходку этажных выработок (в k и c), а с другой — затраты на поддержание этих выработок и восстающих.

Высоту подэтажа оптимизируют по условию $y = c + y_{\text{пр}} \rightarrow \min$ вводя в расчет: затраты на проходку подэтажных и выпускных выработок; затраты на поддержание этих выработок; затраты на отбойку (если они зависят от глубины скважин); ущерб от потерь и разубоживания руды за счет неточной отбойки по контактам залежи; ущерб от потерь и разубоживания руды при выпуске.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. По сравнению с этажным подэтажное обрушение может быть применено в более сложных горнотехнических условиях. Но производительность блока и производительность труда могут быть несколько (на 10—30 %) ниже в связи с увеличенным объемом подготовительно-нарезных работ. В части потерь и разубоживания руды при относительно благоприятных условиях лучшие показатели дает этажное обрушение, а в других случаях — подэтажное.

Экономическое сравнение подэтажного обрушения с системами других классов производится по величине дохода из условия (XI.3), а с системами этажного обрушения — по доходу или по минимальным затратам (XI.4).

§ 9. ПОДЭТАЖНОЕ ОБРУШЕНИЕ С ТОРЦЕВЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды (рис. XIII.26) или, в полном наименовании, система разработки подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды это — система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой выемку ведут подэтажами в нисходящем порядке, в подэтаже отбивают руду скважинами в зажиме подряд по длине подэтажа вертикальными или крутонаклонными слоями, выпускают руду под обрушенными налегающими породами непосредственно в подэтажные штреки или орты через их торцы, образующиеся по мере погашения этих выработок.

Удельное значение этой системы на рудниках СССР предполагается довести до 20 % за счет вытеснения подэтажного обрушения с донным выпуском.

Подэтаж делят по ширине на панели. Каждую панель подготавливают ортом (штреком), разбуривают из него вертикальными или крутонаклонными веерами скважин на всю длину и обрушают последовательно по длине в отступающем порядке. Через торец орта выпускают руду и по орту доставляют к рудоспуску. Очередные скважины взрывают после выпуска руды от предыдущей отбойки. Угол наклона забоя можно выбирать в зависимости от соотношения размеров кусков руды и обрушенных пород (рис. XIII.27). Если руда крупнее, то наклон в сторону обрушения не даст мелким породам просачиваться в отбитую руду. Если же руда мельче пород, то наклоняют забой в сторону массива, чтобы руда меньше просачивалась в породы. При равной крупности руды и пород забой располагают вертикально.

При нарушенном рудном массиве (например, на Дегтярском медном руднике) взрывают вертикальные слои подэтажа в два приема, сперва верхнюю часть, не заряжая участки скважин в нижней части, а затем нижнюю часть, различая заряды в невзорванных участках скважины.

Оборудование используют самоходное либо, реже, переносное и полустационарное — буровые станки, передвижные вибропитатели, секционные виброконвейеры. При самоходной технике проходят наклонные заезды на подэтажи через 250 ÷ 400 м. Для сокращения объемов и сроков первоочередной подготовки можно, как и при камерной системе, проходить заезд сверху вниз и по мере углубления его развивать работы в подэтаже.

При высоте подэтажа 20—40 м схема отработки подэтажа аналогична этажному принудительному обрушению с торцевым выпуском.

На рудниках Скандинавии и Канады (см. рис. XIII.26) используют самоходное оборудование; высота подэтажа 5 ÷ 14 м, ширина панели 6 ÷ 10 м, сечение подэтажного орта 5 × 3,5 м.

Рис. XIII.26. Схемы подэтажного обрушения (*I* — горизонты выпуска руды):

I — подэтажами; *II* — панелями

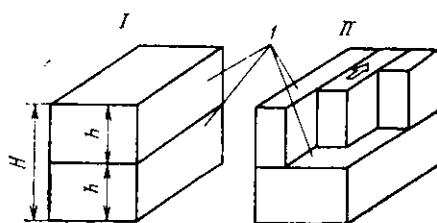
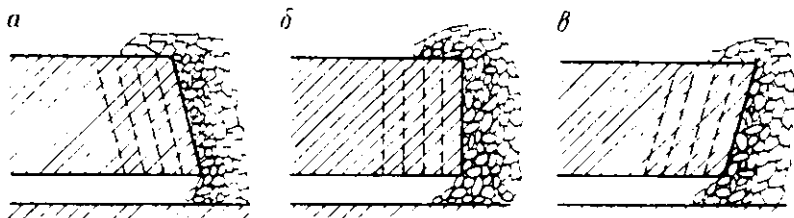


Рис. XIII.27. Положение забоя при торцевом выпуске и малой высоте подэтажа:

a — при мелкокусковой руде; *б* — при одинаковой кусковатости руды и пород; *в* — при мелкокусковой породе



Отбивают руду веерами скважин диаметром $32 \div 51$ мм; веера обычно имеют наклон $60 \div 70^\circ$ в сторону обрушения, но могут быть вертикальными и с наклоном в сторону массива (см. рис. XIII.27); взрывают по 1–2 веера. Доставляют руду к рудоспускам в лежащем боку.

Производительность мощных погрузочно-доставочных машин до 1000–1500 т/смену. Нарезные работы осуществляют в основном с помощью таких же машин, что и очистные, поэтому, несмотря на увеличенный (примерно до 20 %) относительный объем нарезных выработок, обеспечиваются хорошие показатели производительности труда забойного рабочего.

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском на руднике «Кируна». Это — шведский железный рудник производительностью около 25 млн. т/год. Разрабатывает крутые залежи мощностью в среднем 90 м, длина по простиранию 5 км, коэффициент крепости руды $12 \div 16$, плотность $4,6$ т/м³, содержание железа до 67 %. Рудную массу разделяют на 6 сортов.

Имеется наклонный съезд с поверхности на этажные горизонты для автомашин и самоходного оборудования (см. рис. XIII.25). На каждые $400 \div 500$ м длины рудного тела проходят наклонные (с уклоном 0,1) заезды сечением $5,4 \times 4,5$ м с этажных горизонтов на подэтажи.

Высота подэтажа была $5 \div 6$ м, затем перешли на 11 м; потери и разубоживание руды от этого не изменились. Намечается увеличить подэтаж до 14 м.

Подготавливают подэтаж рудным штреком по центру залежи, затем подэтажными ортами сечением $5 \times 3,6$ м и рудным штреком сечением $5,5 \times 4,1$ м у лежащего бока. В лежащем боку

у штрека через каждые 200—250 м располагают группу из 4÷6 рудоспусков для разных сортов руды.

При проходке поэтажных выработок шпурь диаметром 41 мм бурят с самоходной установки «Гарднер — Денвер» с застекленной кабиной; производительность установки 380 м/смену; одной установкой пробуривают за смену в забоях двух ортов по 40÷50 шпуров в каждом. Убирают руду теми же машинами, что и при очистной выемке.

Выемку ведут, отступая от висячего бока. Из каждого поэтажного орта пробуривают скважины по всей его длине до центрального штрека (а во вторую стадию — до штрека лежащего бока) перед началом их взрывания. Диаметр скважин 53 мм, л. н. с. испытывали от 1,5 до 2,4 м и приняли 1,8 м, что обеспечивает наилучшее дробление руды при постоянных показателях ее извлечения (потери около 10 %, разубоживание 20 %).

Скважины в комплексе располагают по одной из следующих схем:

бурят два полувеера из углов орта, внутренние скважины полувееров вертикальные и, следовательно, параллельны между собой;

бурят по всей ширине орта параллельные вертикальные скважины и только по одной в каждую сторону наклонно. При этой схеме равномернее распределяют ВВ в массиве, поэтому ее применяют чаще; применяют буровые установки с тремя манипуляторами.

Самоходная шахтная буровая установка «Симба-22» на 3 перфоратора пробуривает за смену пять вееров скважин суммарной длиной 350 м.

В забой каждой скважины вводят патрон динамита. После этого заряжают гранулированным ВВ пневматическим способом через шланг со специальной автомашины, в которой привозят ВВ с завода-изготовителя. Взрывают по одному вееру, что дает 800 т руды. На взрывание и проветривание отводят 45 мин.

Выход негабарита 0,5÷1 %. Негабариты откладывают ковшом погрузчиком в сторону и 1÷2 раа за смену взрывают. Для этого со специальной автомашины смонтированным на ней перфоратором пробуривают в каждом куске по шпурь глубиной 10 см, после чего взрывают заряды сразу во всех шпурах.

Выпускают рудную массу до 50 %-ного предельного разубоживания в последней дозе выпуска, предел обычно улавливает машинист погрузчика по облегчению массы нагруженного ковша.

К рудоспускам на расстояние до 150 м отвозят рудную массу ковшовыми ПДМ, а при большем расстоянии погружают ими же или погрузчиками с ковшом емкостью 2,5 м³ автосамосвалы «Кируна—Трак». Из одного поэтажного орта вывозят около 1000 т в смену.

Опробуют рудную массу на подэтаже через каждые 200 т, пробу из ковша ПДМ или кузова автомашины рабочий берет совком, тут же измельчает ее в маленькой дробилке, производит химический анализ на фосфор и зажигает табло, показывающее, в какой рудоспуск разгружать эту ПДМ или автомашину. Все это вместе со взятием пробы занимает 1,5 мин.

Из рудоспусков на основном горизонте погружают рудную массу в 30-тонные вагоны и электровозом отвозят состав из 12 вагонов к бункерам.

Сведения о числе разгруженных в рудоспуск машин и качестве привезенной ими рудной массы забойные рабочие тут же передают по телефону на пункт управления транспортом. Там сведения вводят в ЭВМ, которая с помощью световых сигналов посылает порожний состав под погрузку к тому рудоспуску, в котором имеется рудная масса требуемого в данное время сорта.

Привезенную в околоствольный двор рудную массу в вагонах опробуют на содержание железа и фосфора и на световом табло показывают, в какой бункер разгружать.

Проветривание забоев местное, нагнетательное вентиляторами, установленными в штреке (сначала в центральном, а затем у лежачего бока), по резиновым трубам, подвешенным к кровле ортов. Загазованность воздуха при работе дизельных машин часто не удовлетворяет санитарным нормам (которые являются менее жесткими по сравнению с применяемыми в СССР).

Бригады рабочих суточные. Бурит скважины на всем руднике одна специализированная бригада из 60 чел. Остальные работы в каждом блоке выполняет комплексная бригада из 25 чел., куда входят взрывники, машинисты ПДМ и погрузчиков, шофера автосамосвалов, а также четверо рабочих, опробующих рудную массу.

Работают 5 дней в неделю по 8 ч с обеденным перерывом (45 мин) по скользящему графику (рабочих отвозят в автобусе в подземную столовую и привозят обратно). За время обеденного перерыва в каждом забое производят взрывание и проветривание.

Производительность труда на очистных работах при подэтажном обрушении с торцевым выпуском руды и применением самоходного оборудования достигает 140 т/смену; расход подготовительно-нарезных выработок — $5 \div 9$ м/1000 т; потери руды около 10 %, разубоживание $20 \div 30$ %.

Вариант подэтажного обрушения с фронтально-торцевым выпуском экспериментальный, имеет разновидности: с прямой подсечкой; с треугольной подсечкой.

Прямую подсечку (рис. XIII.28) испытывали на шведском руднике «Кируна» в крутой залежи средней мощности. Подэтажные штреки (орты) располагают через увеличенные интервалы. Подэтажи отбивают вертикальными слоями толщиной

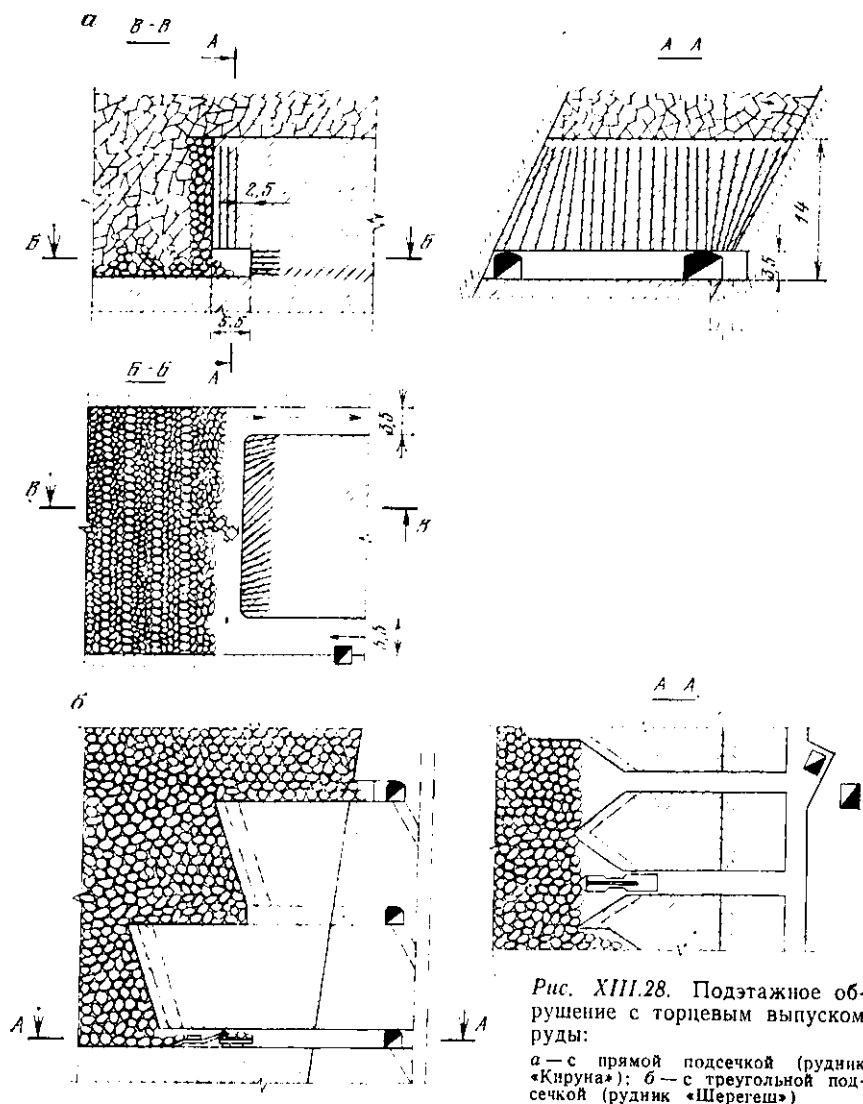


Рис. XIII.28. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды:

а — с прямой подсечкой (рудник «Кируна»); б — с треугольной подсечкой (рудник «Шерегеш»)

около 3 м из подсечки, которую образуют из подэтажных штреков (ортов) и продвигают вместе с обрушением слоя. Выпуск и погрузку (с помощью ПДМ) руды ведут по всей ширине подэтажа, в первую очередь освобождают проход около рудного массива, чтобы открыть забой подсечки для бурения шпуров и улучшить проветривание.

Показатели извлечения руды улучшаются, так как гребни из отбитой руды остаются только вдоль линии забоя (но не между штреками), число подэтажных выработок сокращается.

Однако бурение в подэтажах, где выпускают руду, связано с загрязнением ее буровым шламом. Создается жесткая взаимозависимость во времени бурения, взрывания и доставки руды. Уменьшается производительность ПДМ, поскольку они загружаются под углом к навалу руды. Главное же — работы ведутся под рудной консолью, которая может обрушиться при наличии в ней трещин и заколов, поэтому вариант приемлем лишь при очень устойчивой руде и малом диаметре взрывных скважин.

Треугольная подсечка (см. рис. XIII.28) испытана на руднике «Шерегеш» в Горной Шории. Торец каждого подэтажного штрека (орта) расширяют в плане как бы в воронку. Преимущества и недостатки фронтально-торцевого выпуска здесь в основном сохраняются, но консоль поддерживается рудным выступом в интервале между штреками, поэтому устойчивость ее выше, чем при прямой подсечке.

Сравнительная оценка подэтажного обрушения с торцевым выпуском. Достоинства, связанные с торцевым выпуском, — это меньшая трудоемкость подготовительно-нарезных работ; благоприятные условия для применения самоходного оборудования или вибрационных питателей и конвейеров. Однако выпуск вертикальными или крутонаклонными слоями облегчает просачивание пустых пород в руду.

Подэтажное обрушение с торцевым выпуском заслуживает предпочтения перед донным выпуском в большинстве случаев. Исключение составляют главным образом залежи с неустойчивой рудой, при которой требуется малое сечение подэтажных штреков, позволяющее доставлять руду лишь скреперами.

§ 10. ПОДЭТАЖНОЕ ОБРУШЕНИЕ С ДОННЫМ ВЫПУСКОМ РУДЫ

Подэтажное обрушение с донным выпуском руды (рис. XIII.29), или, в полном наименовании, система разработки подэтажным обрушением с донным выпуском руды это — система разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при которой выемку ведут подэтажами в нисходящем порядке, в подэтаже отбивают руду взрывными скважинами и выпускают под обрушенными налегающими породами через воронки или траншеи.

Удельное значение этой системы на подземных рудниках СССР составляет 13 %, а к 1990 году может снизиться до 3 % и менее за счет преимущественного применения торцевого выпуска.

Из подэтажного штрека (орта) нарезают выработки для выпуска руды. Над ними проходят буровые выработки, из которых отбивают руду скважинами на всю оставшуюся высоту подэтажа.

Первоначально при штанговом бурении применяли высоту подэтажа 10÷15 м, но в последние годы увеличили ее до 30÷

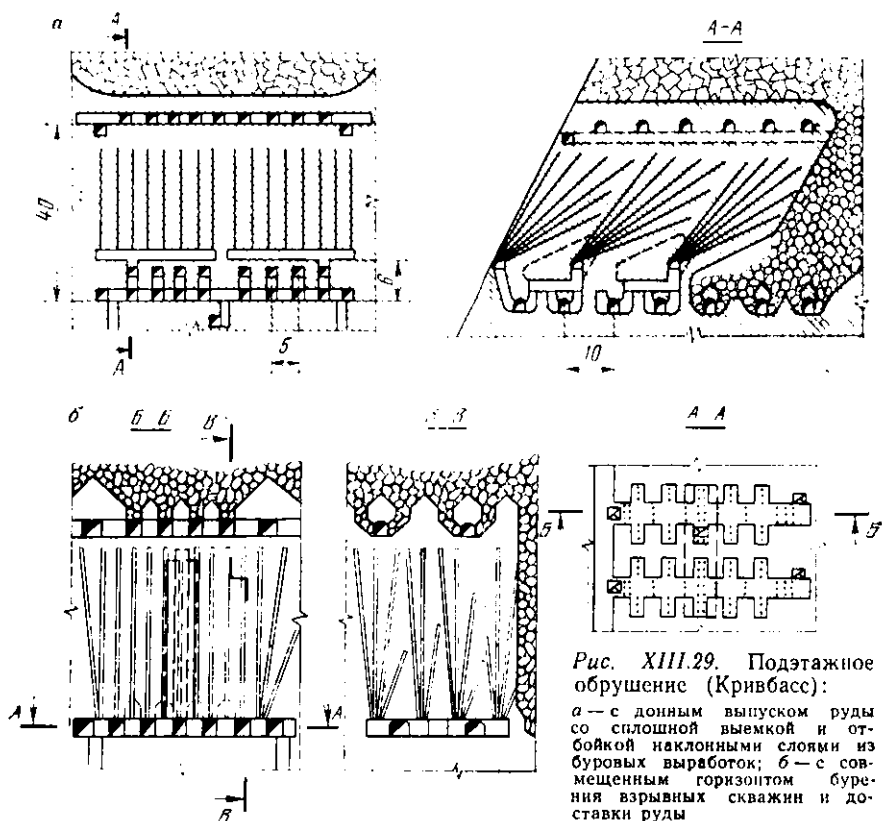


Рис. XIII.29. Подэтажное обрушение (Кривбасс):

а — с донным выпуском руды со сплошной выемкой и отбойкой наклонными слоями из буровых выработок; б — с совмещенным горизонтом бурения взрывных скважин и доставки руды

÷40 м при благоприятных горно-геологических условиях. Заметим, что высоту 15÷40 м имеют иногда и блоки этажного обрушения при пологом падении или неправильной конфигурации залежей ограниченной мощности.

Оптимальную высоту подэтажа можно определить по условию (XI.4) из расчета минимальной суммы затрат на подготовительно-нарезные работы, отбойку руды и поддержание выработок, а если от высоты подэтажа существенно зависят показатели извлечения руды, то добавляется и экономический ущерб от неполного извлечения.

В подэтажах высотой 20 м и более бурят скважины мощными перфораторами с независимым вращением бура или погружными пневмоударниками.

Доставка руды преимущественно скреперная, реже конвейерная, причем и скреперы, и конвейеры применяют иногда в комплексе с вибропобудителями.

По аналогии с этажным принудительным обрушением, подэтажное обрушение осуществляют со сплошной выемкой панели или с компенсационными выработками.

При сплошной выемке отбивают руду вертикальными или крутонаклонными (см. рис. XIII.29) слоями. Наклон слоев к взорванной части подэтажа улучшает дробление руды, если он согласован с системой густых трещин, и уменьшает слеживание. В варианте с компенсационными выработками последние представляют собой вертикальные щели.

Подэтажное обрушение с донным выпуском руды широко применяют только в ПО «Кривбассруда», в рудоуправлениях им. Дзержинского, им. Кирова и им. К. Либкнехта при рудах с коэффициентом крепости $4 \div 8$ (эти руды малоустойчивы). Глубина разработки 600—1000 м. Применяют буровые станки НКР-100 и КБУ-1 и скреперную доставку руды. Кондиционный кусок — 400 мм.

Скреперные орты закрепляют податливой арочной металлической крепью с затяжкой деревом, внедряется затяжка проречно-вытяжным листом. Конструктивные особенности применяемых вариантов следующие. Этаж высотой 80—90 м отрабатывают подэтажами высотой 25—40 м; меньше значения принимаются при менее устойчивой руде и меньшей глубине работ.

Основные варианты (см. рис. XIII.29): 1) со сплошной выемкой и отбойкой в зажиме наклонными в сторону обрушения веерами скважин; 2) с вертикальной компенсационной щелью и с отбойкой из специальных выработок; 3) то же, с отбойкой из скрепленных выработок.

В последнем случае выпускные воронки образуют скважинами одновременно с обрушением руды. Объем подготовительно-нарезных работ сокращается на 20—25 %. Однако, для бурения необходимо оставлять окна в крепи, в связи с чем отбойка из скреперных выработок не получила распространения.

Показатели подэтажного обрушения с донным выпуском в ПО «Кривбассруда» следующие. Расход ВВ на отбойку 200—250 г/т на вторичное дробление 35—50 г/т. Скреперные установки мощностью 30 кВт при расстоянии доставки 5—25 м доставляют в рудоспуск длиной 10 м и 100—150 т/смену, а при длине рудоспуска 40—60 м до 400—500 т/смену (в среднем 200 т/смену); производительность труда забойного рабочего 60 т/смену. Расход подготовительно-нарезных выработок $9 \div 14$ м/1000 т.

Внедрение самоходного оборудования можно предположить возможным при переходе на подэтажное обрушение с торцевым выпуском: расположение доставочных выработок в ненарушенном массиве позволит увеличить их сечение в свету до 3×3 м и оставлять в крепи окна для бурения.

Достоинства и недостатки подэтажного обрушения с донным выпуском противоположны указанным выше для подэтажного обрушения с торцевым выпуском. Можно полагать, что со временем оно будет вытеснено подэтажным обрушением с торцевым выпуском.

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ИСКУССТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА

Системами разработки с искусственным поддержанием очистного пространства называются системы, отличающиеся тем, что очистное пространство при выемке руды поддерживают закладкой или крепью, размещенной в очистном пространстве.

Работы по искусственному поддержанию очистного пространства входят в цикл очистной выемки. Характерная для этого класса система разработки горизонтальными слоями с закладкой кратко охарактеризована выше (см. гл. XI, § 2).

Классификация этих систем следующая:

Группа А. Системы разработки с закладкой:

1. Однослойная выемка с закладкой (в пологих маломощных залежах; закладывают выработанное пространство на всю высоту, составляя свободным рабочее пространство у забоя).

2. Горизонтальные слои с закладкой (слои вынимают, начиная с нижнего; каждый слой после выемки закладывают и с поверхности закладки отрабатывают следующий слой).

3. Наклонные слои с закладкой (отличается наклонным положением слоев для самотечного перемещения руды и закладочного материала).

4. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой (жильную массу вынимают обособленно, а подрабатываемые до необходимой ширины очистного пространства боковые породы оставляют как закладку).

5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой (блок погашают горизонтальными слоями, начиная с верхнего. По мере выемки слоя заполняют его твердеющей закладкой. Создаваемый таким путем закладочный массив служит искусственной кровлей для следующего, нижележащего слоя).

Группа Б. Системы разработки с креплением. (Крепь устанавливают вслед за выемкой руды и оставляют на месте установки навсегда. В залежах средней мощности и мощных пространство между элементами крепи закладывают).

Группа В. Системы разработки с креплением и последующим обрушением. (По мере выемки руды крепь передвигают, извлекают или разрушают, вызывая этим обрушение кровли).

1. Однослойная выемка с обрушением кровли (в маломощных пологих и наклонных залежах).

2. Слоеое обрушение (блок отрабатывают в нисходящем порядке горизонтальными слоями под защитой искусственной кровли, опускающейся под давлением обрушенных пород).

Все эти системы относительно дороги, но могут обеспечить малые потери и разубоживание руды, так как постоянные це-

лики не оставляются, а при извлечении отбитой руды очистное пространство поддерживается (и, следовательно, на отбитую руду не обрушаются пустые породы).

Системы применяются главным образом при ценных рудах или в сложных горно-геологических условиях: возгораемость руд; нельзя обрушать земную поверхность и т. п.

Экономическое сравнение этих систем с системами других классов может производиться по доходу из условия (XI.3).

На подземных рудниках СССР ими добывают более 20 % руд. Удельное их значение будет возрастать за счет более широкого применения систем с закладкой.

§ 2. ОДНОСЛОЙНАЯ ВЫЕМКА С ЗАКЛАДКОЙ

Эту систему применяют в пологих и наклонных залежах мощностью до 4—5 м; устойчивость руды может быть любой; чтобы можно было работать под обнаженной кровлей. Ценность руды — высокая или средняя. Применение оправдывается преимущественно в тех случаях, когда нельзя обрушать земную поверхность.

При использовании твердеющей закладки руду вынимают штрекообразными выработками-заходками, рудная стенка заходки играет роль опалубки. Так отрабатывают маломощные участки Талнахского месторождения. При сыпучей закладке выемку можно вести забоем — лавой по всей ширине панели.

Отбивают руду шпурами или скважинами уменьшенного диаметра. Доставляют руду самоходным оборудованием или скреперами, а в забое — лаве используют скребковый конвейер или многоковшовое скреперование.

Вслед за выемкой закладывают выработанное пространство.

Технико-экономические показатели близки к показателям системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, рассматриваемой ниже.

К этой системе с некоторой условностью можно отнести вариант, отличающийся креплением призабойного пространства. Применяется при мягких рудах и неустойчивой кровле. Выемку ведут забоем — лавой; в горный комплекс входят комбайны для механической отбойки и передвижная механизированная крепь. Позади крепи выработанное пространство закладывают.

§ 3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой или, сокращенно, горизонтальные слои с закладкой это — система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой выемку ведут горизонтальными (или слабонаклонными) слоями, начиная с нижнего слоя; каждый

отработанный слой закладывают, поверхность закладки служит платформой для рабочих и оборудования, занятых на очистных работах (см. рис. XI.9).

Закладка поддерживает бока очистного пространства. Руду отбивают на поверхность закладки и доставляют механизированным способом.

Условие применения: 1) устойчивая руда, так как под обнаженным рудным массивом работают люди; при малой мощности залежи допустима пониженная устойчивость руды, в связи с малым пролетом обнажения; 2) боковые породы любой устойчивости, на крутых залежах применения данной системы разработки наиболее целесообразно при неустойчивых боках; 3) мощность и угол падения залежи могут быть любыми, но в пологих залежах мощность должна быть не ниже средней, иначе не потребуются деление на слои. Наиболее часто встречается эта система при высокой ценности, возгораемости руды или при наличии над рудным телом зданий, сооружений, водоемов и т. п.

Варианты с сыпучей закладкой применяются в маломощных крутых залежах, блоки располагаются по простиранию. Высота этажа от $35 \div 40$ до $50 \div 60$ м и в крутых залежах. Длина блока от 30 до 100 м по условию доставки руды скрепером или легкими погрузочно-доставочными машинами.

На горизонте откатки в залежах малой и средней мощности проходят рудный штрек. Блок подготавливают восстающим, пройденным на границе или посередине блока.

Очистную выемку начинают с уровня кровли штрека и оставляют над ним целик толщиной $2 \div 5$ м. Отбойка руды обычно шпуровая, доставка — механизированная в рудоспуски. На поверхности каждого слоя закладки (исключая плотную гидравлическую закладку) устраивают настил. На бурении и доставке используют оборудование переносное (перфораторы на колонках и скреперные установки) или самоходное. Последнее — преимущественно при гидравлической закладке или при бетонных настилах.

Увеличение высоты слоев повышает производительность работ, но, вместе с тем, увеличивает обнажение боковых пород и затрудняет контроль за состоянием кровли. Обычно высота слоя $2-2,5$ м; верхний предел определяется правилами безопасности.

Обязательно соблюдение специальных мер по контролю за состоянием боков и кровли.

Отбивают руду вертикальными или горизонтальными шпурами; при вертикальных шпурах расширяется фронт бурения, но необходима устойчивая кровля во избежание заколов.

На отдельных зарубежных рудниках увеличивают высоту слоя до $4,5 \div 5$ м, высота открытого пространства достигает $7 \div 8$ м. Бурят шпуры (вверх под углом 70°) буровыми установками. Выравнивают кровлю «контурным» взрыванием го-

горизонтальных шпуров, л. н. с. и расстояние между этими шпурами уменьшают в 1,5 раза против обычных величин, взрывание — детонирующим шпуром без патрона-боевика.

По окончании доставки руды из слоя разбирают настил, иногда зачищают в рудоспуск верхнюю часть закладки, обогащенную рудной мелочью, и производят закладку. Материал для нее подают с вышележащего горизонта по блоковому восстающему. Для разравнивания материала используют ту же скреперную установку, что и для доставки руды.

Применяют гидравлическую закладку обесшламленными хвостами обогатительных фабрик или природным песком. Песок и хвосты подают в забой по гибкому шлангу диаметром $55 \div 100$ мм.

При малоустойчивых боковых породах оставляют между кровлей забоя и закладкой пространство высотой только $0,4 \div 0,5$ м, а при более устойчивых породах — на высоту слоя.

В закладке по мере повышения ее поверхности наращивают рудоспуски стальными трубами (диаметром $500 \div 1200$ мм с толщиной стенок от $5 \div 7$ до $10 \div 15$ мм при абразивной руде) или крепью, обычно срубовой, а в маломощных залежах — распорной. Трубы пропускают до износа $20 \div 30$ тыс. т. руды, их перекрывают рельсовым грохотом с просветами, равными $\frac{1}{3}$ их диаметра. Иногда выкрепляют рудоспуски каменной кладкой на цементном растворе или железобетонными кольцами.

Расстояние между рудоспусками от $20 \div 60$ м при скреперной доставке руды и до 100 м и более при самоходных машинах.

Настил сверху закладки укладывают в каждом слое из металлических листов, деревянных щитов или старых конвейерных лент, а при разработке радиоактивных руд иногда покрывают настил брезентом. При таких настилах самоходные ПДМ могут применяться только пневматические легкого типа. На ряде рудников СССР, США и Канады для снижения потерь ценных руд или для того, чтобы использовать в забое самоходное оборудование, настилы делают бетонные толщиной 250—300 мм. Для этого разравнивают поверхность закладки и торкретируют ее жидким раствором быстротвердеющего бетона, например, цемент + песок (1:3) + добавка 5 % хлористого кальция или 1,5 % алюмината натрия; другой состав — $8 \div 15$ % цемента, остальное — хвосты обогатительных фабрик. Бетонный настил вдвое дешевле деревянного и уже через двое суток на нем можно работать самоходным оборудованием и отбивать руду. При отсутствии или недостаточной плотности настила обогащенная рудная мелочь может теряться в закладке, потери металла достигают 20 %.

При набрызгбетонных настилах толщиной $10 \div 12$ см и прочностью не менее 1,5—2 МПа могут применяться средние самоходные и тяжелые машины.

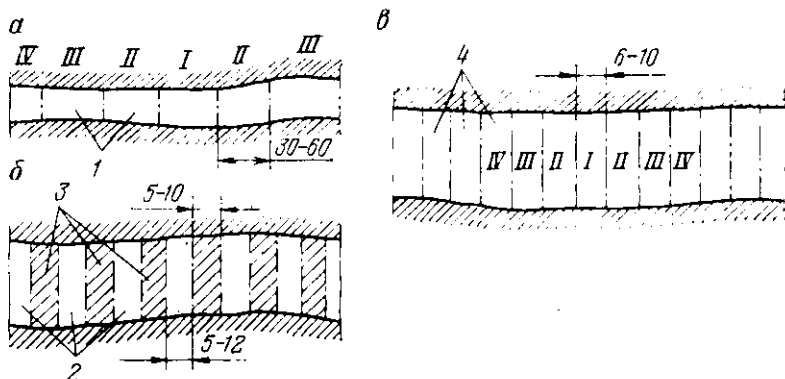


Рис. XIV.1. Порядок отработки этажа (в плане) при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой:

а — по простиранию блоками I; б — вкрест простирания камерами 2 с оставлением целиков 3; в — сплошная выемка с твердеющей закладкой в крутых залежах; 4 — секции; I, II, III, IV — порядок выемки

Свежий воздух с откаточного горизонта поступает в очистное пространство по одному из восстающих или по рудоспуску, свободному от руды, а загрязненный отводят по восстающему с другой стороны блока на вентиляционный горизонт.

Варианты с монолитной закладкой применяются: в мощных и средней мощности залежах; если нельзя нарушать массив вышележащих пород; при возгорающейся или очень ценной руде; при высоком горном давлении.

Выемка этажа может быть сплошной, т. е. прямым или обратным ходом без давления на камеры и целики, или камерно-целиковой (рис. XIV.1). Сплошная выемка, по сравнению с оставлением целиков, снижает опорное давление, что особенно важно на больших глубинах. Этаж (панель, участок) отрабатывают подряд по длине, обычно от центра к флангам, вертикальными лентами, которые вынимают горизонтальными (точнее с наклоном $3 \div 7^\circ$) слоями в восходящем порядке. На очистных работах используют самоходное оборудование, проводят уклон для заезда самоходного оборудования на все слои.

Высота этажа в крутых залежах при повсеместном применении твердеющей закладки и самоходной техники может быть резко увеличена — до 200—300 м. Объясняется это снижением роли факторов, сдерживающих рост высоты этажа, таких как затраты на вспомогательную доставку и на поддержание выработок.

В жильных месторождениях высота этажа ограничивается требованиями разведки.

Длина блока может быть существенно увеличена против обычных размеров и определяется эффективной длиной доставки самоходным оборудованием; на отдельных зарубежных рудниках достигает $200 \div 300$ м.

При использовании ПДМ целесообразно образовывать верхнюю часть слоя ($0,3 \div 0,5$ м) из быстросхватывающихся смесей, обеспечивающих через $1 \div 3$ сут прочность не менее 0,7 МПа при легких ПДМ, 1 МПа при средних, 1,5 МПа при тяжелых ПДМ (типа ПД-12).

Сцепление закладочного массива с рудным обычно хорошее; рудный массив, подработанный снизу и имеющий боковой контакт с затвердевшей закладкой, достаточно устойчив. То же может относиться даже и к слою толщиной лишь около 4 м, подработанному снизу, сверху и контактирующему с закладкой по одну сторону.

Рассмотрим особенности системы разработки горизонтальными слоями с закладкой на примере рудников **Норильского комбината**.

Работы ведутся на глубине $0,5 \div 1,0$ км. Рудные тела полogie, мощностью до 40 м, в среднем 20 м. Руды крепкие, устойчивые и средней устойчивости, легко возгорающиеся, очень ценные. Породы кровли в основном средней устойчивости и неустойчивые, обрушать их нельзя в связи с наличием над ними обводненных пород и неотработанных промышленных запасов руд. Закладка твердеющая, оборудование на очистных работах самоходное, дизельное, пневмоколесное.

Систему разработки горизонтальными слоями с закладкой применяют в следующем виде. Выемка сплошная (по предложению работников ИФЗ АН СССР и Норильского комбината, разработанному под руководством чл.-кор. АН СССР Д. М. Бронникова). Залежь отрабатывают от центра к флангам, забой пересекает всю залежь по длине (рис. XIV.2). Перпендикулярно к линии забоя пройдены полевые откаточные штреки, которыми нарезаны панели шириной 120 м (по условию эффективного использования ПДМ). Панель разделяют на вертикальные ленты шириной 8 м и вынимают их горизонтальными слоями.

Угол наклона слоев в соответствии с углом растекания закладки около 3° . Разрезную ленту, а следовательно, и другие ленты, располагают в плане по возможности так, чтобы слои располагались параллельно контактам залежи. Однако, это не всегда возможно, поэтому во многих лентах верхний и нижний слой укорочены.

Опережение выемки по вертикали в соседних лентах не менее 35 м от почвы слоя в первой ленте до поверхности закладки в очередной ленте.

Вентиляционный горизонт в плане имеет ту же схему, что и откаточный. Рудоспуски располагают, как правило, в каждой второй ленте, их укрепляют опалубкой с внутренним размером $1,4 \times 1,9$ м в подлежащем закладке пространстве.

Для перемещения самоходных машин проходят с каждой стороны залежи уклон от откаточного горизонта до ее почвы и затем рудный штрек по всей длине залежи. Из рудного

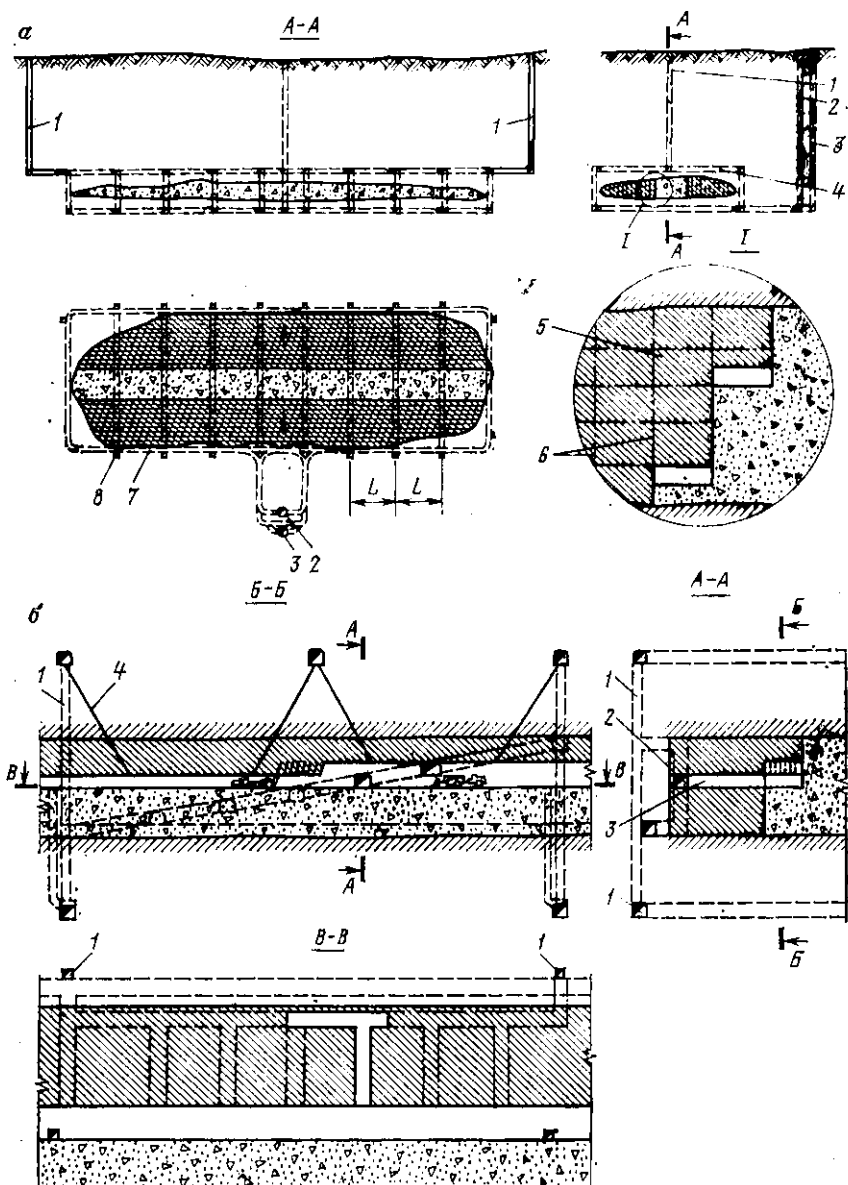
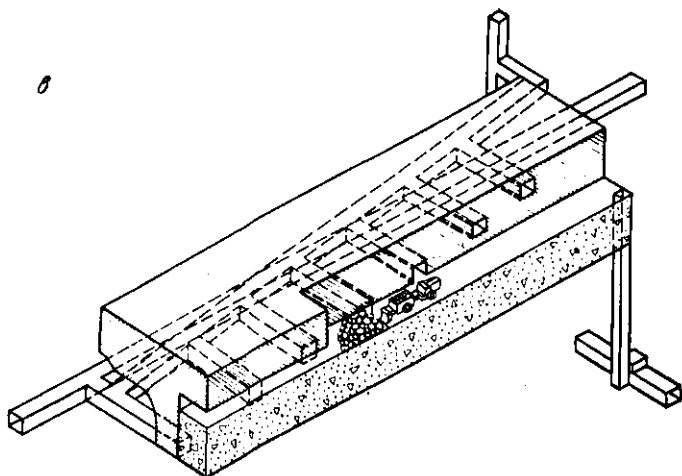


Рис. XIV.2. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой, — вариант с твердеющей закладкой и сплошной выемкой (Норильский комбинат): а — схема вскрытия, подготовки и порядок отработки месторождения (1 — воздухоотводящие стволы; 2 — воздухоподающий ствол; 3 — рукоподъемный ствол; 4 — закладочный горизонт; 5 — отбиваемый слой; 6 — границы выемочных лент; 7 — главный откаточный штрек; 8 — блоковый восстающий); б — отработка панели (1 — вентиляционно-закладочные восстающие; 2 — уклон; 3 — заезд на слой; 4 — скважины для подачи закладки); в — отработка панели, общий вид



штрека в каждой панели проходят уклон до кровли залежи, из которого нарезают заезды на слои. Сечение выработок для перемещения самоходного оборудования 4×3 м. По мере закладки панельные уклоны и слоевые заезды погашаются.

На очистных работах используют в основном бурильные самоходные установки «Буммер-135» (с тремя манипуляторами) и погрузочно-доставочные машины с ковшом грузоподъемностью $8 \div 12$ т.

Кондиционный кусок принят на руднике «Комсомольском», 500 мм, на «Октябрьском» — 300 мм (в обоих случаях это связано с условиями загрузки скипов), что не соответствует возможностям мощных ПДМ. Предполагается соорудить подземную дробильную установку и увеличить кондиционный кусок до $600 \div 800$ мм.

К началу бурения высота слоя составляет 3,5 м, а высота свободного пространства 7 м, так как высота одного слоя недостаточна для работы буровой установки «Буммер-135» (рис. XIV.3). Бурят вертикальные или наклонные (под 70° в сторону отбойки) шпуров диаметром $42 \div 56$ мм глубиной 3,5 м по сетке от $0,5 \times 0,5$ до $0,8 \times 0,8$ м, удельный расход ВВ $1,3 \text{ кг/м}^3$. Производительность установки $300 \div 400$ м/смену. Когда кровля обурена, подают в слой закладочную смесь через скважину диаметром 150 мм длиной до 120 м (для верхнего слоя бурят и вторую скважину для отвода воздуха) и возводят закладку на высоту 3,5 м; высота оставшегося свободного пространства 3,5 м. Верхние полметра закладочного слоя выводят из смеси повышенной прочности — с расходом цемента 350 кг/м^3 против 250 кг/м^3 в основной части слоя. Через 2—3 дня по поверхности закладки могут передвигаться самоходные машины. А сбоку в очередной ленте можно вести

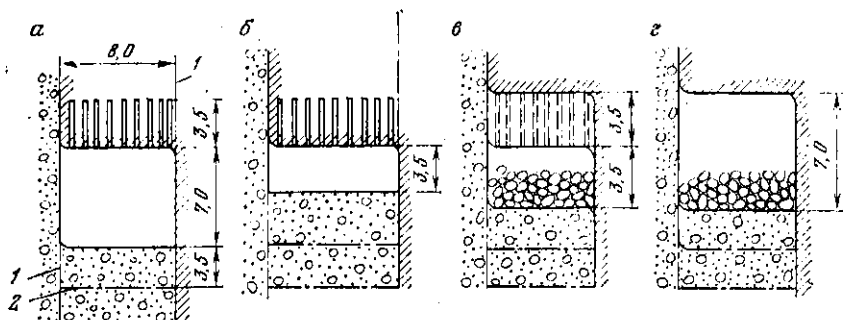


Рис. XIV.3. Выемка слоя. Вертикальный разрез поперек ленты (Норильский комбинат):

а — слой обурен; б — слой заложен; в — взрывание шпуров; г — оборка кровли, погрузка и доставка руды; 1 — границы лент; 2 — границы слоев

работы, когда прочность закладки достигнет 1 МПа, что бывает через 4 дня.

После закладки взрывают шпуров — с коротким замедлением по 2÷3 поперечных ряда, либо продольными рядами, начиная с ближнего ряда к заложенной ленте.

В последнем случае разрыхление руды происходит за счет некоторого уплотнения закладки, причем она поглощает сейсмические волны. Длина взрывающей части ленты ограничивается по условию сейсмике взрыва и составляет до 20 м. Результаты при продольных рядах хорошие и по дроблению, и по сохранению закладочного массива.

После взрывания производят тщательную оборку кровли со специальных самоходных машин. Затем приступают к погрузке и доставке руды, производительность ПДМ 500÷÷700 т/смену. Высота свободного пространства после доставки руды снова достигает 7 м и тогда приступают к бурению шпуров.

Перед закладкой слоя производят полную его зачистку, отбивают оставшиеся «примазки» руды к закладке и т. п. и производят активировку комиссий из горняка, геолога и маркшейдера о том, «что слой готов к закладке». При этом замеряют прямым методом потери отбитой руды в накатанном слое закладки (проводят в нем борозды), в углах слоя и на образовавшихся уступках, где ее невозможно зачистить, и потери массивной руды в углах нижнего и верхнего слоев (все потери в сумме составляют лишь около 1,5 %).

Бурение, доставку руды и оборку кровли производят бригады со специализированных участков по нарядам добычного участка. Закладку ведет закладочный участок. В составе добычного участка находятся горнорабочие очистного забоя («ГРОЗ»), они обеспечивают фронт работ специализированным бригадам: проводят нарезные выработки, включая сбойки

на слон, подводят энергию, возводят закладочные перемычки, производят текущую дополнительную оборуку кровли по мере необходимости (для этого на участке есть кровлеоборочная машина). При глубине разработки 700 м и более в большинстве панелей предварительно отработывают 4-метровыми заходками подкровельный 3,5-метровый слой; закладывают его смесью с повышенной прочностью, с металлической арматурой в нижней двухметровой части. После этого ведут выемку горизонтальными слоями снизу вверх. Предварительной выемкой подкровельного слоя преследуют цель разгрузить нижележащий рудный массив, снизить удароопасность его и уменьшить горное давление на подготовительные выработки. Дополнительные затраты на опережающую выемку не столь велики, так как в связи с устойчивостью кровли верхний слой в любом случае приходится вынимать заходками шириной около 4 м.

Производительность труда забойного рабочего по системе разработки составляет 60÷80 т/смену, расход подготовительно-нарезных выработок очень мал — только 2 м или 22 м³ на 1000 т руды.

Особенности системы разработки горизонтальными слоями с закладкой на слюдяных месторождениях. Из отбитой шпуровыми зарядами руды отбирают крупные кристаллы слюды, а крупные куски руды с видимыми кристаллами отсеивают в забое на виброгрохоте и доставляют отдельно на обогательную фабрику. Применяется пока и менее механизированная схема работ: крупные слюдосодержащие куски дробят вручную для извлечения кристаллов, отсортированную породу оставляют в забое как закладку.

Охрана труда. Ширина лент или камер ограничивается по условию устойчивости кровли. Высота слоя принимается обычно 2,5 м, при использовании самоходного оборудования может быть увеличена до 3,5 м при обязательных специальных мерах контроля за состоянием кровли и боков очистного пространства.

Все ходки должны быть перекрыты лядами, а рудоспуски — решетками. Необходимы ежедневные осмотр и оборука кровли перед началом работ.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка системы разработки горизонтальными слоями с закладкой. При крепкой руде в месторождениях средней и большой мощности:

производительность блока (камеры, ленты) от 1500÷3000 до 4000÷6000 т/мес при использовании самоходного оборудования;

производительность труда забойного рабочего от 15÷20 до 60÷80 т/смену и больше при твердеющей закладке и самоходном оборудовании; потери руды (при плотном настиле или твердеющей закладке) от 1—2 до 5 %; разубоживание руды от 1÷3 до 10 % за счет подработки вмещающих пород при

неправильных контурах и за счет засорения монолитной закладки; удельный расход подготовительно-нарезных выработок $2 \div 5$ м/1000 т.

Таким образом, эта система разработки при обычных способах закладки является более трудоемкой, чем системы предшествующих классов, а при твердеющей закладке и использовании самоходного оборудования дает высокую производительность труда, но требует увеличенных затрат на твердеющую закладку. Потери и разубоживание руды небольшие.

К основным направлениям усовершенствования относятся: применение твердеющей закладки из дешевых местных материалов или гидравлической закладки с бетонными настилами; повышение использования самоходного оборудования.

Экономическое сравнение этой системы с рассмотренными выше может производиться по доходу из условия (XI.3).

Пример. Требуется сравнить подэтажное обрушение (1) и систему разработки горизонтальными слоями закладкой (2) в условиях средней мощности крутого месторождения крепких руд.

Исходные данные:

$$n_1 = 0,13, \quad n_2 = 0,05, \quad p_1 = 0,15, \quad p_2 = 0,03,$$

$$H_{п1} = 0,92, \quad H_{п2} = 0,94, \quad c_{д1} = 4,5 \text{ руб/т},$$

$$c_{д2} = 6,5 \text{ руб/т}, \quad c_{т1} = c_{т2} = 0,5 \text{ руб/т},$$

$$c_{п1} = 2,8 \text{ руб/т}, \quad c_{п2} = 2,9 \text{ руб/т}, \quad A_k = 35 \%,$$

$$Ц_k = 600 \text{ руб/т}.$$

Время отработки блока при сравниваемых системах разработки 8 мес, поэтому $E_{пк}$ можно не учитывать. Содержание металла в руде дано для двух случаев.

Решение. I случай $A_{руд} = 7 \%$.

По формуле (XI.3) определяем удельный доход до погашения 1 т запаса руды при сравниваемых системах разработки:

$$\partial_1 = \frac{1 - 0,13}{1 - 0,15} \left[600 \frac{7,0}{35} 0,92 (1 - 0,15) - (4,5 + 0,5 + 2,8) \right] = 88,1 \text{ руб};$$

$$\partial_2 = \frac{1 - 0,05}{1 - 0,03} \left[600 \frac{7,0}{35} 0,94 (1 - 0,03) - (6,5 + 0,5 + 2,9) \right] = 97,9 \text{ руб}.$$

Так как $\partial_1 < \partial_2$, предпочтение следует отдать системе разработки горизонтальными слоями с закладкой.

II случай. $A_{руд} = 0,9 \%$, остальные данные те же.

$$\partial_1 = \frac{1 - 0,13}{1 - 0,15} \left[600 \frac{0,9}{35} 0,92 (1 - 0,15) - (4,5 + 0,5 + 2,8) \right] = 4,36 \text{ руб.};$$

$$\partial_2 = \frac{1 - 0,05}{1 - 0,03} \left[600 \frac{0,9}{35} 0,94 (1 - 0,03) - (6,5 + 0,5 + 2,9) \right] = 4,08 \text{ руб}.$$

Так как $\partial_1 > \partial_2$, предпочтительнее система подэтажного обрушения.

§ 4. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Система разработки наклонными слоями с закладкой или, сокращенно, наклонные слои с закладкой это — система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой выемку руды ведут наклонными слоями, начиная с нижнего слоя; каждый отработанный слой закладывают, рудная масса и закладочный материал перемещают в очистном пространстве преимущественно самотеком по поверхности закладки.

Таким образом, эта система (см. рис. XIV.3) отличается от предыдущей наклонным положением слоев. В связи с этим закладка возможна лишь сухая.

Необходимые условия: 1) устойчивая руда; 2) малоустойчивые боковые породы (при устойчивых лучше применить камерную систему или систему с отбойкой из магазинов); 3) мощность залежи любая; 4) угол падения не менее $60-70^\circ$ и правильные контуры залежи, чтобы обеспечить по всей площади слоя необходимый угол (истинный) наклона; 5) ценная руда. Сочетание всех этих условий встречается редко.

Выемка обычно сплошная (см. рис. XIV.3); забой продвигают по длине этажа (участка), восстающий в этаже требуется только один (разрезной); отбойка шпуровая; руду, скатывающуюся по откосу, погружают и отвозят самоходным оборудованием; закладку доставляют до откоса самоходным оборудованием по вентиляционному горизонту.

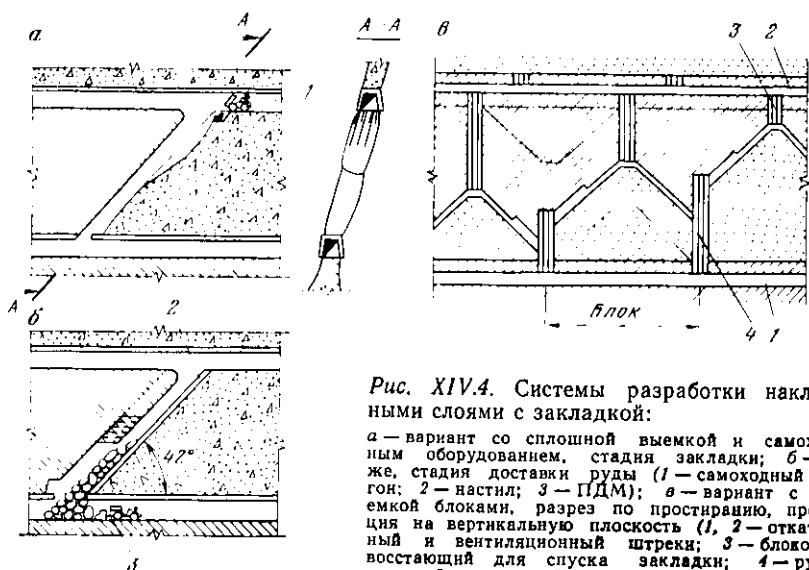


Рис. XIV.4. Системы разработки наклонными слоями с закладкой:

а — вариант со сплошной выемкой и самоходным оборудованием, стадия закладки; б — то же, стадия доставки руды (1 — самоходный вагон; 2 — настил; 3 — ПДМ); в — вариант с выемкой блоками, разрез по простиранию, проекция на вертикальную плоскость (1, 2 — откаточный и вентиляционный штреки; 3 — блоковый восстающий для спуска закладки; 4 — рудоспускной восстающий)

При переносном оборудовании применяют выемку блоками, закладку подают на откос из восстающего (рис. XIV.4). В блоке вынимают сначала треугольники в основании, затем — наклонные слои постоянной длины (основная стадия), после чего погашают треугольную потолочину.

Преимущества наклонных слоев снижаются по мере совершенствования механизации работ при горизонтальных слоях. Выемка наклонными слоями имеет жесткие условия применения, работы по устройству настила на наклонной поверхности менее удобны, твердеющая и гидравлическая закладка неприменимы.

Эта система применяется очень редко, главным образом при отсутствии благоприятных условий для гидравлической и молибдитной закладки.

§ 5. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ТОНКИХ ЖИЛ С РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКОЙ

Системой разработки тонких жил с раздельной выемкой называется система, при которой подрабатываемые боковые породы отбивают отдельно и оставляют в выработанном пространстве как закладку.

Эта система (рис. XIV.5) применяется в месторождениях мощностью менее $0,3 \div 0,4$ м, которые отрабатывают с подрывкой вмещающих пород с тем, чтобы создать минимально необходимую ширину очистного пространства (по Правилам безопасности — не менее 0,6 м при крутом падении залежи и не менее 0,8 м, обычно $1 \div 1,3$ м — при пологом).

Помимо указанного в наименовании этой системы признака, во всем остальном она аналогична системе разработки горизонтальными слоями с закладкой в крутых залежах или однослойной выемке с закладкой в пологих залежах.

Руда может быть устойчивой и похиженной устойчивости. Контакты жил должны быть четкими и правильными. Благоприятна различная крепость руд и боковых пород.

Применение оправдывается только при весьма ценной руде. Система распространена в ГДР, СРР, ЧССР; в СССР применяется редко.

При крутом падении подрабатывают бок жилы с той стороны, с которой имеется более четкий и правильный контакт или зальбанд, породы отличаются по крепости от руды и т. п. С опережением на слой отбивают руду, если она слабее, или пустую породу в ином случае.

Шпуров применяют уменьшенного диаметра, а при малой крепости руды заряды в шпуре рассредоточивают.

В отдельных случаях, при очень ценной и кусковатой руде, можно направлять непосредственно на металлургические слои, сначала подрабатывают боковые породы, а руду выемчат (шпуров, например, диаметром 32 мм распола-

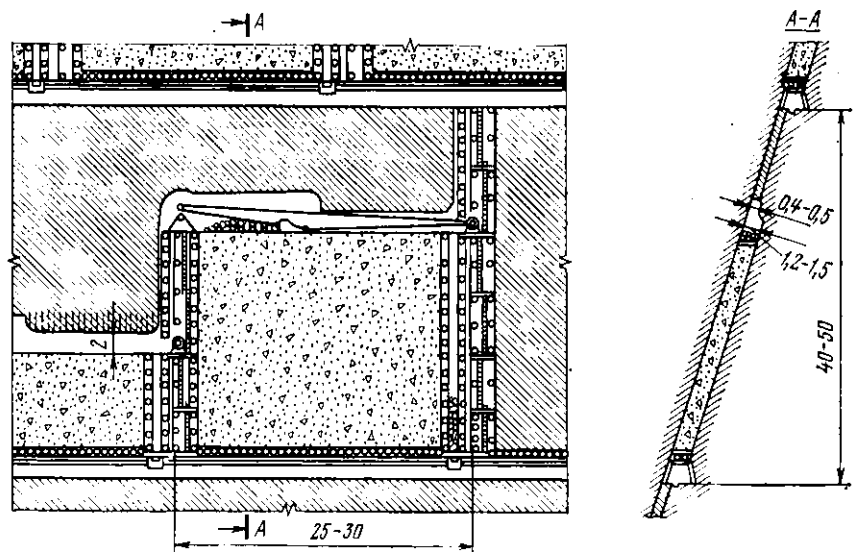


Рис. XIV.5. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой

гают через 0,8 м, закладывают в них по 50—100 г ВВ). «Штуфную» руду отсортировывают в забое вручную.

Подрабатываемую породу оставляют в закладке; излишек породы, если она получается, выдают из блока.

Ширина подработки боковых пород из условия полной закладки выработанного пространства

$$M_{\Pi} = M_p \frac{k_3}{(k_p - 1) k_{\Pi}},$$

где M_p — мощность жилы; k_p — коэффициент разрыхления породы в укладке (1,35÷1,5); k_3 — коэффициент заполнения выработанного пространства закладкой (0,75÷0,8); k_{Π} — коэффициент использования породы для закладки, учитывающий, что верхняя часть слоя закладки, обогащенная рудной мелочью, может быть счищена в рудоспуск, $k_{\Pi} = 0,85 \div 1,0$.

При распространенных значениях $k_p = 1,45$, $k_3 = 1$ и мощности жилы 0,3, 0,4, 0,5 м необходимая ширина подработки боковых пород составит (с округлением) соответственно 0,4, 0,55, 0,7 м, а общая выемочная мощность M_{Π} составит 0,7; 0,95; 1,2 м.

При большей выемочной мощности или при мощности жилы менее 0,3 м получается избыток отбитой породы, который выдают из блока.

При выемочной мощности 1—1,3 м и более доставляют руду маломощными скреперными установками с емкостью скрепера 0,15 м³; производительность около 25 т/смену. Расположение

поверхности закладки и настила по нормали к контактам залежи благоприятствует скреперованию, так как у лежащего бока скапливается отбитая масса.

Рудоспуски укрепляют в закладке металлическими трубами диаметром 300—500 мм или деревянными трубами диаметром около 700 мм.

Иногда руду и породу скреперуют в отдельные рудо- и породоспуски, последние оборудуют металлическим пневмолукком или вибропитателем.

В связи с узкой поверхностью закладки настил выполняют особенно тщательно. Используют железные листы или старые конвейерные ленты. При деревянном настиле укладывают на закладку доски, на них парусину или пластик и сверху опять доски для защиты парусины. Производительность труда рабочего на укладке деревянного настила $10 \text{ м}^2/\text{смену}$. После уборки руды счищают с парусины рудную мелочь в рудоспуски и снимают верхний слой закладки (на глубине $20 \div 30 \text{ см}$), обогащенный просыпавшейся рудной мелочью. Иногда вместо устройства настила бетонируют поверхность закладки (как при выемке горизонтальными слоями с закладкой).

Долгое время повсеместно стремились уменьшить до предела выемочную мощность. В семидесятых годах наметилась иная тенденция — увеличить выемочную мощность жилы до $1,2 \div 1,3 \text{ м}$ с тем, чтобы облегчить условия механизации работ и за счет этого снизить затраты.

В пологих залежах разрабатывают блок по восстанию. Руду доставляют к рудоспускам скреперами и конвейерами — скребковыми или иногда (в ГДР) передвижными пластинчатыми.

При мощности крутой жилы около $0,3 \text{ м}$ производительность блока составляет $100 \div 200 \text{ т/мес}$; производительность труда забойного рабочего $0,8 \div 2 \text{ т/смену}$ ($1,5 \div 2 \text{ м}^3/\text{смену}$ по горной массе), редко до $3 \div 4 \text{ т/смену}$; расход крепежного леса $0,008 \div 0,04 \text{ м}^3/\text{т}$; потери руды $7 \div 15 \%$; разубоживание $15 \div 50 \%$; расход подготовительно-нарезных выработок $20 \div 40 \text{ м}/1000 \text{ т}$. При благоприятных условиях разубоживание составляет около 15% (для сравнения: при совместной выемке руды и подрабатываемых пород — $50 \div 80 \%$).

В связи с раздельной отбойкой, уменьшением объема цикла, значительным объемом немеханизированных работ по разравниванию закладки, устройству, разборке и зачистке настилов и т. п. система с раздельной выемкой — одна из самых малопроизводительных и дорогих по расходам на очистную выемку.

Целесообразность применения ее можно определить сравнением с другой приемлемой в этих условиях системой по условию максимального дохода (XI.3).

§ 6. НИСХОДЯЩАЯ СЛОЕВАЯ ВЫЕМКА С ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ

Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой или, в полном наименовании, система разработки нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой это — система разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой блок отработывают горизонтальными (слабонаклонными) слоями, начиная с верхнего; каждый слой вынимают под искусственной кровлей из затвердевшего закладочного массива и заполняют твердеющей по мере отработки (рис. XIV.6).

Эта система разработки предназначена для выемки неустойчивых ценных руд, особенно при высокой возгораемости руд или при необходимости поддержания земной поверхности. Крутые залежи могут быть любой мощности, пологие должны иметь мощность не ниже средней (для деления на слои по вертикали). Вмещающие породы могут быть любой устойчивости.

Отработывают слой обычно заходками, которые проходят из ортов (штреков), нарезанных по границам блока.

Высота первого слоя $3 \div 3,5$ м, следующих слоев от $3 \div 3,5$ до $7 \div 8$ м. При высоте более 3 м должны применяться кровлеоборочные машины.

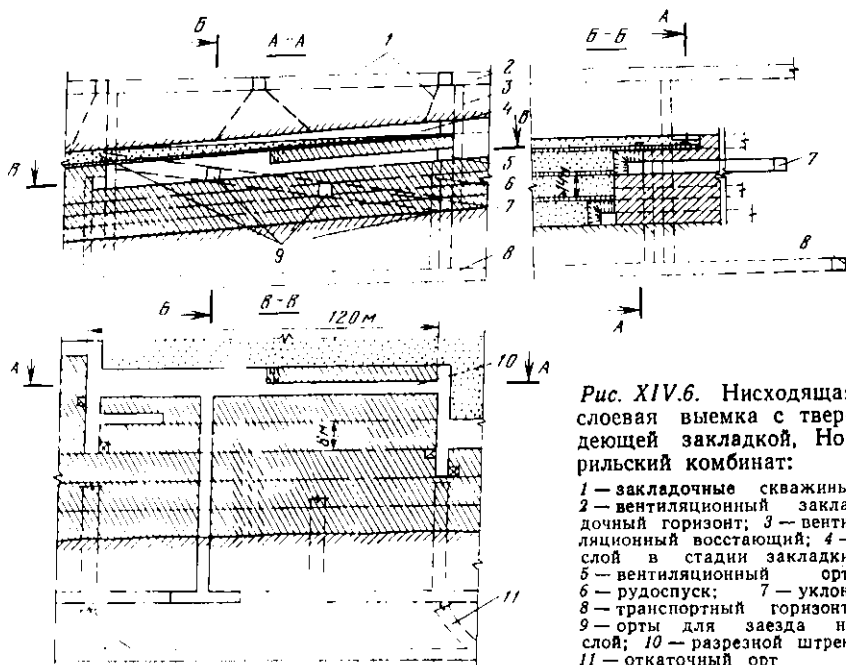


Рис. XIV.6. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, Норильский комбинат:

- 1 — закладочные скважины;
- 2 — вентиляционный закладочный горизонт;
- 3 — вентиляционный восстающий;
- 4 — слой в стадии закладки;
- 5 — вентиляционный орт;
- 6 — рудоспуск;
- 7 — уклон;
- 8 — транспортный горизонт;
- 9 — орты для заезда на слой;
- 10 — разрезной штрек;
- 11 — откаточный орт

Ширина заходок от $3,5 \div 4$ до $8 \div 10$ м, в зависимости от устойчивости закладочного массива. Для эффективной отбойки и использования самоходного оборудования желательно так подбирать состав закладочной смеси, чтобы можно было иметь ширину заходок $6 \div 8$ м. Наклон заходок — $3 \div 10^\circ$ — должен превышать угол растекания закладочной смеси. Заходки в смежных слоях смещают по отношению друг к другу, чтобы затвердевший материал не обрушался при его подработке.

Длина заходок — до $50 \div 70$ м при доставке руды пневматическими ПДМ и до 90 м при дизельных ПДМ.

Высота этажа $50 \div 60$ м, а в маломощных залежах — $35 \div 40$ м.

Заходки проводят с подъемом, а закладывают с противоположной стороны, т. е. под уклон, что обеспечивает заполнение их смесью под кровлю.

Отбивают руду шпурами. На бурении и доставке руды используют преимущественно самоходное оборудование.

Закладочную смесь обычно подают по скважинам, пробуренным с вентиляционно-закладочного горизонта через закладочный массив. Закладывать заходку, особенно нижнюю ее часть высотой $1,5 - 2$ м, следует по возможности без перерывов для получения монолитного закладочного массива. При очень ценных рудах перед закладкой целесообразно укладывать на почву пленку из синтетических материалов, чтобы исключить попадание рудной мелочи в заходку. Рядом с заложённой заходкой обычно можно начать работы через $5 \div 7$ сут, а снизу — не раньше чем через две недели.

На рудниках ГДР нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой применена как в обособленных пологих и наклонных залежах (заменив слоевое обрушение), так и в крутых тонких жилах.

В первом случае глубина разработки $300 \div 400$ м. Сечение заходок 4×4 м, их закрепляют деревом, неполными дверными окладами вразбежку. При выемке заходок применяют самоходные бурильные установки и погрузочно-доставочные машины — ковшовые дизельные с ковшом $1,5 \text{ м}^3$ и пневматические типа «Каво-300». Закладка набирает прочность 3 МПа через 12 недель, разрешается работать рядом с закладкой при прочности не менее 1,5 МПа. Арматуру не применяют. Предполагают перейти не менее прочную заходку верхней части слоя высотой около 2 м.

В жилах работают на глубине около 1700 м, ширина заходок около 2 м. Закладочный материал тот же, что и на меньших глубинах.

На одном из рудников рассматриваемой системой разрабатывают на глубине около 150 м крутую залежь мощностью от 5 до 40 м, коэффициент крепости руды 10—18, твердеющую заходку применяли без арматуры (т. е. бетонную, а не железобетонную). Состав закладочной смеси: цемента 170 кг, песка

900 кг, воды 450 л в 1 м³ закладки. Прочность закладочного массива на сжатие через 7 дней превышает 1 МПа, через 28 дней — 3—3,5 МПа и достигает 4—5 МПа. Выемку ведут с помощью самоходного оборудования заходками сечением 4×4 м, закрепляют их неполными дверными окладами через 1÷1,5 м. Эта крепь почти не имеет несущей способности и может лишь «сигнализировать» об опасности обрушения. Заходки во всех слоях расположены по простиранию залежи, но в каждом слое смещены по мощности по отношению к вышележащему слою. При невыполнении этого условия был случай выпадения бетона вышележащей заходки. Производительность труда на очистных работах около 7 м³/смену.

На глубинах 500÷1000 м и более вести выемку без крепления заходок можно, как правило, либо при увеличенной прочности закладочных смесей и при образовании в нижней части слоя как бы железобетонной конструкции за счет укладки в заходке металлических элементов перед заполнением ее закладкой. Эти элементы могут быть подвешены к металлическим лежням вышележащего слоя. На почве (перед закладкой их) целесообразно укладывать металлическую сетку с ячейками 50×50 мм или 100 мм из проволоки толщиной 2—5 мм поверх лежней из рельсов или бревен; лежни прикрепляют к лежням вышележащего слоя тросами, которые могут выдерживать тяжесть отслоившейся части закладочного массива толщиной примерно до 0,8 м.

Пока лишь на отдельных рудниках есть варианты с забоем — лавой и передвижной механизированной опалубкой из щитов или воздушнонаполненных оболочек.

При разработке небольших обособленных залежей руд средней крепости, применении легких ПДМ и площади блока 1000÷1500 м² производительность блока 7÷10 тыс. т/мес; производительность труда забойного рабочего 30 т/смену; расход подготовительно-нарезных выработок 8÷12 м/1000 т; потери руды 3÷5 %; разубоживание 8÷10 %.

Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой применяется пока лишь на отдельных рудниках, но имеет большие перспективы в связи с увеличением глубины разработки и, в частности, в связи с предстоящим вовлечением в эксплуатацию богатых железных руд КМА, расположенных на глубине 500 м и более в виде очень мощных (до 400 м и более) залежей малоустойчивых руд под обводненными породами.

Вариант нисходящей слоевой выемки с применением железобетонных перекрытий. Применен на французском руднике в крутых жилах мощностью 3—10 м; руда богатая, средней устойчивости. Боковые породы у контактов, в зонах шириной примерно по 1 м, слабые, а далее — устойчивые. При выемке жилы засорение руды боковыми породами должно быть сведено к минимуму.

Полная закладка слоев заменена железобетонными потолочинами в каждом слое. При толщине слоя 4,5 м толщина потолочины составляет 1,5 м. Несущая часть потолочины толщиной около 0,5 м представляет собой железобетонное перекрытие, армированное металлической сеткой. Сетка крепится анкерами длиной около 2,5 м к бокам очистного пространства.

Состав твердеющей смеси: песок 1150 кг/м³; щебень крупностью до 20 мм 1150 кг/м³, цемент 150 кг/м³, вода 7 % по массе. Смесь полусухая, ее утрамбовывают вибрационным катком. Выше несущей части потолочины смесь не армируют и не утрамбовывают, назначение ее — смягчить удары и сотрясения от возможных падений отслоившихся со стенок кусков породы.

В рассматриваемом варианте состав смеси и параметры могут быть и другими, чем в приведенном примере.

Кровля должна иметь среднюю устойчивость, при которой верхний слой блока можно отработать без крепления. Это необходимо, чтобы уложить на почве слоя сплошную металлическую сетку и возвести сплошные по площади перекрытия. Кровля может быть закреплена штангами.

Вариант позволяет на много (в рассмотренном примере — в 3 раза) сократить объем закладочных работ против полной закладки. Пригоден для выемки крутых залежей малой и средней мощности, в которых бока залежи являются стенками блока.

§ 7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ

Отличительные особенности этих систем: 1) применение крепи, поддерживающей породы извне и, следовательно, размещаемой в выработанном пространстве (в отличие от штанговой крепи, размещаемой в массиве поддерживаемых пород); 2) оставление крепи на месте ее установки в выработанном пространстве и после выемки руды, чем определяется использование только деревянной крепи.

Применяют эти системы при неустойчивой руде. Вынимают блок сравнительно небольшими частями шириной до 1,5—3,5 м и вслед за выемкой регулярно устанавливают крепь — распорную (в маломощных залежах), в виде крепежных рам или, реже, станковую.

В месторождениях мощных и средней мощности вместе с крепью необходимо применять закладку, иначе пространственная решетка из крепи не может противостоять горному давлению.

Условия применения. В мощных и средней мощности залежах системы с креплением применяются только при неустойчивой руде, так как в иных случаях могут быть использованы системы с закладкой, которые также обеспечивают полную выемку руды. Вмещающие породы могут быть любой устойчивости. В маломощных залежах, где возможна распорная крепь,

системы с креплением могут применяться и при устойчивой руде, если боковые породы слабые.

Мощность и угол падения залежи могут быть любыми. Ценность руды высокая.

Системы с креплением обеспечивают малые потери и разубоживание руды даже в сложных горнотехнических условиях. Наряду с этим системам с креплением присущи самые низкие показатели производительности труда, интенсивности выемки и себестоимости добычи, а также большой расход крепежного леса (около 15 % выработанного пространства заполняют крепью), отсюда — загрязнение рудничной атмосферы при гниении крепи, усложнение шахтного хозяйства, опасность в пожарном отношении.

Системы разработки с креплением ранее применялись часто, теперь почти не встречаются.

§ 8. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ПОСЛЕДУЮЩИМ ОБРУШЕНИЕМ

Удельное значение этих систем на подземных рудниках СССР составляет почти 10 %.

Маломощные пологие и наклонные залежи отрабатывают сразу на полную мощность, в остальных условиях выемку ведут горизонтальными или слабонаклонными слоями, начиная с верхнего слоя.

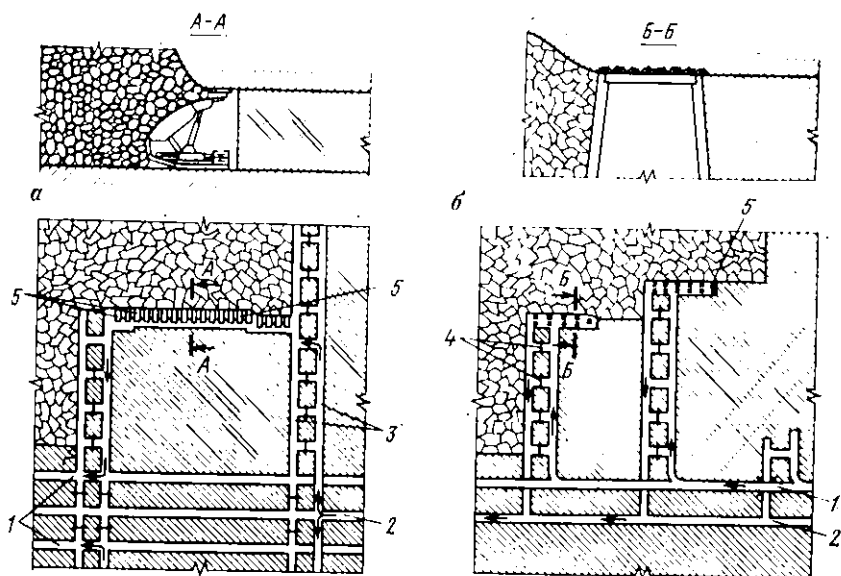


Рис. XIV.7. Столбовая система с обрушением (схема):

а — выемка лавами; б — выемка заходами; 1 — основной штрек; 2 — основной вентиляционный штрек; 3 — выемочные штреки; 4 — сбойки; 5 — крепь

Вынимают руду частями небольшой высоты и ширины. Выработанное пространство регулярно закрепляют вслед за выемкой руды, а затем с небольшим отставанием от выемки крепь передвигают, или извлекают, или разрушают, а выработанное пространство заполняется обрушенными вмещающими породами (рис. XIV.7).

Породы обрушают для того, чтобы снизить давление на крепь у забоя и предотвратить внезапное самообрушение больших масс пород, подработанных на обширных площадях.

Запрещается применять эти системы в том случае, если требуется сохранять земную поверхность, а также при наличии в налегающих породах плывунов, неосушенных песков, суглинков, а также карстов, заполненных водой или газом. Исключения возможны, если соотношение высоты налегающей толщи пород (или водоупорной толщи) с выемочной мощностью залежи достаточно велико для того, чтобы обрушение кровли не вызвало нарушения земной поверхности (или сквозных нарушений в водоупорной толще).

В связи с креплением эти системы относятся к числу сравнительно дорогих, но потери и разубоживание руды могут быть сведены к минимуму, так как извлекают отбитую руду под защитой крепи, а если блок погашают послойно, то рудная мелочь просыпается в нежележащие слои, вынимаемые позже.

§ 9. СТОЛБОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ

Столбовой системой разработки с обрушением называют применяемую в маломощных пологих и наклонных залежах систему разработки с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой вынимают руду одним слоем, рабочее пространство у забоя поддерживают крепью, по мере выемки руды крепь передвигают вслед за забоем (или извлекают, а у забоя ставят тогда новую крепь), вызывая этим обрушение кровли позади крепи (см. рис. XIV.7).

Налегающие породы должны быть неустойчивыми или средней устойчивости.

Шахтное поле (рис. XIV.8) разделяют штреками на прямоугольные блоки, называемые иногда столбами, откуда и происходит наименование этой системы разработки. (Лишь в отдельных случаях при небольшой площади залежи применяют сплошную выемку, т. е. вынимают запас шахтного поля как бы одним столбом).

Блок отрабатывают обратным ходом по длине. Кровлю у забоя поддерживают гидравлической передвижной крепью шитового типа либо индивидуальной металлической или, реже, деревянной крепью. По мере выемки механизированную крепь передвигают вслед за забоем, а индивидуальную извлекают. При мощности залежи до 1,5÷2 м и средней устойчивости кровли обрушают взрывными скважинами нижний слой кровли

толщиной $3 \div 4$ м из расчета заполнения обрушенными породами всего образовавшегося пространства.

Столбовая система с обрушением особенно широко применяется на марганцевых и калийных рудниках, встречается на рудниках цветных металлов и при разработке пластовых залежей железных руд во Франции (Лотарингия) и ФРГ. Применение ее на марганцевых и калийных рудниках освещено в отдельных параграфах.

Параметры. Для сокращения подготовительных работ размеры блоков должны быть максимальными. Однако они ограничиваются по условию достаточно интенсивной отработки блока, чтобы не развивалось большое горное давление и обеспечивалась требуемая производительность шахты. Ширина блоков, кроме того, ограничивается с точки зрения производительности доставки руды и составляет от $20 \div 40$ до $60 \div 80$ м при двусторонней выемке блока и до $100 \div 120$ м на калийных шахтах. Длина столба на калийных шахтах $1200 \div 1500$ м, на марганцевых $300-750$ м и на металлических рудниках $50 \div 100$ м.

Подготовка. Шахтное поле в горизонтальных залежах (см. рис. XIV.8) готовят основным, панельным и выемочными штреками (панельная подготовка), а при относительно небольшой ширине залежи — основным и выемочными штреками (беспанельная подготовка). Основные и панельные штреки чаще парные (см. рис. XIV.7) или вообще групповые, причем один из группы — вентиляционный — служит для отвода загрязненного воздуха.

Выемочные штреки обычно одинарные.

В пологих (но не горизонтальных) и наклонных месторождениях столбы располагают в основном длиной по падению, поэтому выемочные штреки заменяют наклонными восстающими.

Очистная выемка. Соседние столбы отрабатывают с опережением не менее $10 \div 15$ м для снижения горного давления. Вынимают руду забоем — лавой или заходками (см. рис. XIV.7).

При выемке заходками ширина их составляет $2,5 \div 6$ м, в зависимости от устойчивости кровли. Мягкие руды отбивают

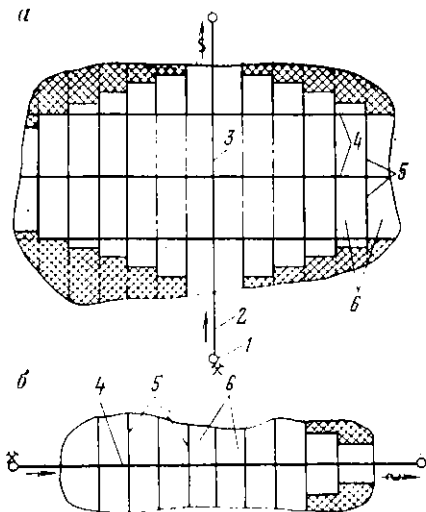


Рис. XIV.8. Столбовая система с обрушением, — схемы подготовки:

а — панельная; б — беспанельная; 1 — основной ствол; 2 — квершлаг; 3 — главный штрек; 4 — панельные штреки; 5 — выемочные штреки; 6 — столбы

с помощью комбайнов или шпурами с бурением электро- или пневмосверлами, а при более крепкой руде — пневматическими перфораторами. Доставляют руду обычно конвейерами, ленточными или скребковыми, при шпуровой отбойке погружают руду на конвейер погрузочной машиной.

По мере выемки заходку закрепляют металлическими или деревянными рамами с затяжкой кровли, иногда со штанговым креплением кровли (рудники Лотарингии).

В отработанных заходках производят посадку кровли. Для этого извлекают стойки с помощью каната и лебедки или разрушают деревянную крепь взрывом, высверливая в стойках отверстия и закладывая в них по полпатрона ВВ.

На венгерском бокситовом руднике «Кинчетбанья» применяют оригинальный вариант (по материалам М. Л. Жигалова). Рудное тело имеет мощность от 1,5 до 20÷30 м, обычно 7÷8 м; угол падения 10÷15°. Руды богатые, преимущественно мягкие, но с пропластками крепкого доломита. Кровля — доломиты и известняки. Столбы располагают по восстанию, длина 150÷300 м, ширина 80÷100 м. Выемка — двусторонняя от наклонного восстающего заходками — штреками сечением 4,2×3,2 м, пройденными у почвы залежи, с оставлением 3-метровых междуштрековых целиков. Выше штреков остается часть рудного тела толщиной обычно 4÷5 м. Штреки закрепляют рамами из гидравлических стоек и шарнирно-соединенных перекладов, изготовленных из легких сплавов на алюминиевой основе. Руду в кровле и боках штрека разбуривают веерами шпуров и обрушают обратным ходом, извлекая предварительно крепь. Кровля обрушается с отставанием на 5—8 м, и, таким образом, отбитая руда размещается под необрушенной частью кровли. Убирают эту руду погрузочно-доставочными машинами с дистанционным управлением, которое осуществляют из закрепленной части выработки. Используют пневматические машины бункерные типа «Каво-310» и мощные дизель-электрические ковшовые. Отвозят руду в наклонный восстающий, по которому скреперной установкой мощностью 100 кВт доставляют до этажного штрека, оборудованного ленточным конвейером. Производительность труда забойного рабочего 25 т/смену и более. Участки залежи с увеличенной мощностью отрабатывают слоями высотой 6÷8 м, начиная с верхнего слоя. Каждый слой вынимают так, как сказано выше. После выемки столба приостанавливают работы на участке на 0,5 года, за это время породы обрушенной кровли уплотняются до состояния массива.

Выемка лавами производительнее, но требует более устойчивой кровли. На границе столба проходят разрезной штрек, из которого открывают лаву. Методы отбойки и доставки руды в лавах примерно такие же, как и при выемке заходками.

При взрывной отбойке в лавах у забоя оставляют как бы «буфер» из взорванной массы во избежание разлета кусков,

что затруднило бы доставку руды, повысило ее потери и вызвало бы повреждение крепи. Для создания этого «буфера» применяют переносные щиты из металлических стержней или барьеры из деревянных брусьев, либо доставляют руду с противоположной стороны от навала.

При скреперной доставке используют многосекционные скреперы.

Крепь металлическая. При механической отбойке используют механизированные щитовые комплексы (с гидрофицированной крепью при необходимости в плавной посадке кровли).

При взрывной отбойке также внедряют комплексы; в комплекс входят бурильная машина, погрузочные средства, конвейер, крепь, щит для предохранения крепи от ударов взорванной рудой. Такой комплекс создан, в частности, на золотых рудниках ЮАР. Бурильную машину монтируют на конвейере, руду подвижным лемехом погружают на цепной конвейер длиной 40 м, состоящий из 1,5-метровых секций — рештаков. Приводы лемеха и конвейера — гидравлические для уменьшения габаритов приводных головок в связи с малым свободным местом на концах забоя. Масло в эти приводы подает насос с электродвигателем мощностью 30 кВт. Конвейер и подающую крепь с секционным щитом передвигают гидродомкратами.

При выдержанной мощности и длине лавы порядка 30 м иногда применяют отбойку скважинами, выбуриваемыми параллельно забою лавы (трест «Чиатурмарганец» — в порядке эксперимента; рудники «Конрад», ПНР, «Уайт—Пайн», США).

Проветривание при наличии парных штреков осуществляется сквозной струей (см. рис. XIV.7), а при одианных штреках воздух подают в забой вентиляторами по трубам.

Охрана труда. Не допускается отставание крепи от забоя больше определенной величины, зависящей от устойчивости кровли (при слабой кровле — 1,3 м). При извлечении крепи могут находиться в заходке только рабочие-посадчики. В случае задержки обрушения кровли нельзя работать в смежном забое до проведения обрушения.

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка. При мягких рудах и механической отбойке обеспечивается высокий уровень механизации работ, производительность столба достигает 25 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего — 75÷85 т/смену. При крепкой руде и буровзрывной отбойке производительность столба 6÷10 тыс. т/мес, производительность труда забойного рабочего 12÷25 т/смену. Потери руды 7÷20 %, разубоживание от 2÷5 до 20 %.

По сравнению со сплошной и камерно-столбовой системами снижаются потери руды, но возникают дополнительные затраты на крепь. Против однослойной выемки с закладкой затраты меньше, но обрушаются налегающие породы.

§ 10. ОСОБЕННОСТИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ПРИ ДОБЫЧЕ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

В Никопольском (около 80 % запасов марганцевых руд СССР) и Чиатурском бассейнах разрабатывают горизонтальные пластообразные залежи марганцевых руд осадочного происхождения.

В Никопольском бассейне пласты мощностью $1,1 \div 3,1$ м залегают в неустойчивых песчано-глинистых породах на глубине $50 \div 100$ м. Коэффициент крепости руд преимущественно $2 \div 3$, редко до 6. На шахтах производительностью 250—400 тыс/год применяют электровозную откатку и клетевые стволы, а при производительности $1,2 \div 2,2$ млн. т/год — конвейерный транспорт от забоя до поверхности, включая подъем по наклонному стволу. Основным и панельные штреки крепят жесткой или ограниченно-податливой кольцевой металлической крепью, выемочные штреки — кольцевой податливой крепью из СВП-27. Около 85 % руды в бассейне доставляют конвейерами КЛЗС и Л-65, более 90 % руды погружают комбайнами типа МБЛ и погрузочными машинами ППН-1с.

Выемку ведут заходками и в опытно-промышленном масштабе — лавами со щитовыми механизированными комплексами из расчета расширения их применения в будущем.

На Чиатурском месторождении породы кровли более устойчивы, руда имеет коэффициент крепости 4—5. Выемку ведут главным образом лавами.

Вариант с выемкой лавами. Длина столба $700 \div 1000$ м, ширина $50 \div 100$ м при комбайновой отбойке и конвейерной доставке или $20 \div 30$ м при буровзрывной отбойке и скреперной доставке, применяемой в более крепких рудах.

При мягких рудах и неустойчивой кровле в Никопольском бассейне используют механизированные комплексы 20КП. В комплекс входят скребковый конвейер с установленным на нем шнековым комбайном КШ-1КГ, насосная станция, передвижная гидравлическая крепь оградительно-поддерживающего типа. Между выемочными штреками в конце столба проходят выработку, в которой монтируют комплекс. Отбивают руду полосами толщиной 0,63 м на всю мощность пласта и грузят на конвейер лемехом.

В тресте «Чиатурмарганец» при добыче руд с коэффициентом крепости 4 и более также применяют механизированные щитовые комплексы (типа ОКМР), но комбайны КШ-1Г используют только для погрузки отбитой руды на скребковый конвейер. Отбойка же производится шпуровыми зарядами, бурение шпуров — электрическими буровыми установками типа КБЭ-1. Отбитую руду грузят с помощью ленточных перегружателей ППМ-1 в электровозный транспорт.

Вариант с выемкой заходками. Применяется главным образом при слабой обводненной кровле, сложной гипсометрии пла-

стов. Длина столба $300 \div 600$ м, ширина $40 \div 80$ м при двусторонней выемке и $20 \div 40$ м при односторонней, применяемой для доработки столбов. Дальнейшее увеличение сдерживается недостаточной интенсивностью разработки, вызывающей большое горное давление. Ширина заходки $2,8 \div 3,5$ м.

В каждой панели очистные работы ведут в одном, двух или трех соседних столбах с опережением не менее $10 \div 70$ м.

В Никопольском бассейне руду с коэффициентом крепости $1 \div 3$ отбивают комбайнами МБЛМ и МБЛД, а доставляют ленточными забойными конвейерами. Внедряют более производительные комбайны КМШ.

Закрепляют заходки металлическими или деревянными рамами через $0,7 \div 1$ м, кровлю и бока затягивают обаполами.

При мощности пласта менее 1,5 м подрывают породы почвы и оставляют их в выработанном пространстве или выдают из шахты.

При комбайновой выемке производительность столба $6000 \div 9000$ т/мес, производительность труда забойного рабочего $17 \div 20$ т/смену. Объем подготовительно-нарезных работ $6 \div 7$ м/1000 т. Расход металла при металлическом креплении $0,3 \div 0,5$ кг/т. Потери руды $10 \div 12$ %, разубоживание $2 \div 7$ %.

§ 11. ОСОБЕННОСТИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ПРИ ДОБЫЧЕ КАЛИЙНЫХ СОЛЕЙ

Обрушение кровли над калийным пластом допустимо лишь в том случае, если возникающие водопроводящие трещины не достигают водоносного горизонта.

На Старобинском месторождении (ПО «Беларуськалий») до последнего времени считали водозащитной толщей только пласты каменной соли и исходили из того, что для обрушения кровли соотношение высоты этой толщи и выемочной мощности залежи должно быть не менее 40. На основании более поздних исследований считают, что имеющиеся под водоносным горизонтом глинисто-мергелистые породы большой мощности практически водонепроницаемы.

Поэтому столбовая система с обрушением может применяться почти на всем Старобинском месторождении.

Условия Старобинского и вообще калийных месторождений освещены выше (см. гл. XII, § 4).

При столбовой системе с обрушением на рудниках, разрабатывающих Старобинское месторождение, длина столба 1200—1500 м и более; выемку ведут забоем-лавой, длина лавы 100 м, лавы спаренные (рис. XIV.9). От выработок главного направления проходят панельный конвейерный штрек, а также конвейерные и вентиляционные штреки лав, разрезные выработки для монтажа забойного оборудования и разгружающие выработки для защиты вентиляционных штреков лав от опорного давления. Проходят выработки с помощью комбайнов ПК-8

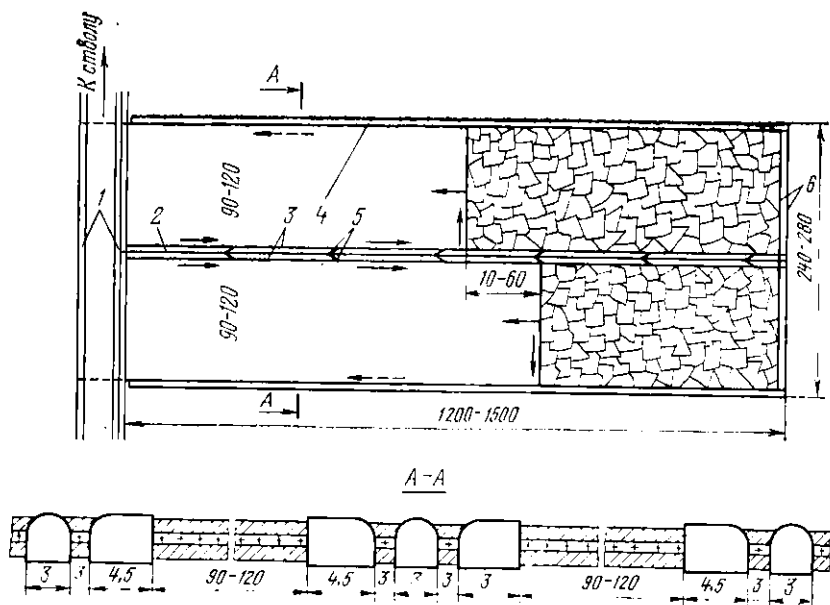


Рис. XIV.9. Схема подготовки столбов, ПО «Беларуськалий»:

1 — главный конвейерный, транспортные и вентиляционный штреки; 2 — панельный конвейерный штрек; 3 — конвейерные штреки лавы; 4 — вентиляционный штрек лавы; 5 — конвейерные сбойки; 6 — разрезной штрек

или «Урал-10КС». Крепление кровли штангами и меры против разрушения выработок и внезапных выбросов газа (а также организация работ) освещены выше в гл. XII, § 4. Ширина бортовых штреков лавы 4,5 м, что достаточно для выхода комбайнов на штреки и исключает надобность в разделке ниш по концам забоя лавы при очистной выемке.

Проветривают лаву за счет общешахтной депрессии.

Пласт представлен двумя силивинитовыми слоями с галитовым (каменная соль) пропластком. Применяют как раздельную, так и валовую (вместе с пропластком) выемку.

Раздельно вынимают оба слоя (двухслойная выемка), если мощность каждого из них не менее 0,8 м, а галитового пропластка, служащего перекрытием, — не менее 0,5 м. Выемкой одного слоя (однослойная выемка) ограничивается при мощности другого слоя менее 0,8 м, а также на участках, где это диктуется по условию охраны сооружений и природных объектов.

При двухслойной выемке верхний слой отрабатывают с опережением на 4,5÷6 м (рис. XIV.10), непосредственная кровля обрушается сразу после передвижки крепи. Верхний и нижний забон имеют общие конвейерные и вентиляторные штреки. Ширина призабойного пространства в обоих случаях 4,5 м.

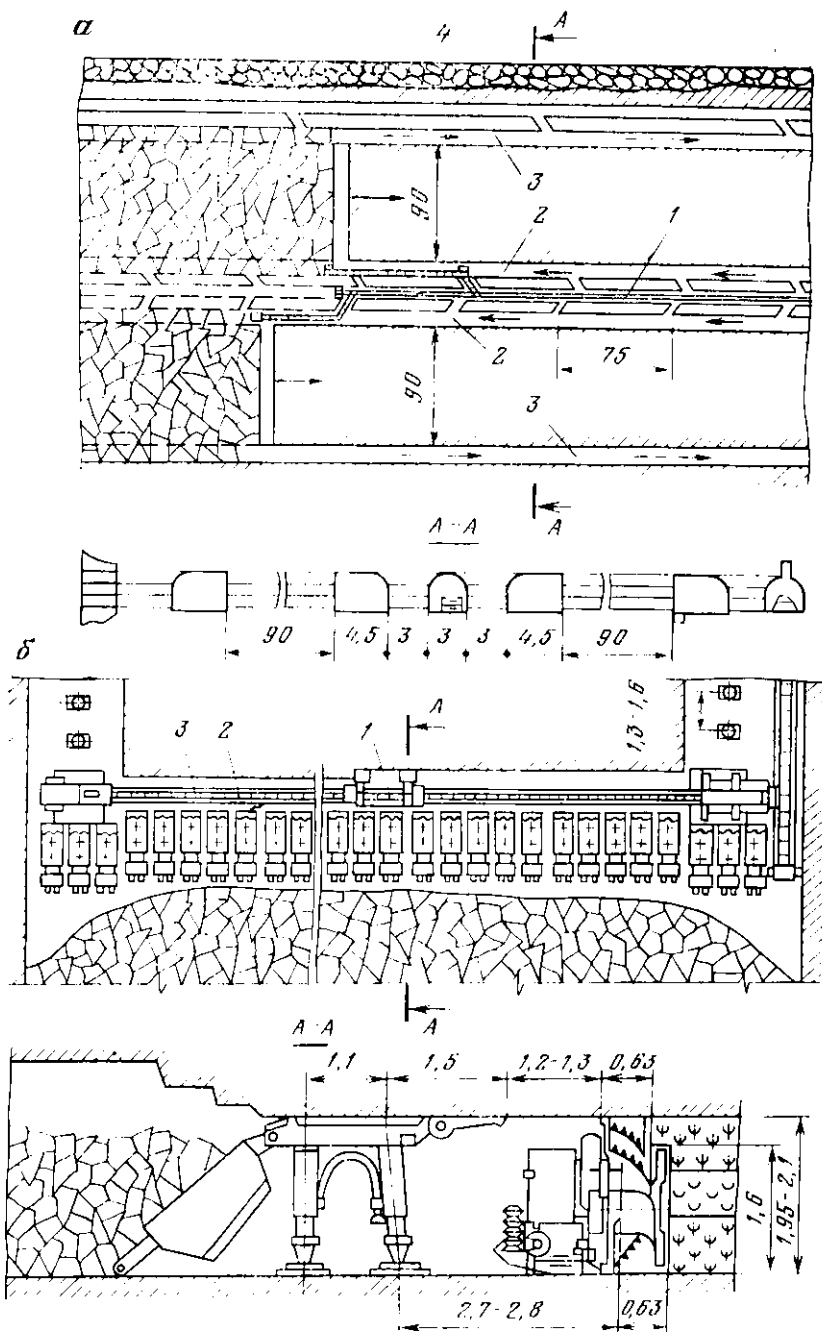


Рис. XIV.10. Столбовая система с обрушением, ПО «Беларуськалий»:

а — спаренная четырехкомбайновая лава (1 — конвейерный штрек; 2 — транспортный штрек; 3 — вентиляционный штрек; 4 — разгружающая выработка; стрелками показано направление очистной выработки); б — применение комплекса КМ-81Э (1 — узкозахватный комбайн КШ-3М; 3 — гидромеханизированная крепь 2М-81Э; 3 — забойный конвейер)

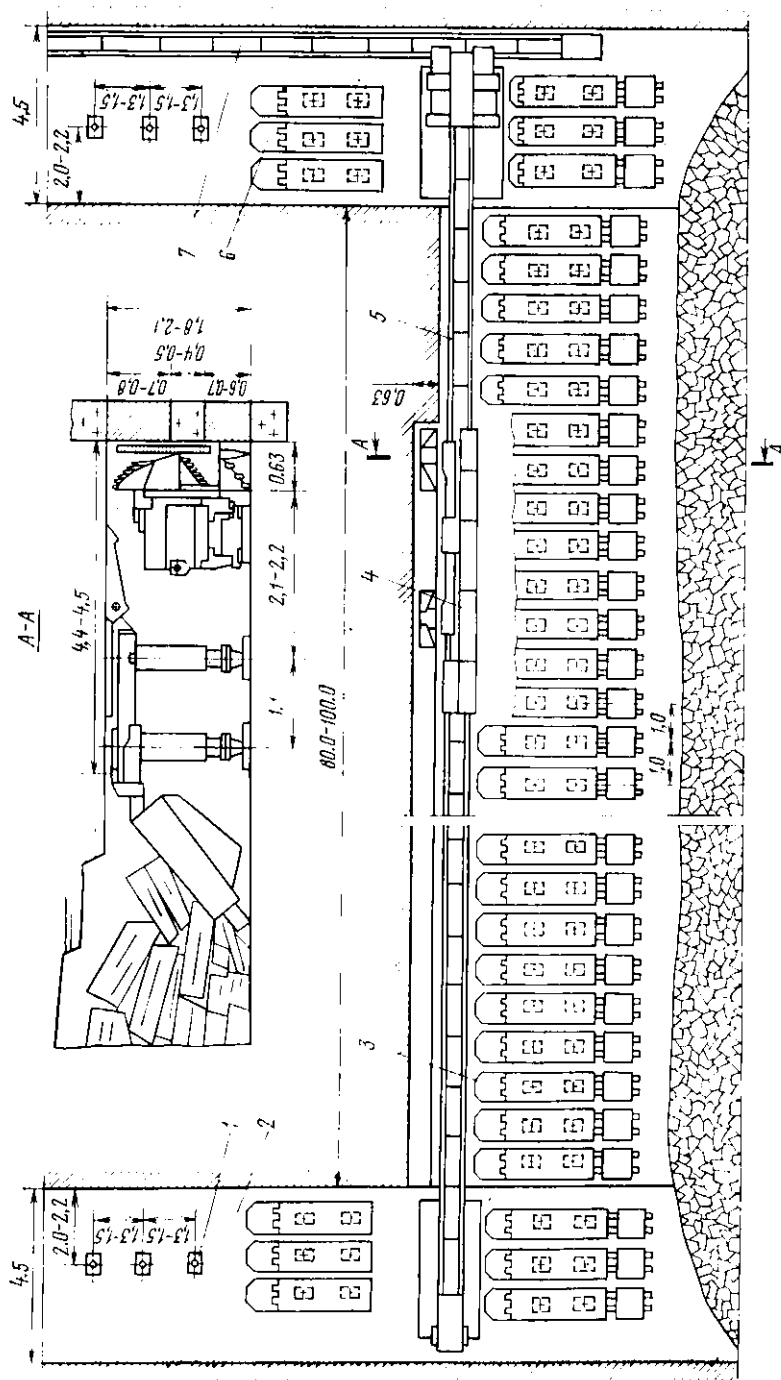


Рис. XIV.11. Забой-лава при валовой выемке калийных пропластков, вариант с комплексом МК-81, план:
 1 — гидростойка ГСК; 2 — вентиляционный штрек; 3 — крепь 2М-81Э; 4 — комбайн КШ-3М; 5 — конвейер КМ-81-02Б; 6 — крепь сопряжения 2МБ1Э; 7 — промежуточный конвейер СП-63

Сопряжения с бортовыми штреками крепят комплектами из трех линейных секций гидравлической крепи 2М81Э. Впереди забоев на расстоянии 8—12 м поддерживают штреки гидравлическими стойками ГСК. Приводную и натяжную головки забойного конвейера верхней лавы устанавливают на передвижных эстакадах с регулируемой высотой. В конвейерном штреке для доставки руды из забоев на панельный конвейерный штрек монтируют промежуточный скребковый конвейер СП-80.

Очистные работы в верхнем и нижнем слоях ведут независимо друг от друга. В цикле очистных работ: выемка полосы силвинита комбайном с погрузкой на конвейер; перегон комбайна в исходное положение и передвижка конвейера на новую полосу; передвижка гидрокрепи; установка крепи на концевых частях верхней лавы.

В каждом слое применяют две односторонние лавы, чтобы не затрачивать время на перемонтаж погрузочного лемеха комбайна. Используют гидромеханизированные комплексы 1КМ-97Д; в комплекс входят: крепь МК-97; узкозахватный комбайн МК-67, работающий с рамы забойного конвейера СП-80; насосная станция с трубопроводами и электрооборудование. Применяют также приобретенные у ФРГ комплексы «ЕДВ».

Комплекс обслуживается бригадой, в смену выходят два машиниста и четыре горнорабочих очистного забоя.

Валовую выемку применяют при мощности силвинитовых слоев менее 0,8 м или галитового пропластка — менее 0,5 м. Выемочная мощность обычно 1,9÷3,2 м. Лаву подготавливают конвейерным и вентиляционным штреками (рис. XIV.11).

Очистной комплекс КМ-81Э при валовой выемке состоит из гидромеханизированной крепи 2М81Э, узкозахватного комбайна КМ-3М, скребкового трехцепного конвейера КМ-81-02Б, насосной станции СНУ-5 и электрооборудования.

Показатели системы разработки в среднем следующие: производительность лавы 25 тыс. т/мес., производительность труда забойного рабочего 80 т/смену, потери руды 20—40 % за счет оставления околострековых целиков, разубоживание 2,8 и 21 % соответственно при раздельной и валовой выемке.

Земная поверхность оседает плавно, без нарушений сплошности, но для устранения заболочивания необходимы мелиоративные меры. По сравнению со столбовой системой разработки угольных месторождений, в связи с более устойчивой кровлей калийных пластов очистные комбайны выходят из лав непосредственно в бортовые штреки увеличенной ширины, что ликвидирует трудоемкие ручные работы по разделке ниш; увеличена ширина призабойного пространства, в итоге производительность труда забойного рабочего примерно вдвое выше, чем при использовании комплексов на угольных шахтах.

§ 12. СЛОЕВОЕ ОБРУШЕНИЕ

Слоевое обрушение или, в полном наименовании, система разработки слоевым обрушением это — система с искусственным поддержанием очистного пространства, при которой блок отрабатывают горизонтальными слоями в нисходящем порядке, а каждый слой вынимают под защитой искусственного перекрытия, возведенного при погашении вышележащего слоя и по мере выемки руды опускающегося под давлением обрушающихся пород (рис. XIV.12).

В системе слоевого обрушения можно выделить две разновидности: с креплением рамами или стойками; с гибким перекрытием.

Первая разновидность появилась давно, приемлема в широком диапазоне горно-геологических условий, но перестала отвечать современным требованиям технического прогресса. Другая разновидность — с гибким перекрытием — уже почти полвека находится в стадии опытнопромышленных испытаний. В принципе она допускает высокий уровень механизации работ, но известные ее варианты приемлемы только в жестко ограниченных горнотехнических условиях, в том числе при отвесных стенках блока. В этих условиях она может быть противопостав-

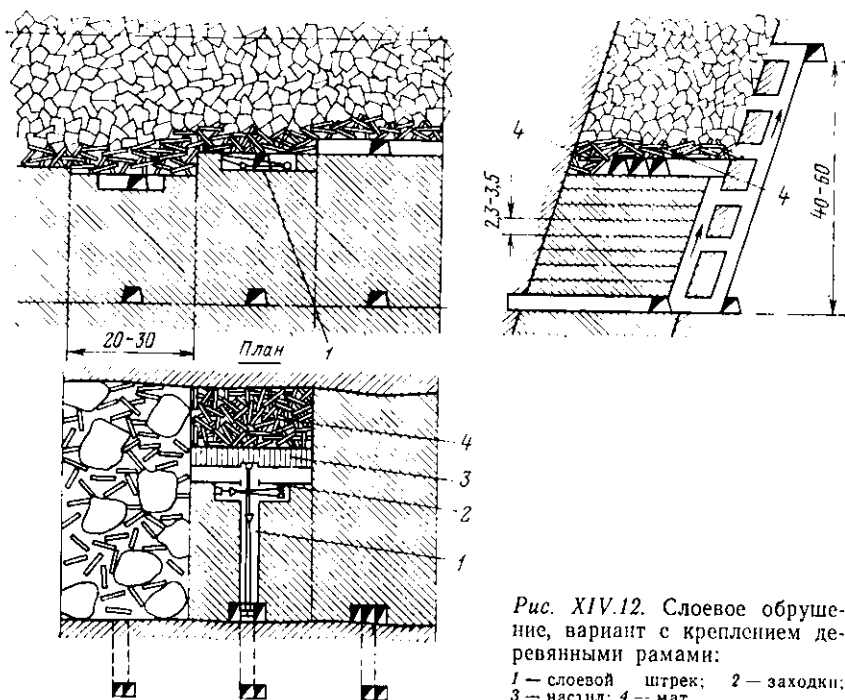


Рис. XIV.12. Слоевое обрушение, вариант с креплением деревянными рамами:

1 — слоевой штрек; 2 — заходки; 3 — настил; 4 — мат

лена нисходящей слоевой выемке с твердеющей закладкой, если не требуется сохранять земную поверхность. Гибкое перекрытие обойдется дешевле твердеющей закладки.

Варианты слоевого обрушения с креплением рамами или стойками. Блок разделяют по высоте на слои, что дает возможность отрабатывать месторождения с любым углом падения и любой большой мощностью.

Этажи погашают последовательно в нисходящем порядке. Этаж разделяют на блоки. Блок вынимают горизонтальными слоями, начиная с верхнего слоя (см. рис. XIV.12). Слой отрабатывают узкими полосами-заходками с креплением (крепь поддерживает настил, уложенный в заходках вышележащего слоя). В отработанных заходках укладывают на почве настил. Затем крепь обрушают или извлекают (если она металлическая). В результате над рудой образуется так называемый мат, т. е. толща из обрушенной крепи и настилов, накопившаяся при выемке вышележащих слоев руды. Процесс разрушения или извлечения крепи, сопровождающийся опусканием мата, называется посадкой мата. Налегающие породы опускаются и заполняют выработанное пространство над матом. Выемку второго и последующих слоев производят под защитой мата.

От состояния мата зависят безопасность работ, потери и разубоживание руды. При деревянной крепи мат достаточной толщины (около 3 м) накапливается после погашения трех слоев.

Во избежание больших обнажений и разрыва мата руду отбивают шпурами глубиной $1 \div 1,5$ м. Доставляют руду преимущественно скреперными установками небольшой мощности.

Слабые вмещающие и покрывающие породы обрушаются сами. В слепых залежах с устойчивой кровлей часть пород обрушают принудительно, взрывая заряды в шпурах и скважинах после выемки верхнего слоя по всей площади намечаемого обрушения пород кровли.

Обычно слоевым обрушением отрабатывают неустойчивые руды. Устойчивость вмещающих пород малая или средняя. Угол падения залежи может быть любой. Мощность не менее $2 \div 1,5$ м при крутом падении во избежание заклинивания мата в выемочном пространстве и не менее $5 \div 4$ м при пологом падении по условию деления на слои. Должно допускаться обрушение земной поверхности. Благоприятствуют слоевому обрушению малая крепость руды, легкообрушающиеся породы всякого бока, крутое падение залежи. Слоевого обрушения применяют при добыче ценных руд цветных и редких металлов.

Высота этажа $50 \div 60$ м. Слои — горизонтальные (с целью применения самотечной доставки руды были попытки наклонного расположения слоев, но при этом ухудшалось качество настилов, не удавалось сохранять сплошность мата, затруднялись крепежные работы, крепь хуже противостояла горному давлению). Высота слоя составляет от 2,3 до 3,5 м, часто

3÷3,2 м. В каждом слое проходят штрек (орт), из которого открывают заходки шириной 2,5÷3,5 м.

Длина блока 30÷50 м, ширина 12÷30 м.

Очистная выемка включает отбойку (шпурами) и доставку руды, крепление заходок, укладку настила, посадку мата.

Забои проветриваются нагнетанием в забой свежего воздуха вентилятором по трубам.

При возгораемости руд обязательно применяют профилактическое заиливание обрушенных пород.

Охрана труда. Во время посадки мата разрушением крепи людям запрещается находиться в блоке. Если посадку производят извлечением (вытягиванием лебедкой за канат) крепи, то нельзя находиться в обрушаемой заходке и в соседней с ней.

В случае задержки обрушения налегающих пород запрещается работать в смежных заходках и в нижнем слое под пустотой до проведения обрушения.

Подрыв кровли разрешается производить только с электрическим способом инициирования зарядов или с применением детонирующего шнура.

Между работающей заходкой и обрушенным пространством должно находиться не менее одной и не более трех заходок, которые должны быть закреплены.

При выемке первого слоя должна быть создана над настилом породная подушка толщиной не менее 6 м, при необходимости ее образуют взрыванием скважинных зарядов в кровле.

Варианты слоевого обрушения с гибким перекрытием. В верхней части блока отрабатывают с креплением монтажный слой и на почве его сооружают перекрытие для нижележащих слоев (рис. XIV.13).

Перекрытием может служить, например, крупная сетка из полосового железа (что требует ручного труда по монтажу), на нее из рулонов укладывают проволочную сетку.

На руднике «Принц Леопольд» (Конго) под стальные полосы подкладывают еще шарнирно-соединенные в полосы металлические верхняки перпендикулярно забою лавы. Это повышает прочность гибкого перекрытия и позволяет отрабатывать под ним до пяти слоев без его замсы.

Выемка руды наиболее эффективна траншеями под защитой гибкого перекрытия без крепления траншей (так называемая щитовая система разработки). Гибкое перекрытие оборудуют из нескольких слоев бревен с канатной обвязкой. Между траншейные целики (выступы) взрывают шпурами из траншей. Затем под траншеями образуют траншеи в очередном слое и в них выпускают руду из взорванных целиков вышележащего слоя. Потом разбуривают и взрывают целики данного слоя и т. д.

Варианты с гибким перекрытием приемлемы лишь для отработки блоков с вертикальными стенками.

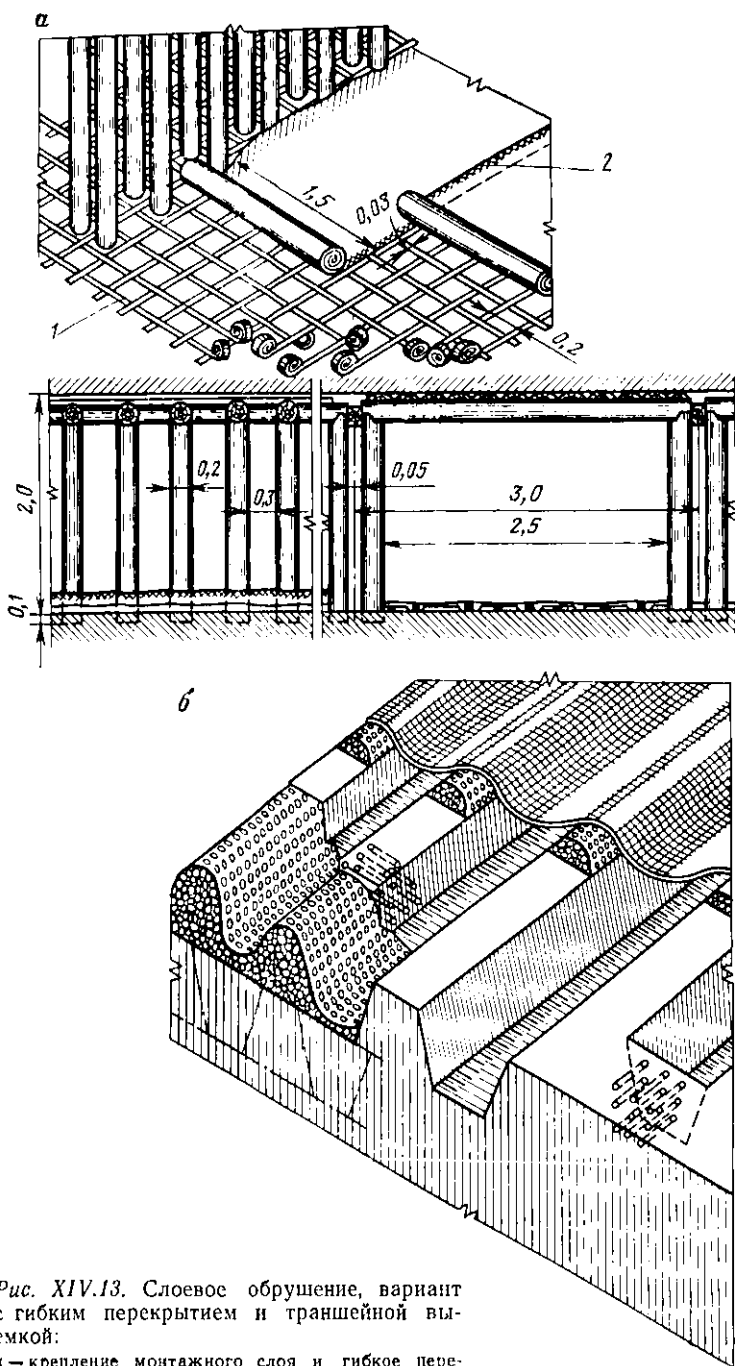


Рис. XIV.13. Слоевое обрушение, вариант с гибким перекрытием и траншейной выемкой:

а — крепление монтажного слоя и гибкое перекрытие (1 — полосовое железо; 2 — проволоочная сетка); б — выемка слоя

Технико-экономическая характеристика и оценка. Слоевое обрушение применимо в сложных горнотехнических условиях, включая мощные залежи неустойчивых руд. Вместе с тем, несмотря на длительное применение и настойчивые попытки усовершенствования оно и сейчас, за редким исключением применяется примерно в том же виде, что и в тридцатых годах,— с переносным оборудованием, деревянной крепью, деревянным настилом, преимущественно с ручным трудом по креплению и устройству настилов. В этом виде в наиболее благоприятных для него условиях мощных залежей руд средней крепости оно дает производительность блока $1500 \div 3000$ т/мес, производительность труда забойного рабочего $8 \div 15$ т/смену, расход крепящего леса $0,03 \div 0,05$ м³/т, потери руды $2 \div 5$ %, разубоживание $1 \div 3$ %. Расход подготовительно-нарезных выработок в маломощных залежах $5 \div 9$ м/1000 т, в мощных — $2 \div 4$ м/1000 т. Слоевому обрушению свойственны невысокая производительность труда, большой объем ручного труда. Затруднено проветривание забоя.

Слоевое обрушение ранее было распространено, но с шестидесятых годов его применяют все реже; при неустойчивой руде заменяют его в основном нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой.

§ 13. ДРУГИЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ПОСЛЕДУЮЩИМ ОБРУШЕНИЕМ

Для разработки крутых маломощных жил создается комплекс КМЖ, блок при этом отрабатывают на полную высоту вертикальным забоем. Комплекс самопередвижной, он включает монорельс, по которому перемещается буровая каретка, и щитовую гидравлическую крепь. Предполагаются высокая производительность блока, высокая производительность труда и высокий уровень механизации собственно очистных работ; в тонких жилах обеспечивается раздельная выемка жилы и подрабатываемой породы.

Недостатки:

1) комплекс весит около 100 т, монтаж его целесообразен лишь если с помощью его можно отработать жилу в этаже на длину не менее 200 м;

2) максимальный поворот комплекса 30° , тогда как жилы могут изгибаться и под более крутым углом;

3) при крепких породах крепь существующих образцов иногда заклинивается или скользит по падению;

4) в связи со взрывными работами между забоем и крепью остаются значительное неподдерживаемое пространство, что ограничит применение при неустойчивых боковых породах.

На одном из японских рудников при отработке крутой жилы мощностью 2,5 м применена гидравлическая распорная секци-

онная крепь. Очистные работы ведут под ее защитой в инсходящем порядке, как при щитовой системе разработки. Эта технология применима при выдержанной мощности залежи.

Глава XV

ВЫЕМКА ЦЕЛИКОВ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Временные целики оставляют при системах разработки камерной и камерно-столбовой. В целиках при малой и средней мощности залежей остается $15 \div 40$ % запаса блока, а в мощных — до $40 \div 65$ %.

Как правило, целики необходимо обрабатывать сразу вслед за камерами, так как накопление целиков влечет за собой деконцентрацию горных работ и деформацию целиков, что затрудняет их выемку.

По сравнению с обработкой камер системами с естественным поддержанием очистного пространства выемка целиков отличается ухудшенными показателями извлечения руды или более высокими материально-трудовыми затратами.

Методы выемки целиков могут быть классифицированы следующим образом (табл. XV.1).

Долгое время, включая послевоенные годы, на рудниках цветных металлов вынимали целики при камерах, заполненных сыпучей закладкой. В последующем, в связи с выявившимися недостатками этого метода, на большинстве рудников от него отказались. В черной металлургии и начиная с шестидесятых годов в цветной металлургии широко применяют методы выемки целиков с обрушением руды и вмещающих пород. С конца шестидесятых годов на рудниках цветной металлургии снова получает распространение выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства, но теперь уже при камерах,

Таблица XV.1. Классификация методов выемки целиков

Классы (признак — способ поддержания очистного пространства)	Методы выемки (признак — состояние камер к началу выемки целиков)
I. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород (с массовым обрушением)	1. Выемка целиков при открытых камерах 2. Выемка целиков при замагазинированных камерах 3. Выемка целиков при обрушенных камерах
II. Выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства	1. Выемка целиков при камерах, заполненных твердеющей закладкой 2. Выемка целиков при камерах, заполненных сыпучей закладкой

заполненных твердеющей закладкой. Этот же метод выемки целиков появляется в 70-х годах и на отдельных железных рудниках. На фосфатных рудниках вынимают целики с обрушением руды и вмещающих пород.

§ 2. ВЫЕМКА ЦЕЛИКОВ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

С обрушением руды и вмещающих пород вынимают целики при открытых, замагазинированных и обрушенных камерах.

Эти методы по условиям применения имеют те же ограничения, что и системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород: допустимость обрушения земной поверхности, пожаробезопасность, несложиваемость и умеренная ценность руд.

Выемка целиков при открытых камерах это — выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется после камерной системы разработки и заключается в том, что в открытые камеры обрушают одним взрывом, обычно с помощью скважин, один или несколько соседних междукamerных целиков вместе с поддерживаемым или междуэтажным целиками (либо только междукamerные целики, если нет междуэтажного, или только междуэтажный целик, если нет междукamerного), после чего выпускают руду под налегающими обрушенными породами.

Этот метод также называют обрушением целиков при открытых камерах.

Целики вынимают этажным обрушением с отбойкой скважинами (рис. XV.1). Система разработки блока в целом приближается к этажному принудительному обрушению с вертикальными компенсационными камерами. Разница лишь в том, что подчиняют конструкцию очистного блока преимущественно задаче отработки камер, поэтому принимают максимальные размеры камер и минимальные размеры целиков по условию устойчивости. (Тогда как при этажном принудительном обрушении вынимают камерами минимально необходимой компенсационный объем и строят конструкцию очистного блока таким образом, чтобы наиболее эффективной была стадия массового обрушения).

Скважинную отбойку в целиках применяют как этажную, так и подэтажную. При этажной отбойке скважины имеют увеличенный диаметр, основные ее достоинства в данном случае: не требуется проходить в целиках подэтажные орты, что позволяет уменьшить ширину целиков; повышает их устойчивость, улучшается дробление руды взрывом; уменьшается число скважин, что повышает надежность взрыва.

Основание вышележащего блока обычно разбуривают скважинами уменьшенного диаметра из бывших добычных выработок.

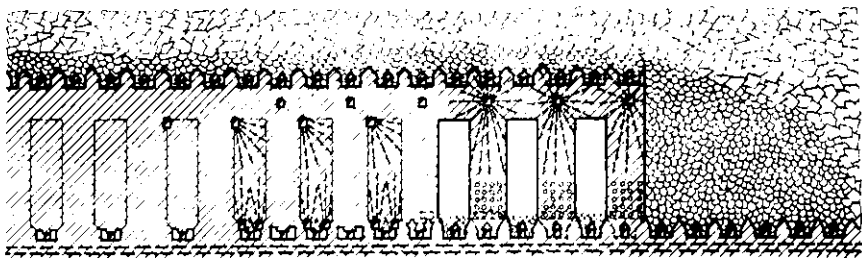


Рис. XV.1. Камерная система разработки, вариант с обрушением целиков при открытых камерах (схемах развития работ, разрез по простиранию)

Минная отбойка в целиках как основной способ встречается редко. При минной отбойке заряды размещают в карманах с последующей забутовкой (см. рис. XII.21). Применять минную отбойку без карманов и забутовки нецелесообразно, так как, если ограничиться на подэтаже одним минным ортом, заряды могут сработать лишь в какую-либо одну сторону, а при двух минных ортах потребовалось бы значительно увеличить ширину целика.

Образование выпускных выработок под целиками осуществляют таким же образом, как и под обрушаемой частью блока при системе этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами. Скважины или шпурсы для образования выпускных воронок взрывают мгновенно, а скважины в целиках — с коротким замедлением по комплектам.

Все работы в подлежащих обрушению целиках — подготовительно-нарезные и бурение скважин из расположенных в целиках выработок, — должны быть произведены до окончания выемки камеры (ЕПБ), после окончания выемки камер можно производить только бурение скважин из выработок, расположенных вне целика, и зарядание скважин.

Обрушенная из целиков руда заполняет лишь часть блока по высоте, и навал руды может иметь различную толщину над различными выпускными отверстиями. В крутых залежах обрушенные породы, заполняющие вышележащий этаж, в момент посадки междуэтажного целика падают вместе с рудой, частично перемешиваясь с ней, и глубоко проникают в блок у всякого бока.

Расположение обрушенной из целиков руды исследовалось (в МГИ под руководством автора) моделированием действия взрыва в эквивалентных материалах. Установлено, что при недостаточно крутом падении значительная часть (40÷50 %) руды задерживается на лежащем боку на высоте приблизительно $\frac{2}{3}$ высоты блока. В связи с тем, что руда при падении засоряется налегающими породами и неравномерно распределяется по простиранию залежи, возникают дополнительные по-

тери и разубоживание руды, суммарно равные 10—15 % запаса целика. К этому следует добавить около 10 % за счет того, что в обрушаемом междуэтажном целике имеются выпускные выработки, которые уже заполнены пустой породой при отработке вышележащего этажа. В итоге потери и разубоживание обрушенной из целиков руды при угле падения залежи $60 \div 70^\circ$ составляет в средних условиях суммарно $50 \div 70$ % (или $30 \div 40$ % по отношению к запасу блока).

Остановимся на порядке обрушения целиков. В первую очередь взрывают заряды в целиках, расположенных между открытыми камерами.

В отношении оставшихся целиков — междуэтажного и крайнего (контактирующего с обрушением) междукамерного — следует исходить из того, что руда расположится лучше, если сначала обрушить междукамерный целик. Междуэтажный целик взрывают в первую очередь тогда, когда запас его намного больше.

При выпуске руды обрушенные пустые породы могут проникнуть в блок со стороны соседнего отработанного блока. Одной из защитных мер является отставание в выпуске через крайние отверстия для создания защитного барьера из отбитой руды. Но если обрушенные породы более текучи, чем отбитая руда, то они проникают через нее. В таких случаях защитный барьер можно создавать из массива руды за счет неполного обрушения по высоте крайнего вертикального целика. Оставшуюся нижнюю часть целика взрывают по окончании выпуска основной массы руды.

При недостаточно крутом падении залежи необходимо устраивать промежуточные горизонты выпуска или подрабатывать треугольник пород лежащего бока.

Имеет значение число обрушаемых за один прием соседних целиков. При увеличении его уменьшается число боковых контактов руды с обрушенными породами; но удлиняется срок стояния целиков, они растрескиваются и в результате увеличивается выход крупных кусков; возрастают «омертвленные» временно средства, затраченные на подготовку целиков; увеличивается сейсмическое действие взрыва.

С учетом сказанного обрушать за один прием до четырех-пяти целиков имеет смысл при следующих условиях: большая текучесть обрушенных пород, что усиливает влияние бокового контакта с ними; высокая прочность руды при длительном стоянии; отсутствие жестких ограничений величины взрыва по условиям сейсмики.

При менее устойчивой руде и уплотняющихся обрушенных породах лучше обрушать за один прием один-два целика.

Условия применения обрушения целиков при открытых камерах примерно те же, что и для систем этажного принудительного обрушения. Что касается разграничения областей применения камерной системы с этажным обрушением целиков,

с одной стороны, и системы этажного принудительного обрушения с компенсационными камерами — с другой, то выбор между ними сводится, по существу, к выбору относительного объема камер, точнее, к выбору между максимально возможной и минимально необходимой его величинами. Поскольку методы отбойки и доставки руды в камерах и целиках в основном одинаковы, то относительный объем камер в технически возможных пределах следует выбирать с точки зрения потерь и разубоживания руды, которые происходят главным образом при выпуске из целиков. Камерами обеспечивается надежная выемка руды с минимальными потерями и разубоживанием руды, что имеет решающее значение при неблагоприятных условиях для выпуска руды под обрушенными породами. В то же время при больших камерах обрушенная из целиков руда уже в момент обрушения засоряется налегающими породами и неравномерно распределяется и по площади блока, что снижает извлечение ее при выпуске. С этих позиций и следует подходить к сравнительной оценке рассматриваемых систем в различных условиях.

В очень мощных залежах камерный запас не превышает $30 \div 40$ % объема блока, поэтому различие между камерной системой с этажным обрушением целиков и системой этажного принудительного обрушения становится незначительным. При средней мощности залежей и устойчивых породах камерный запас может быть увеличен до 70—80 % и более в обособленных залежах. Эту возможность следует реализовать, т. е. извлечь камерной системой основную часть блока с минимальными потерями и разубоживанием. В остальных случаях в пользу увеличения камер говорит наличие неблагоприятных условий для выпуска руды под налегающими обрушенными породами — таких, как слеживаемость руд, текучие налегающие породы, недостаточно крутое падение залежи и т. п.

Выемка целиков при замагазинированных камерах это — выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется при камерной системе разработки после заполнения камер отбитой рудой и отличается тем, что руду, замагазинированную в камерах и обрушенную из целиков, выпускают одновременно под обрушенными налегающими породами.

Этот метод выемки целиков называют также обрушением целиков при замагазинированных камерах. Применяется он редко, в основном при неустойчивых боковых породах, что не позволяет оставлять камеры открытыми во избежание обрушения боков.

Выемка целиков при обрушенных камерах. Так называется выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород, которая осуществляется после камерной системы разработки и заключается в том, что сперва в открытые камеры обрушают взрывом руду из потолочин, затем по мере выпуска этой руды происходит заполнение камер обрушенными вмещающими по-

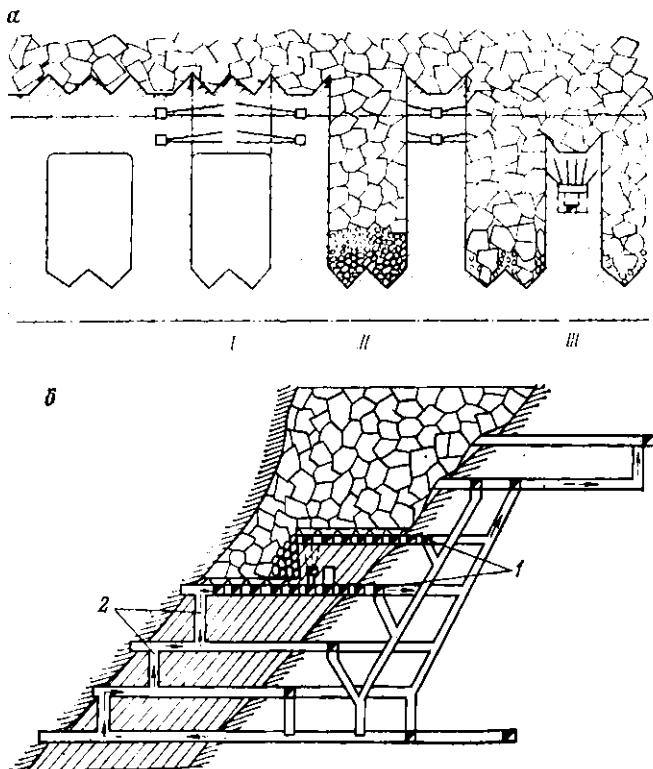


Рис. XV.2. Выемка целиков при обрушенных камерах:

а — порядок разработки (*I* — потолочина разбурена; *II* — выпуск руды потолочины; *III* — подэтажное обрушение междукammerного целика); *б* — вариант подэтажного обрушения междукammerного целика (*1* — полевые скреперные штреки; *2* — вентиляционные сбойки)

родами, а после этого вынимают междукammerные целики подэтажным обрушением или реже этажным обрушением, т. е. взрывают их на полную высоту скважинами в зажиме и выпускают руду под налегающими обрушенными породами (рис. XV.2).

Потолочину обрушают скважинами или сосредоточенными зарядами, обычно вместе с основанием вышележащего блока. Для верхнего комплекта скважин уменьшают л.н.с. приблизительно в 1,5 раза, так как на междуетажный целик налегают обрушенные породы, в которые переходит (и бесполезно теряется) часть энергии взрывной волны.

Взорванную руду выпускают под обрушенными породами через выработки камер. Более половины этой руды теряется, так как при обрушении она частично смешивается с падающей вместе с ней породой, а при выпуске задерживается на лежащем боку месторождения.

По окончании выпуска погашают междукammerные целики

подэтажным или этажным обрушением. В целиках обычной ширины (приблизительно до 15 м) руду отбивают штанговыми скважинами (см. рис. XV.2), при большей ширине бурят скважины погружными пневмударниками. Потери руды составляют $30 \div 40 \%$, целики погашают в 2 раза медленнее, чем камеры, что снижает интенсивность отработки месторождения и деконцентрирует горные работы.

Выемка целиков при обрушенных камерах широко применяется в Кривбассе в мощных залежах руд средней крепости, в частности, на шахте им. Ленина при глубине разработки около 900 м в залежах мощностью $15 \div 30$ м с углом падения $50 \div 70^\circ$ и рудами с коэффициентом крепости 7. В междукамерном целике образуют вертикальную щель, после чего взрывают его вертикальными веерами скважин. Потери руды из целиков около 35% (по блоку $18,5 \%$), засорение руды $8-15 \%$.

Подэтажное обрушение целиков следует применять при слеживаемости руд, а также при следующих условиях:

1) недостаточно крутое падение залежи под углом $45-70^\circ$. При более крутом падении дополнительные полевые воронки не были бы нужны и в случае этажного обрушения целиков. При наклонном же падении для заполнения камеры породами потребовалось бы принудительное обрушение висячего бока, что далеко не всегда возможно при наличии междукамерных целиков; 2) мощность залежи приблизительно не менее 20 м, так как при меньшей мощности можно обойтись без дополнительных воронок и при этажном обрушении целиков.

Производительность труда забойных рабочих и интенсивность отработки междукамерных целиков подэтажным обрушением приблизительно в 1,5 раза ниже, чем при аналогичном варианте подэтажного обрушения блоков. Потери руды из потолочин составляют $50 \div 70 \%$, из междукамерных целиков — около 30% . Экономическое сравнение с обрушением целиков при открытых камерах можно производить по величине дохода из условия (XI.3).

Технико-экономическая характеристика и сравнительная оценка выемки целиков с обрушением руды и вмещающих пород. Показатели производительности труда и производительности блока при обрушении целиков в большинстве случаев приблизительно такие же, как при соответствующих системах разработки блока: камерной, этажного принудительного обрушения или подэтажного обрушения. Ухудшаются эти показатели при обрушении целиков крупными кусками, а также при высоких потерях руды, снижающих выход рудной массы. Потери и разубоживание руды из целиков составляют в сумме $50-90 \%$, а по отношению к запасу блока — $30-50 \%$.

§ 3. ВЫЕМКА ЦЕЛИКОВ С ИСКУССТВЕННЫМ ПОДДЕРЖАНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

С искусственным поддержанием очистного пространства вынимают целики в основном при заложенных камерах, причем методы выемки существенно различаются в зависимости от того, каким материалом заложены камеры — твердеющим или сыпучим.

Выемка целиков при камерах, заполненных монолитной закладкой. Это — выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства, которая осуществляется после камерно-столбовой или камерной системы разработки с последующей монолитной закладкой и отличается тем, что целики обрабатываются также как и камеры.

Различают первичные камеры, вынимаемые в первую очередь и окруженные массивом, и вторичные камеры, которыми обрабатывают целик во вторую, третью и последующие очереди.

Вторичные камеры обрабатывают на границе с искусственными (из затвердевшей закладки) целиками; чтобы не нарушить их, суммарная масса взрываемых за один прием зарядов в средних условиях не должна превышать $3 \div 5$ т, а на одно замедление — $1 \div 1,5$ т. Диаметр скважин $50 \div 70$ мм (не более 100 мм). За один прием взрывают $3 \div 5$ комплектов скважин. Иногда оставляют по границам защитный слой руды толщиной около 1 м, который разрушается при взрывании очередных веерообразных скважин.

Выработанное пространство целиков в последующем закладывают. При необходимости сохранения земной поверхности применяют монолитную закладку (так же как и в камерах). В иных случаях используют гидравлическую закладку, а твердеющим материалом заполняют лишь нижнюю часть выработанного пространства на высоту $6 \div 10$ м, чтобы создать устойчивую кровлю для нижележащего этажа. Камеры и целики обрабатывают непосредственно до расположенного над ними закладочного массива.

В пологих и наклонных залежах с устойчивой кровлей обрабатывают камеры и целики на полную мощность залежи системами камерно-столбовой или камерной. Выпускные выработки могут быть расположены в подстилающих породах или в рудном теле. Последнее предпочтительнее в большинстве случаев, особенно если подстилающие породы неустойчивы. При рудном расположении выпускных и доставочных выработок оставшиеся в основании блока целики обрабатывают после закладки вышележащего пространства, при этом отбивают руду веерами скважин из доставочной выработки и доставляют ее с помощью ПДМ или скрепером.

Применяют и другой вариант образования выпускных и доставочных выработок, а именно: сперва вынимают руду в осно-

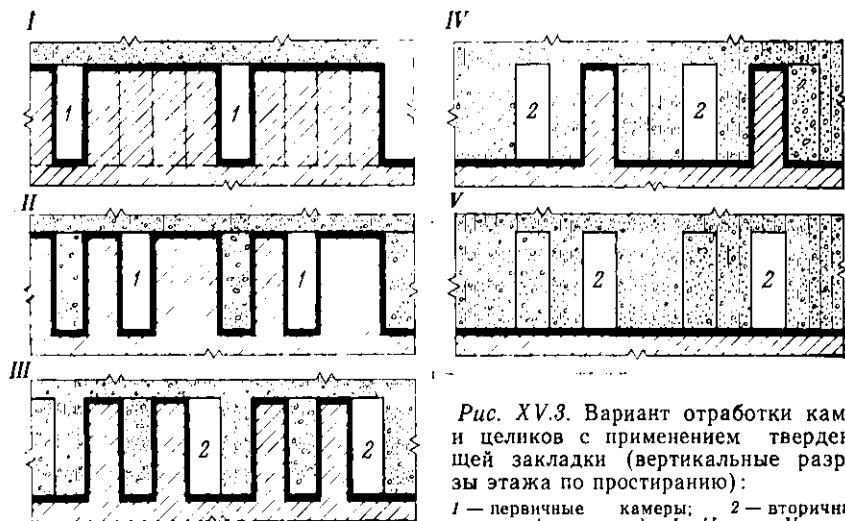


Рис. XV.3. Вариант отработки камер и целиков с применением твердеющей закладки (вертикальные разрезы этажа по простиранню):

1 — первичные камеры; 2 — вторичные камеры (в целиках); I, II, ... V — стазакладка, простоявшая не менее срока

длн работ. Вертикально заштрихована отработки камер

вании блока, выкрепляют в образовавшемся пространстве выработки для выпуска и доставки руды и заполняют остальную часть этого пространства твердеющей закладкой, после чего приступают к очистной выемке.

При выемке с монолитной закладкой и камер, и целиков во избежание разрушения искусственных целиков общий порядок отработки запаса этажа должен быть таким (рис. XV.3), чтобы ни один искусственный целик никогда не имел по обеим сторонам незаложенное открытое пространство. Он должен хотя бы по одну сторону граничить с рудным массивом или с другим искусственным целиком, успевшим затвердеть. В связи с этим в одновременной работе обычно может находиться не более $\frac{1}{5}$ общего числа камер и целиков.

Необходимую прочность закладочного массива приближенно можно определить из следующих соображений (по данным А. Л. Требукова и С. Г. Лейзеровича). Целики испытывают нагрузку лишь от какой-то части налегающих пород, так как массу остальной части воспримет в виде опорного давления окружающий массив, как менее податливый. Коэффициент, показывающий, какая доля общей массы налегающих пород в процессе отработки блоков поддерживается искусственными целиками, $k=0,2 \div 0,7$, в средних условиях $k \approx 0,4$.

Полная масса налегающих пород будет давить на закладочный массив лишь после отработки блоков. Соответственно, по сравнению с периодом отработки, напряжения в закладочном массиве возрастут приблизительно в $1:0,4=2,5$ раза. Но прочность его к тому времени возрастет в еще большее число раз, так как он перейдет в состояние всестороннего сжатия. Следо-

вательно, если закладочный массив окажется достаточно прочным в процессе отработки блоков, то он заведомо не разрушится и после этого. Поэтому расчет следует вести на период отработки блоков. Требуемая прочность закладочного массива на одноосное сжатие, МПа,

$$|\sigma_{сж}| \geq k\gamma H 10^{-4}, \quad (XV.1)$$

где k — часть (в долях единицы) веса налегающих пород, воспринимаемая закладкой; γ — плотность пород, т/м³; H — глубина от поверхности, м.

В средних условиях

$$|\sigma_{сж}| \geq 0,4\gamma H 10^{-4}; \quad (XV.2)$$

$$\gamma = 2,5 \text{ т/м}^3.$$

Отсюда

$$|\sigma_{сж}| \geq 0,01 H. \quad (XV.3)$$

Так, при глубине разработки 200, 400 и 600 м прочность закладочного массива на одноосное сжатие должна быть не ниже соответственно 2, 4 и 6 МПа.

При гидравлической закладке вторичных камер выемка ведется в шахматном порядке (но они начинают отрабатываться лишь после затвердения закладки в первичных камерах).

Выемка целиков при монолитной закладке камер мало отличается по производительности труда от выемки камер аналогичными системами, а себестоимость возрастает за счет твердеющей закладки. Потери могут быть снижены до $3 \div 1\%$. Разубоживание руды $5 \div 10\%$ за счет частичного разрушения закладочных массивов.

Вариант выемки вторичных камер с применением железобетонных перекрытий. Вместо полной закладки слоев возможно применение нисходящей слоевой выемки с железобетонными перекрытиями; толщина перекрытия в несколько раз меньше толщины слоя, что позволяет во столько же раз сократить объем закладки. Вариант аналогичен соответствующей разновидности нисходящей слоевой выемки с монолитной закладкой.

Выемка целиков при камерах, заполненных сыпучей закладкой. Так называется выемка целиков, которая осуществляется после камерной или камерно-столбовой системы с последующей сыпучей закладкой, а также после отработки камер горизонтальными слоями с закладкой (сыпучей) и заключается в том, что погашают целики любым из возможных в данных условиях методом, т. е. поэтажным или слоевым обрушением либо этажным обрушением: взрыванием на полную высоту скважинами в зажиме с последующим выпуском руды под налегающими обрушенными породами.

Условия отработки целиков более благоприятны при уплотнившемся закладочном материале, каким может стать, напри-

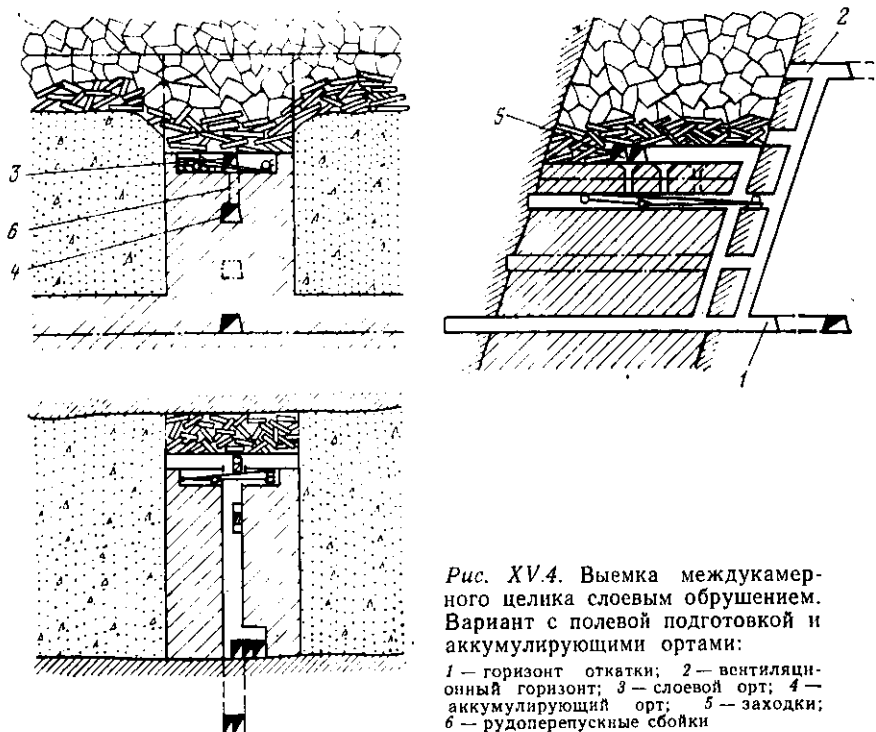


Рис. XV.4. Выемка междукамерного целика слоевым обрушением. Вариант с полевой подготовкой и аккумуляющими ортами:

1 — горизонт откатки; 2 — вентиляционный горизонт; 3 — слоевой орт; 4 — аккумуляющий орт; 5 — заходки; 6 — рудоперепускные сбойки

мер, мелкокусковая порода с примесью глины. Целики для нормальной их отработки надо оставлять не уже 8—7 м.

Слоевым обрушением отработывают междукамерные целики и часть междуетажного целика — слой руды на уровне вышележащего горизонта откатки и часть слоя над междукамерными целиками. Подэтажным обрушением отработывают основание вышележащего блока и потолочины камер.

Подготовку междукамерных целиков применяют как рудную, так и полевую (рис. XV.4).

Слоевым обрушением извлекают целики с небольшими потерями и разубоживанием руды (приблизительно по 7—10 %). Однако свойственные слоевому обрушению недостатки в данном случае усугубляются, так как в целиках возрастает горное давление, деформируется массив руды, работы ведутся в относительно узком пространстве между контактами с закладкой, поэтому интенсивность выемки и производительность труда снижаются еще примерно в 1,5 раза.

Отработка целиков в блоке занимает в 3—4 раза больше времени, чем выемка камер. Чтобы своевременно погашать целики, нужно максимально сосредоточить работы в трудоемких забоях целиков и использовать лишь небольшую часть фронта работ в более производительных забоях камер. Но это снижает

производительность труда в текущий период. В результате на рудниках, применявших слоевое обрушение целиков, целики накапливались на нескольких этажах и простаивали до 10 лет и больше, что еще более затрудняло их обработку.

Иногда применяют массовое обрушение целиков при заложении камер, планомерное или в выборочном порядке для погашения крупных целиков крепкой руды, при оставлении которых отсутствовал определенный план на их последующую выемку. Типичен следующий вариант. Целики взрывают вертикальными комплектами скважин за один прием с замедлением по комплектам скважин, начиная с крайних. Выпускают руду под налегающими обрушенными породами, наличие контактов с уплотненной взрывом закладкой способствует удовлетворительному извлечению руды. Этот вариант применен на Березовском руднике.

Производительность труда и себестоимость добычи руды при выемке целиков массовым обрушением между заложеными камерами приблизительно такие же, как для системы этажного принудительного обрушения. Потери и разубоживание руды составляют суммарно 35—50 % при сильно уплотнившейся закладке.

Выемка целиков при заложенных сыпучим материалом камер в последние десятилетия встречается редко.

Глава XVI

КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ВВОДНЫЕ СВЕДЕНИЯ

Классификация помимо систематизации сведений служит основой для выбора систем разработки.

Разнообразие горно-геологических условий рудных месторождений вызывает настолько большое разнообразие систем разработки со множеством переходных форм, что создать вполне удовлетворительную классификацию практически невозможно.

Попытки классифицировать системы разработки (как и вообще методы горных работ и типы рудников) по условиям их применения оказались бесперспективными; при разделении рудных месторождений даже на большое число типов (например, 20÷30) по каждому из них может применяться целый ряд систем разработки, из которых большинство повторится для нескольких типов месторождений. Поэтому системы разработки классифицируются по собственным их свойствам.

Попытки создать единую классификацию систем разработки месторождений всех твердых полезных ископаемых, включая уголь, дополнительно усложняли вопрос, причем без особой надобности.

Одна из первых отечественных классификаций систем разработки была составлена проф. Н. И. Трушковым в тридцатых годах. В ней все системы разработки делились на три класса: 1) с естественным поддержанием выработанного пространства; 2) с искусственным поддержанием выработанного пространства; 3) с обрушением. Со временем, наряду с достоинствами, проявились и существенные ее недостатки. Искусственным поддержанием считались не только закладка и крепление, но и магазинирование руды, тогда как последнее вообще не является производственным процессом и не требует дополнительных затрат. В классе же систем с обрушением состояли как системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород, так и системы с обрушением руды и вмещающих пород. Таким образом, и во втором классе, и в третьем самые дешевые системы (но с повышенными потерями руды) были объединены с самыми дорогими системами, обеспечивающими наиболее полную выемку руды.

Позднее появились классификации академика АН СССР М. И. Агошкова и проф. Р. П. Каплунова.

Отмеченные недостатки классификации проф. Н. И. Трушкова исключены в классификации акад. АН СССР М. И. Агошкова (1945 г.). В ней системы разделены на классы по признаку состояния очистного пространства (в скобках даны наименования по нашей классификации, если они существенно отличаются). Звездочкой обозначены системы, не рассматриваемые в настоящей работе, как редко применяемые теперь).

Класс I. Системы разработки с открытым очистным пространством.

1. Почвоуступные системы *.
2. Потолкоуступные системы*.
3. Системы со сплошной выемкой (сплошная система).
4. Камерно-столбовые системы.
5. Системы с подэтажной выемкой (вариант камерной системы).
6. Системы с камерно-этажной выемкой (вариант камерной системы).

Класс II. Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве.

1. Система со шпуровой отбойкой из магазина (система с отбойкой из магазина, вариант со шпуровой отбойкой).
2. Система с отбойкой из специальных выработок.
3. Система с отбойкой глубокими скважинами (вариант камерной системы).

Класс III. Системы разработки с закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.
2. Системы разработки наклонными слоями с закладкой.
3. Потолкоуступные системы с закладкой*.

4. Сплошные системы с закладкой *.

5. Системы разработки полосами с закладкой *.

Класс IV. Системы разработки с креплением очистного пространства.

1. Системы с усиленной распорной и станковой крепью.

2. Системы с каменной и комбинированной крепью *.

Класс V. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства.

1. Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой *.

2. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой *.

Класс VI. Системы разработки с обрушением вмещающих пород.

1. Системы слоевого обрушения.

2. Столбовые системы с обрушением кровли.

Класс VII. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород.

1. Системы подэтажного обрушения.

2. Системы этажного самообрушения.

3. Системы этажного принудительного обрушения.

Класс VIII. Комбинированные системы разработки.

1. Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством.

2. Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды.

3. Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой.

Поясним, что под комбинированными здесь понимаются системы, при которых вынимают камеры вкрест простирания залежи, а затем погашают целики.

Эта классификация вполне отвечала требованиям того времени, в которое была создана (1945 г.), но последующее развитие систем многое изменило.

При скважинной отбойке в камерах отличие систем с магазинированием от систем с открытым очистным пространством практически исчезает. Выпускать ли руду сразу после отбойки или оставлять на время, в большинстве случаев зависит лишь от текущей потребности в руде данного качества. Кроме того, в связи с появлением отбойки в зажиме любые варианты камерной системы могут применяться не только с открытым очистным пространством, но и с магазинированием. Выделение систем с магазинированием в особый класс приводит к тому, что камерная система (системы с подэтажной и камерно-этажной выемкой по классификации М. И. Агошкова) входит одновременно и в класс систем с открытым выработанным пространством, и в класс систем с магазинированием.

Признак деления на классы — состояние очистного пространства — для ряда систем разработки учитывается на период после выемки руды. Это относится к системам, при которых

закрепляют очистное пространство, но в последующем обрушают вмещающие породы (столбовая система с обрушением и слоевое обрушение). Такие системы с точки зрения процессов и показателей очистной выемки имеют все особенности систем с креплением, но отделены от них в классификации.

Далее, детальность классификации систем с закладкой и креплением давнего происхождения стала излишней, а для ряда получивших широкое распространение и перспективных систем — недостаточной.

В системах с открытым очистным пространством выделение камерно-этажной выемки в отдельную систему разработки перестало оправдываться, так как этот вариант стал очень редким.

§ 2. ПРИНЯТАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

В настоящем учебнике принята классификация, разработанная автором и заложенная в программу курса, утвержденную Минвузом СССР. В этой классификации (табл. XVI.1) по возможности сохранены распространенные наименования систем разработки и внесены лишь самые необходимые изменения. Системы разделены в ней на классы по признаку **способа поддержания очистного пространства при выемке руды** (т. е. в период извлечения отбитой руды из очистного пространства).

Принципиальные схемы систем разработки по классам даны на рис. XVI.1, рис. XVI.2 и XVI.3, методов выемки целиков — на рис. XVI.4.

Заметим, что по наименованию классов эта классификация почти совпадает с классификацией проф. Н. И. Трушкова, но по содержанию классов коренным образом отличается от нее, что устраняет указанные выше недостатки последней. Из классификации М. И. Агошкова использован важный принцип выделения в особый класс систем с обрушением руды и вмещающих пород.

I класс — системы с **естественным поддержанием очистного пространства** характеризуется тем, что очистная выемка состоит только в отбойке и доставке руды, включая вторичное дробление при необходимости; породы вокруг очистного пространства не обрушаются. (В этом классе находятся и системы, предусматривающие магазинирование руды, так как оно не связано с затратами труда и средств, поэтому не является производственным процессом и не может считаться искусственным поддержанием очистного пространства).

При выемке камер, независимо от оставления временных целиков, система разработки классифицируется по способу поддержания очистного пространства, свойственному выемке камер, но показатели отработки блока в целом будут характеризоваться в значительной мере выемкой целиков, осуществляемой с другим способом поддержания очистного пространства.

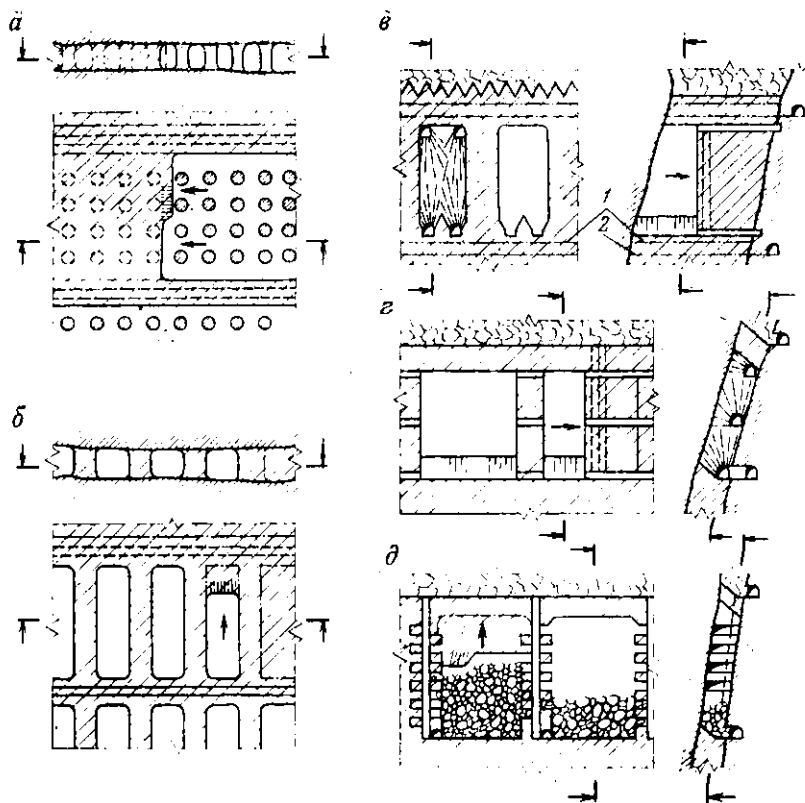


Рис. XVI.1. Основные системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства:

а — сплошная; б — камерно-столбовая; в — камерная, вариант с этажной отбойкой (1 — горизонт доставки руды; 2 — горизонт откатки); г — камерная, вариант с подэтажной отбойкой; д — с отбойкой из магазинов

Системы этого класса отличаются сравнительно небольшими материально-трудовыми затратами и интенсивной разработкой месторождения. Но в залежах мощных и средней мощности они дают значительные потери руды (в связи с составлением постоянных целиков или неполным извлечением временных целиков при выемке их с обрушением руды и вмещающих пород) либо требуют повышенных материально-трудовых затрат (на извлечение временных целиков с искусственным поддержанием очистного пространства).

II класс — системы с обрушением руды и вмещающих пород (с массовым обрушением). Очистная выемка ограничивается отбойкой и доставкой руды, включая вторичное дробление при необходимости; выработанное пространство не поддерживается: на отбитую руду обрушаются вмещающие породы. Этому классу систем свойственны относительно малые трудоем-

Таблица XVI.1. Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Класс	Группа	Система разработки
I. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	А. Системы с естественным поддержанием очистного пространства и механизированной доставкой в нем руды Б. Системы с естественным поддержанием очистного пространства и самотечной доставкой в нем руды	1. Сплошная система 2. Камерно-столбовая система 3. Камерная система 4. Система с отбойкой из магазина 5. Другие системы разработки данной группы
II. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания выработанного пространства)	А. Системы этажного обрушения Б. Системы подэтажного обрушения	1. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой 2. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами 3. Этажное самообрушение 4. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды 5. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды
III. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства	А. Системы с закладкой Б. Системы с креплением В. Системы с креплением и последующим обрушением	1. Однослойная выемка с закладкой 2. Горизонтальные слои с закладкой 3. Наклонные слои с закладкой 4. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой 5. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой 6. Столбовая система с обрушением 7. Слоеое обрушение 8. Другие системы разработки данной группы

кость и себестоимость добычи и высокая производительность блоков. Но при выпуске руды под налегающими обрушенными породами ухудшаются показатели извлечения руды (такие же достоинства и недостатки имеют системы I класса в мощных залежах, если целики отрабатывают с обрушением руды и вмещающих пород).

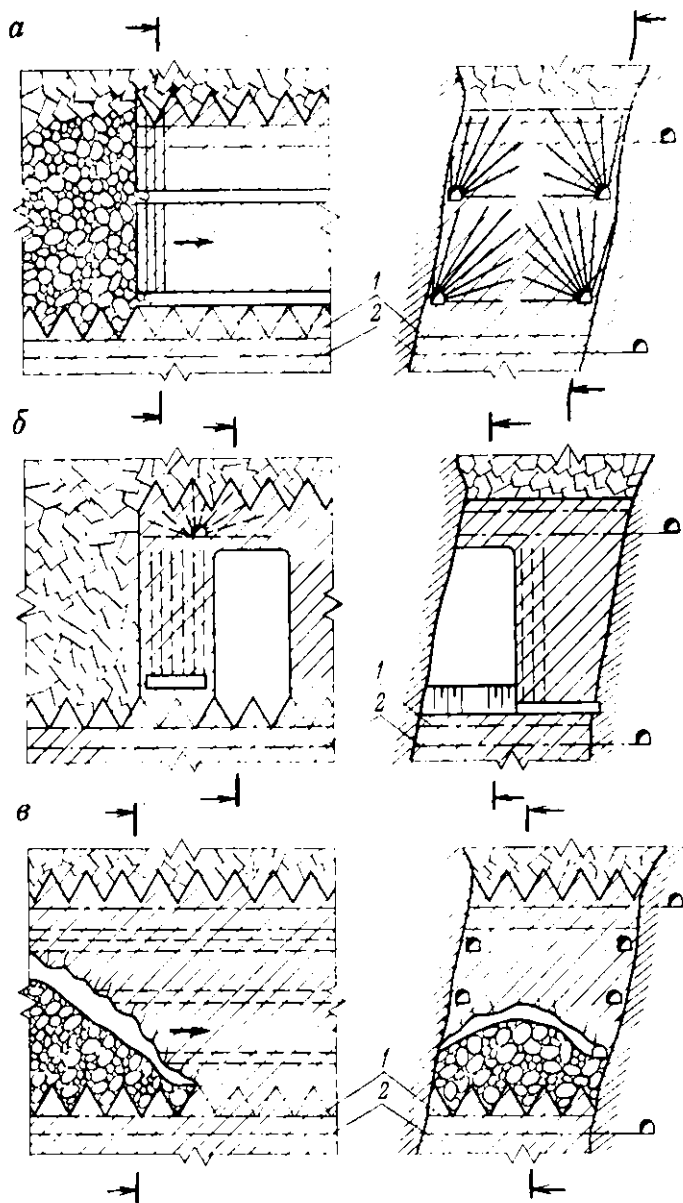
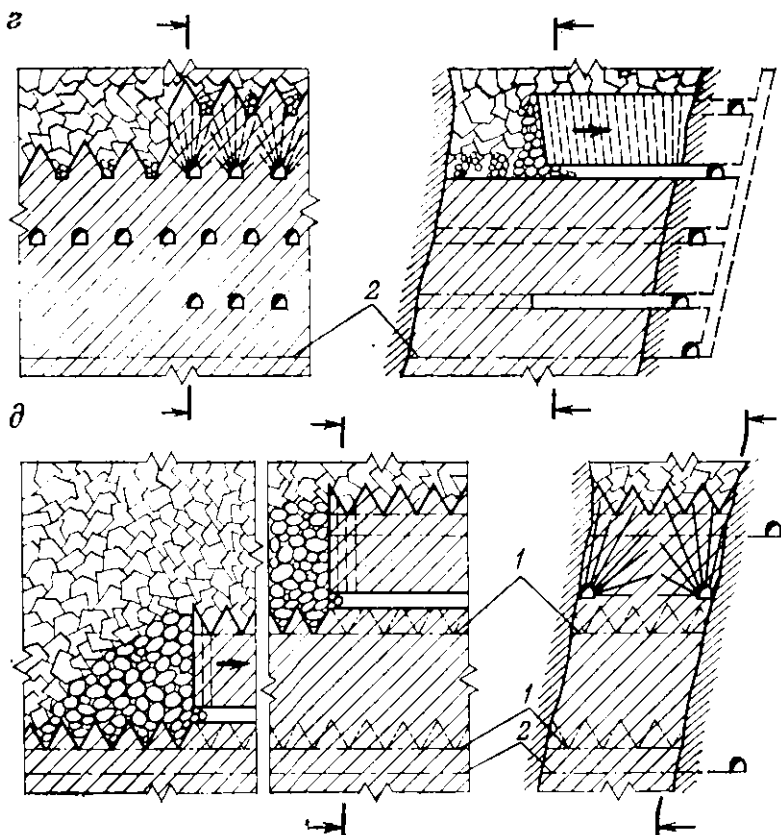


Рис. XVI.2. Основные системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород:

а — этапное принудительное обрушение со сплошной выемкой; б — этапное принудительное обрушение с компенсационными камерами; в — этапное самообрушение; г — подэтажное обрушение с торцевым выпуском; д — подэтажное обрушение с донным выпуском; 1 — горизонт доставки; 2 — горизонт откатки. Стрелками показано направление выемки



III класс — системы с искусственным поддержанием очистного пространства. Очистная выемка состоит из процессов отбойки, доставки руды и закладки или крепления или того и другого вместе. В случае крепления крепь передвигают, извлекают или разрушают по мере продвижения забоя, вызывая этим обрушение вмещающих пород, либо оставляют на месте установки. Эти системы могут обеспечить сравнительно малые потери и разубоживание руды, но за счет повышенной себестоимости добычи и менее интенсивной разработки месторождения (такую же технико-экономическую характеристику имеют системы I класса, если целики вынимают с искусственным поддержанием очистного пространства).

По сравнению с другими классификациями в приведенной классификации намного снижена детализация все реже применяемых систем разработки, в частности, с сыпучей закладкой и креплением, и полнее отражены сравнительно новые и перспективные системы разработки. Устаревшие системы вообще не включены. Заметим, что классификация отражает традиционные методы деления этажа на блоки и образования рабочих

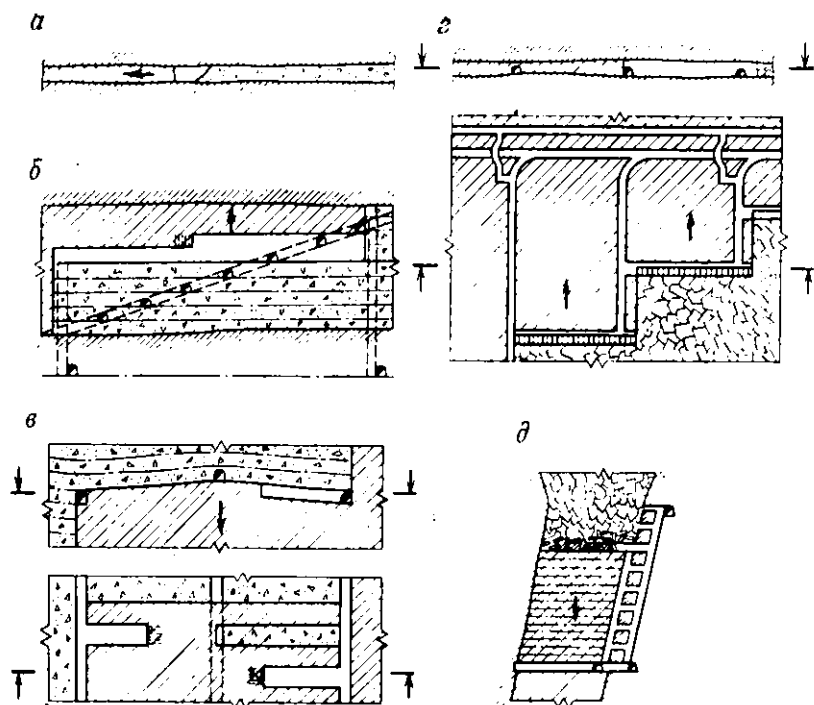


Рис. XVI.3. Основные системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства:

а — однослойная выемка с закладкой; б — горизонтальными слоями с закладкой; в — нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; г — столбовая с обрушением; д — слоевое обрушение; стрелками показано направление выемки

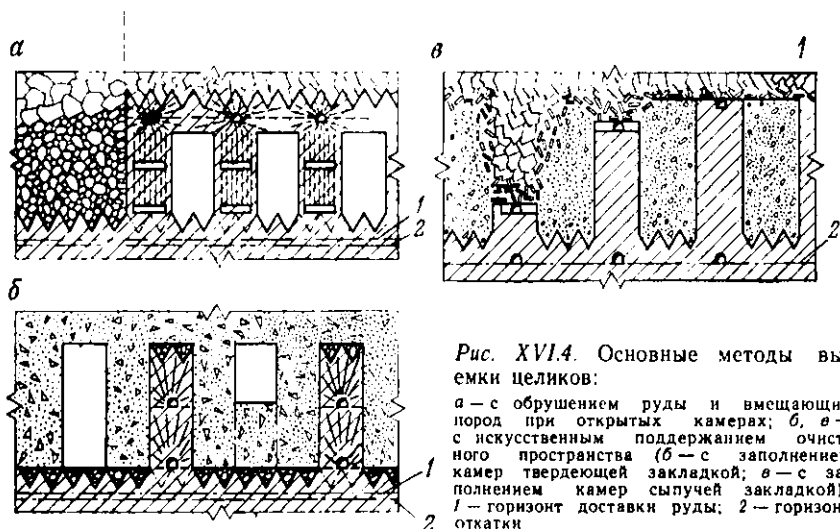


Рис. XVI.4. Основные методы выемки целиков:

а — с обрушением руды и вмещающих пород при открытых камерах; б, в — с искусственным поддержанием очистного пространства (б — с заполнением камер твердеющей закладкой; в — с заполнением камер сыпучей закладкой); 1 — горизонт доставки руды; 2 — горизонт откатки

мест для бурения, созданные применительно к переносному оборудованию. За последние годы на базе самоходной техники возникли новые системы разработки, отступившие от традиционных методов, однако они еще не определились в должной мере ни по типичным конструкциям, ни по условиям применения.

Глава XVII

ВЫБОР СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ПОРЯДОК ВЫБОРА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ВЛИЯЮЩИЕ ФАКТОРЫ

При выборе системы разработки первоначально отбирают все системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях. Затем из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т. е. те системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям и не проигрывают ни по одному из показателей. В итоге остаются (обычно две—три) конкурентоспособные системы, сравнение которых требует численных оценок. Наиболее выгодную из них определяют путем экономического сравнения между собой. При окончательном выборе учитываются дополнительные соображения, которые не могли получить численную оценку.

На многих рудниках задача экономических расчетов сводится к разграничению областей применения дешевой и дорогой систем разработки в зависимости от содержания полезного компонента, изменяющего на данном месторождении в широких пределах.

Заметим, что процедура выбора упрощается по мере накопления опыта лицом, осуществляющим выбор. Опытный инженер нередко может сразу отобрать конкурентоспособные системы, а иногда и сразу определить наиболее выгодную систему.

Факторы, влияющие на выбор системы разработки, условно делят на постоянные (учитываемые в любых случаях) и переменные, которые выдвигаются как ограничения в неблагоприятных случаях.

Постоянные факторы — устойчивость руды и вмещающих пород, мощность и угол падения рудного тела.

Переменные факторы: возгораемость руды, слеживаемость руд, необходимость сохранения земной поверхности; наличие над месторождением песков и глин; наличие в рудном теле включений пустых пород или забалансовых руд; характер контактов залежи (в отношении их четкости и правильности); большая глубина разработки; отсутствие дешевых материалов для монолитной закладки, исключающее целесообразность применения систем с закладкой в ряде случаев; обособленное залегание небольших рудных тел. Сюда же можно отнести и

ценность руды, учитываемую в экономическом сравнении систем.

Для действующего предприятия имеются дополнительные соображения в пользу системы разработки, включающей наиболее освоенную рудником прогрессивную технологию и механизацию работ.

§ 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, ПРИЕМЛЕМЫЕ ПО ПОСТОЯННЫМ ФАКТОРАМ

Влияние устойчивости руды и вмещающих пород. Устойчивость пород имеет множество градаций, выделим лишь следующие.

1. Устойчивая руда и устойчивые вмещающие породы. При этом технически приемлемы все системы разработки, кроме этажного самообрушения и столбовой системы с обрушением (при системах с обрушением руды и вмещающих пород и с обрушением только вмещающих пород должна искусственно создаваться предохранительная породная подушка).

2. Устойчивая руда и неустойчивые вмещающие породы. Системы с естественным поддержанием очистного пространства применимы лишь в мощных и средней мощности залежах при условии оставления предохранительной рудной корки около слабых боковых пород.

Независимо от мощности залежи при средней устойчивости вмещающих пород применима система с отбойкой из магазинов, а также камерная система в вариантах с магазинированием руды.

Все остальные системы, кроме этажного самообрушения, применимы без ограничений.

3. Неустойчивая руда (вмещающие породы — любой устойчивости). Применимы системы с обрушением руды и вмещающих пород в вариантах, предназначенных для неустойчивых руд; системы с креплением и последующим обрушением вмещающих пород; нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой; системы с креплением (вместе с закладкой в мощных залежах).

Влияние мощности и угла падения залежей. Мощность залежи при крутом падении ограничивает ширину очистного пространства, а при пологом — высоту бока. Поэтому рассмотрим влияние мощности залежи отдельно при крутом и отдельно при пологом падении.

При крутом падении технически приемлемы:

камерная система — при любой мощности (но не при малой, если применяют взрывные скважины);

с отбойкой из магазинов — в принципе при любой мощности залежи, но практически только при малой (но выемочная мощность должна быть не менее 1—1,3 м во избежание заклинивания руды);

с простой распорной крепью — при малой мощности;

системы этажного обрушения — в мощных залежах;

подэтажное обрушение — при мощности не менее 3—2 м (во избежание чрезмерного разубоживания руды обрушающимися боковыми породами; если же последние устойчивы, то при меньшей мощности выгоднее применить какую-либо из систем с естественным поддержанием очистного пространства);

системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой — при любой мощности;

система разработки тонких жил с отдельной выемкой — при мощности не более 0,3—0,4 м (по экономическим соображениям);

нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой — при любой мощности;

системы с креплением — при любой мощности (при большой и средней мощности крепление применяют вместе с закладкой);

слоевое обрушение — при мощности не менее 2—1,5 м (во избежание заклинивания мата между стенками выработанного пространства).

При пологом и наклонном падении технически приемлемы:

сплошная и камерно-столбовая системы — в основном при средней и малой мощности, причем в последнем случае целики могут быть искусственными (в мощных залежах резко возрастают потери руды в постоянных целиках и снижается безопасность работ под обнаженной кровлей);

системы разработки с этажным выпуском руды — камерная, с отбойкой из магазинов, этажного обрушения — в мощных залежах (так как при меньшей мощности слишком велик относительный объем полевой подготовки для выпуска и доставки руды);

системы с делением блоков на горизонтальные (или слабо-наклонные) слои: горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение — при большой и средней мощности (так как в ином случае залежь может быть отработана по мощности одним слоем);

все системы с однослойной выемкой — с закладкой, с усиленной распорной крепью, столбовая с обрушением — в мало-мощных залежах.

§ 3. ОГРАНИЧЕНИЯ В ВЫБОРЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПО ПЕРЕМЕННЫМ ФАКТОРАМ

Возгораемость руд. Наиболее интенсивно разогревается отбитая руда в связи с большой поверхностью окисления.

В классе систем с естественным поддержанием очистного пространства может ограничиваться применение системы с отбойкой из магазинов и вариантов других систем разработки, предусматривающих магазинирование руды, но только при особенно высокой возгораемости руды, так как отбитая руда находится в очистном пространстве ограниченный срок.

Системы с обрушением руды и вмещающих пород, как правило, неприменимы. Отдельные исключения (кроме этажного самообрушения) возможны при малой возгораемости руды и при условии обязательного профилактического заиливания обрушенного пространства.

В классе систем с искусственным поддержанием очистного пространства слоевое обрушение, как правило, неприемлемо за исключением отдельных случаев при малой возгораемости руды и профилактическом заиливании.

Системы с закладкой и с креплением применимы при условии полной и плотной закладки инертным материалом.

Наиболее надежную гарантию от пожаров дает применение монолитной закладки, с которой сочетаются системы разработки камерная и камерно-столбовая в вариантах с последующей закладкой, горизонтальные слои с закладкой, нисходящая слевая выемка с твердеющей закладкой. (Системы же с обрушением руды и вмещающих пород, а также слоевое обрушение в отечественной практике применяли при возгорающихся рудах преимущественно в те годы, когда еще не получила массового применения твердеющая закладка).

Слеживаемость руд ограничивает или исключает применение систем разработки, при которых в очистном пространстве скапливаются большие количества (в объеме подэтажа и больше) отбитой руды, выпуск которой занимает несколько недель. Нельзя применять магазинирование руды, этажное обрушение, а также выемку целиков массовым обрушением. При подэтажном обрушении ограничиваются высота подэтажа и размер обрушаемой секции.

Необходимость сохранения земной поверхности и вообще поддержания налегающих пород исключает системы разработки (и методы выемки целиков), предусматривающие обрушение вмещающих пород. При остальных системах разработки применяют постоянные целики увеличенных размеров или производят полную и плотную закладку выработанного пространства. В мощных залежах закладка должна быть твердеющей.

В отдельных случаях при необходимости сохранения земной поверхности допускается обрушение вмещающих пород. Это относится к большой глубине разработки при малой мощности залежей, особенно в случаях пологого и наклонного падения. Поверхность остается ненарушенной, если отношение глубины залегания H к мощности залежи M превышает известный предел. В средних условиях при пологом залегании $H:M=200$.

Особо стоит вопрос о сохранении водонепроницаемости и, следовательно, сплошности пород, отделяющих залежи от водоносного горизонта, что требуется, например, при разработке калийных месторождений. В этом случае предел $H:M$ может быть меньше. Например, на руднике ПО Беларуськалий $H:M > 40$ (H — высота водоупорной толщи из каменной соли).

Большая глубина разработки. Наибольшая глубина очистных работ на рудниках СССР составляет около 1 км (рудник «Октябрьский» Норильского ГМК, рудники им. Ленина и им. К. Либкнехта производственного объединения «Кривбасс-руда», рудники СУБР и Дарасунского РУ — до $800 \div 850$ м) и интенсивно возрастает.

В мировой практике имеются примеры ведения работ на более значительных глубинах: в Канаде — $2 \div 2,6$ км, в США — 2,5 км, в Индии — 3,5 км, в Южной Африке — 3,8 км, СССР — 1,6 км.

Ограничения в выборе системы разработки связаны с горным давлением на больших глубинах. Особая опасность больших глубин — горные удары. Удароопасность в средних условиях возникает при глубине работ более 600 м.

Месторождения с удароопасными породами могут быть подразделены на следующие группы:

1) залежи небольших размеров, при которых опорное давление передается окружающему массиву за их пределами;

2) залежи значительных размеров на глубинах от $0,6 \div 0,8$ до $1 \div 1,5$ км;

3) залежи значительных размеров на глубинах более $1 \div 1,5$ км.

В первой группе даже на больших глубинах возможны в основном такие же системы разработки, как и на меньших глубинах (но при уменьшении камер, увеличении целиков и т. п., если это требуется в связи с большим горным давлением). Так на Криворожском руднике им. Ленина, разрабатываемом на глубине до 1000 м крутые обособленные залежи руд средней мощности с коэффициентом крепости 7 и крепкими вмещающими породами вынимают камерной системой около половины запаса в этаже высотой 80 м.

Для второй группы, к которой относятся месторождения значительных размеров на глубинах от $0,6 \div 0,8$ до $1 \div 1,5$ км, главное требование — это сплошная выемка без оставления пустот и целиков, без образования таких участков массива, в которых может концентрироваться опорное давление. Соответственно исключается или жестко ограничивается применение всех систем разработки, при которых образуются камеры и целики.

В этой группе наибольшую сложность представляет разработка месторождений мощных и средней мощности. В соответствии с условием бесцеликовой выемки здесь исключаются все системы с естественным поддержанием очистного пространства. Системы с обрушением руды и вмещающих пород приемлемы лишь при крутом падении, дающем возможность перепуска обрушенных пород из верхних этажей. При пологом, наклонном и недостаточно крутом падении обрушение вмещающих пород намного отставало бы от очистной выемки, а это создавало бы высокие концентрации опорного давления. В качестве искусственного поддержания очистного пространства наиболее при-

емлема монолитная закладка, снижающая концентрацию напряжений в окружающем массиве пород. Система горизонтальных слоев с закладкой применима при достаточно устойчивой руде.

Для третьей группы месторождений (значительных размеров на глубинах более $1 \div 1,5$ км) ограничения еще более жесткие.

Системы с естественным поддержанием очистного пространства исключаются. По системам с обрушением руды и вмещающих пород мировая практика не дает примеров их применения в рассматриваемых условиях.

Из числа систем с искусственным поддержанием очистного пространства — система разработки горизонтальными слоями с закладкой, при которой люди работают под обнаженной кровлей, как правило, неприемлема, тем более в залежах мощных и средней мощности. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой возможна в основном в вариантах с применением металлической арматуры.

Системы с креплением и последующим обрушением, как правило, неприемлемы по тем же соображениям, что и с обрушением руды и вмещающих пород.

Характер контактов рудного тела (т. е. степень их правильности и четкости) влияет тем существеннее, чем меньше мощность залежи. Неправильные контакты неблагоприятны для отбойки из магазинов и для выемки наклонными слоями с закладкой. В тонких жилах неправильные или нечеткие контакты исключают раздельную выемку руды и подрабатываемых вмещающих пород.

Четкие контакты менее благоприятны для систем разработки (и способов выемки целиков) с обрушением руды и вмещающих пород.

Наличие в налегающих породах плывунов, неосушенных песков, суглинков, карстов, заполненных водой или газом. При этих условиях Правилами безопасности запрещается применять системы разработки и методы выемки целиков, вызывающие обрушение вмещающих пород.

Особо остановимся на наличии плывунов или неосушенных песков и суглинков, могущих образовывать плавун — насыщенный водой грунт, обладающий высокой подвижностью.

Плавун очень опасен. Он просачивается в обрушенные скальные породы, над ним на какое-то время образуется пустота, в ней обрушаются вышележащие породы и надавливают на плавун. В плавуне давление распространяется по закону, близкому к гидростатическому, т. е. примерно одинаково во все стороны, тогда как в обрушенных скальных породах боковое давление гораздо меньше. Поэтому плавун раздвигает себе канал в толще обрушенных пород и прорывается в горные выработки.

В практике рудников прорыв происходил через толщу отби-

той руды и обрушенных пород высотой $40 \div 60$ м и более, а иногда до 250 м (Заводской рудник Зыряновского комбината). Плывун распространяется по выработкам подобно пасте, выжимаемой из тьюбика, на расстояние до $100 \div 150$ м по горизонтали со скоростью около 7 км/час и более. По дороге срыывает крепь и арматуру со стенок выработок, загибает концы штанговой крепи, скручивает составы вагонов и т. п.

Возможности прорыва пльвуна особенно велики при обрушении руды и вмещающих пород, вызывающем резкое и неравномерное по площади опускание пород.

Пески относительно чистые (содержание илистых фракций до $10 \div 20$ %) и осушенные до состояния естественной влажности (содержание воды до 17 % по весу) не обладают текучестью; угол естественного откоса их не более $40 \div 45^\circ$. Поэтому сами по себе они не представляют опасности.

Иначе обстоит дело в отношении глин, а также песков со значительной примесью глины. Осушить их полностью практически невозможно. Кроме того, поверхность слоя глин неровная или станет неровной в процессе опускания; в углублениях скопится вода и образуется плывун. Прорыву пльвуна способствуют крупная кусковатость обрушенных пород и неравномерное опускание их поверхности. Последнее вызывается, в частности, обрушением целиков в открытые камеры. А если при этом, как бывает при относительно небольших глубинах, часть вытесняемого из камер воздуха прорывается через толщу пород вверх, то это сразу же образует канал, по которому может двигаться плывун.

Помимо пльвунной опасности, наличие глин в покрывающих породах может резко ухудшить извлечение руды при выпуске; глина обгоняет в своем движении скальные породы и появляется в воронках вскоре после начала выпуска руды. Так происходит в нескольких этажах до глубины 200—300 м и более.

Наиболее жесткие ограничения относятся к крутым залежам, где глины опускаются вслед за понижением работ.

Особо следует выделить месторождения, над которыми глины и пески находятся под обводненной толщей наносов. Почти ни одно из таких месторождений в мировой практике не разрабатывали системами с обрушением руды и вмещающих пород. Не может в большинстве случаев существенно изменить условия и предварительное осушение наносов, поскольку какой-то статический напор останется, тем более при неровной кровле прослая глин. Причем при обводненных наносах опасны не только глины, но даже и чистые пески, так как при избыточной влажности (30 % влаги по весу) они приобретают пльвунные свойства. Среди мощных месторождений указанные условия имеются на железорудных месторождениях (Белозерском, КМА, Соколовском), у части полиметаллических месторождений (Зыряновском) и др. Все эти месторождения разрабатываются или намечены к разработке с применением

твердеющей закладки для того, чтобы предотвратить обрушение налегающих пород. При устойчивых рудах применяют камерно-столбовую или камерную систему, отработанные камеры заполняют твердеющей смесью, затем вынимают междуканальные целики как «вторичные камеры» и заполняют их твердеющей смесью полностью или в нижней части, а остальную часть тогда закладывают сыпучим материалом. Применяют и горизонтальные слои с закладкой (моноклитной). При слабых рудах применяют нисходящую слословую выемку с твердеющей закладкой.

Имеются однако исключения, согласовываемые с Госгортехнадзором. На одном из рудников месторождение залегает под 100-метровой толщей наносов, пески над рудой обводнены на высоту около 30 м. Месторождение осушают и затем обрабатывают сравнительно небольшими участками размером 250×250 м. Осушение ведут дренажными скважинами с поверхности по контуру участка и веерами восходящих скважин по сетке 5×5 м из подземных выработок. Залежь под осушенной площадью обрабатывают поэтажным обрушением с торцевым выпуском руды, т. е. без образования пустот и, следовательно, без резких опусканий поверхности отбитой руды. За длительный период (более 10 лет) такой работы прорывов пльвуна не было. Рассматривалась возможность испытания такой схемы на Соколовском руднике, где применение твердеющей закладки встретило особые затруднения (камеры обрушаются в связи с недостаточной устойчивостью руды и вмещающих пород, а нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой слишком дорога для сравнительно бедных железных руд).

Перейдем к системам с креплением и последующим обрушением. Оработка пологих маломощных залежей столбовой системой с обрушением вызывает сравнительно малое смещение налегающих пород и при известном соотношении между расстоянием до водоупорного горизонта и мощностью пласта (порядка 40:1) применяется и под обводненными наносами, о чем сказано выше в связи с требованием сохранения дневной поверхности.

Прошел опытно-промышленные испытания на шахтах Марганецкого ГОКа способ электрохимического закрепления обводненных глинистых песков, суглинков и глин. В массив подают без давления соответствующие электролиты, катализаторы и добавки; при наложении поля постоянного электрического тока происходят необходимые изменения свойств обводненных пород: они практически перестают фильтровать воду и могут служить гидроизоляционными завесами. Расходы на применение этого способа умеренные.

Можно полагать, что в каких-то условиях электрохимическое закрепление обводненных пород позволит применить системы с обрушением руды и вмещающих пород и системы с креплением и последующим обрушением.

При наличии в рудном теле включений пустых пород и забалансовых руд оставление их в недрах не обеспечивают такие высокопроизводительные системы, как сплошная, камерная, с отбойкой из магазинов и этажного обрушения. Получаемое в результате совместной отработки безрудных включений так называемое конструктивное разубоживание руд достигает 20—30 %. Целесообразно или нет применять высокопроизводительные системы разработки, можно определить экономическим сравнением с обеспечивающими раздельную выемку более дорогими системами по условию максимального дохода (XI.3). Помимо очевидных статей дохода и убытков необходимо учитывать, что при более трудоемких системах, во-первых, также неизбежно конструктивное разубоживание, хотя и в меньшем объеме — порядка $5 \div 10$ %; во-вторых, может сократиться производительность рудника не только по руде, но и по металлу; в-третьих, снизится концентрация работ, что дополнительно уменьшит производительность труда.

Отсутствие дешевых местных материалов для твердеющей закладки влияет на выбор системы разработки в тех случаях, когда применение твердеющей закладки не является единственным технически приемлемым решением, но другие возможные системы разработки повышают потери и разубоживание руды, как например, системы с обрушением руды и вмещающих пород, или имеют большую трудоемкость.

Одним из таких случаев является разработка мощных залежей руд рядовой ценности в условиях, когда допустимо обрушение земной поверхности. В этом и подобных случаях лишь при наличии дешевых местных материалов расходы, связанные с применением твердеющей закладки, могут окупиться за счет более полной и чистой выемки руды, снижения горного давления, улучшения вентиляционной схемы, более надежного управления качеством руды, сохранения земной поверхности, уменьшения длины квершлага (в связи с приближением ствола к месторождению). Поэтому для правильного выбора системы разработки необходимо располагать сведениями о наличии поблизости хвостов обогатительных фабрик, песка и глины (инертных материалов), а также шлаков, зол, цемента (вяжущие материалы).

Обособленное залегание и небольшие размеры рудных тел по простиранию и падению. В этом случае рудное тело обрабатывают одним блоком. При небольшом запасе блока становится невыгодным использование самоходного оборудования на слоях (подэтажах). Поэтому невыгодными оказываются и те системы разработки со слоевой и подэтажной выемкой, которые дают лучшие результаты по сравнению с конкурирующими системами лишь при использовании самоходного оборудования. Примерами могут служить нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой и подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды.

В практике известны случаи, когда разрабатывая обособленные залежи неустойчивых руд при запасе залежи более 30—50 тыс. т применяют нисходящую слесовую выемку с твердеющей закладкой в варианте с самоходным оборудованием, а при меньшем запасе — слесовое обрушение (с переносным оборудованием).

Ценность руды. Из числа приемлемых по техническим факторам систем разработки отдают предпочтение при ценной руде системам, дающим более полное извлечение руды, а при бедной руде — дешевым системам (подробнее это рассмотрено ниже в связи с экономическим сравнением систем разработки).

§ 4. МЕТОДИКА ОТБОРА КОНКУРЕНТОСПОСОБНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Для участка или всего месторождения с постоянными горно-геологическими условиями отбор конкурентоспособных систем ведется в две стадии.

Первая стадия — постепенное исключение неприемлемых систем разработки в результате последовательного рассмотрения постоянных и переменных факторов в определенном порядке. При рассмотрении каждого из факторов последующие факторы еще не принимаются во внимание. Системы разработки, оказавшиеся неприемлемыми по какому-то фактору, исключаются из дальнейшего рассмотрения.

Вторая стадия — из числа оставшихся систем в пределах каждого класса выбираются заведомо лучшие по каким-либо одинаковым показателям при постоянстве других показателей, например более дешевые и производительные при одинаковых показателях потерь и разубоживания руды. В результате отбора обычно остаются две—три системы разработки, из которых одна более производительная, а другая дает более полное извлечение руды.

Рассмотрим несколько примеров.

Пример 1. Исходные условия и первая стадия отбора путем постепенного исключения привели к системам, указанным в табл. XVII.1.

В общем случае системы с закладкой производительнее систем с креплением и слесового обрушения при тех же величинах потерь и разубоживания руды. Поэтому для дальнейшего сравнения останутся только системы подэтажного обрушения и система разработки горизонтальными слоями с закладкой. Выбор между ними зависит от ценности руды и основывается на экономическом сравнении по условию максимального дохода (XI.3). Причем при очень ценной руде и без расчетов ясно, что предпочтительнее система с закладкой, а при очень бедной руде — системы подэтажного обрушения.

Пример 2. После первой стадии отбора осталось несколько систем (табл. XVII.2).

Из I класса остались этажное самообрушение и подэтажное обрушение с донным выпуском. Выбор между ними зависит главным образом от соотношения затрат на проведение выработок для выпуска и доставки руды (меньше при этажном самообрушении) и затрат на поддержание этих вы-

Таблица XVII.1. Отбор технически приемлемых систем разработки.
Условия: устойчивая руда, устойчивые породы лежачего бока и неустойчивые породы висячего бока, мощность залежей 3÷5 м, угол падения 60÷70°

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
Постоянные: 1. Устойчивые руды и породы лежачего бока, неустойчивый висячий бок 2. Мощность залежи 3—5 м, угол падения 60—70° Переменные: Ограничений нет	Сплошная камерно-столбовая, камерная,* с отбойкой из магазина —	Этажное принудительное обрушение, подэтажное обрушение Подэтажное обрушение	Все Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с моноклитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение

* с оставлением предохранительной рудной корки у висячего бока.

работок, которые сократятся при подэтажном обрушении. Здесь нужен сравнительный экономический расчет по условию минимальных затрат (XI.1). Предположим, что результаты расчета будут в пользу подэтажного обрушения.

В III классе показатели извлечения руды при всех оставшихся системах могут быть примерно одинаковыми, поэтому отбор может основываться на величине издержек производства. Учтем дополнительный переменный фактор — наличие дешевых местных материалов для твердеющей закладки. Тогда в III классе и без расчетов следует предпочесть нисходящую слоевую выемку с моноклитной закладкой.

Остались, таким образом, подэтажное обрушение с донным выпуском и нисходящая слоевая выемка с моноклитной закладкой, между которыми требуется экономическое сравнение по величине дохода из условия (XI.3).

Пример 3. (табл. XVII.3).

Вторая стадия отбора в пределах I и II классов систем усложнена тем, что при камерной системе итоговые показатели отработки блока зависят от метода выемки целиков. Такие случаи будут рассмотрены отдельно в связи с экономическим сравнением систем разработки.

В III классе по аналогии с предыдущими примерами предпочтительнее системы разработки горизонтальными или наклонными слоями с закладкой. Выбор одной из них возможен на основе экономического сравнения по величине затрат из условия (XI.1).

Таблица XVII.2. Отбор технически приемлемых систем разработки.

Условия: неустойчивая руда, неустойчивые породы, мощность залежи 40÷80 м, угол падения 60÷80°, контакты залежи неправильные и нечеткие; для монолитной закладки имеются поблизости дешевые материалы

Факторы	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
Постоянные:			
1. Неустойчивые руда и вмещающие породы	—	Этажное само-обрушение, под-этажное обрушение с донным выпуском То же	Нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением и последующим обрушением
2. Мощность залежи 40÷80 м, угол падения 60÷80°	—		Нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
Переменные:			
Неправильные и нечеткие контакты залежи	—	»	То же

Таблица XVII.3. Отбор технически приемлемых систем разработки.

Условия: устойчивые руды и вмещающие породы, мощность залежи 50÷70 м, угол падения 0÷20°.

Факторы	Приемлемые системы		
	С естественным поддержанием очистного пространства (I класс)	С обрушением руды и вмещающих пород (II класс)	С искусственным поддержанием очистного пространства (III класс)
Постоянные:			
1. Устойчивые руда и вмещающие породы	Все	Этажное принудительное обрушение, системы подэтажного обрушения	Системы с закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
2. Мощность 50÷70 м, угол падения 0÷20°	Камерная	Этажное принудительное обрушение; системы подэтажного обрушения	Горизонтальные слои с закладкой, наклонные слои с закладкой, нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой, системы с креплением, слоевое обрушение
Переменные:			
Ограничений нет			

§ 5. ПОРЯДОК ЭКОНОМИЧЕСКОГО СРАВНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

С точки зрения экономической оценки почти все системы разработки могут быть разделены на две основные категории.

I категория — относительно дешевые системы разработки, дающие в известных условиях повышенные потери руды. Это основная часть систем I класса, т. е. системы с естественным поддержанием очистного пространства при оставлении постоянных целиков или при выемке целиков с обрушением руды и вмещающих пород, и все системы II класса — с обрушением руды и вмещающих пород.

II категория — сравнительно дорогие системы разработки, обеспечивающие малые потери руды (при правильном ведении работ). Это все системы с искусственным поддержанием очистного пространства при выемке блоков или целиков, т. е. все системы III класса и часть из I класса.

При относительно бедной (или, наоборот, очень ценной) руде опытному специалисту и без расчетов ясно, что выгоднее более дешевая (или, наоборот, обеспечивающая более полное извлечение руды) система разработки. Иногда вопрос может быть решен по аналогии с практикой другого рудника. Однако часто приходится производить экономические расчеты по изложенной выше методике (см. гл. XI, § 4).

В первых двух из приведенных выше примеров отбора систем экономическое сравнение с учетом ценности руды должно быть применено к системам разработки разных классов.

Более сложный случай — разработка мощных залежей с устойчивыми породами, в которых возможно применение камерной системы разработки с оставлением временных целиков. Этот случай иллюстрируется последним примером, где в результате отбора останутся относительно дешевые системы разработки: этажное принудительное обрушение и камерная система с массовым обрушением целиков; системы, дающие малые потери и разубоживание руды; камерная система с выемкой целиков при заложенных камерах и система разработки горизонтальными слоями с закладкой.

Принцип сравнения системы этажного принудительного обрушения и камерной системы с массовым обрушением целиков изложен выше.

Камерная система с выемкой целиков при заложенных камерах в подавляющем большинстве случаев должна рассматриваться в варианте с монолитной закладкой перед выемкой целиков; тогда потери и разубоживание руды будут такими же малыми, как и при выемке горизонтальными слоями с закладкой, сравнение возможно по величине затрат из условия (XI.1).

В результате останутся, например, этажное принудительное обрушение и система разработки горизонтальными слоями

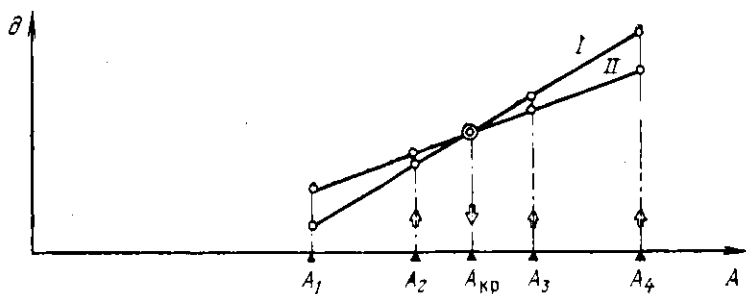


Рис. XVII.1. Схема к определению $A_{кр}$ — содержания металлов в руде, при котором выгоден переход от дешевой системы разработки, дающей повышенные потери руды (индекс I) к более дорогой системе, снижающей потери руды (индекс II):

d — доход от разработки месторождения; A — содержание металла в руде; A_1, A_4 — содержание в блоках соответственно с самой бедной и самой богатой рудой; A_2, A_3 — промежуточные значения

с закладкой, которые должны сравниваться между собой по величине дохода из условия (XI.3).

Что касается методики сравнительных расчетов, то она приведена в гл. XI, § 4.

Формулировка задачи для решения на ЭВМ. При постоянстве горнотехнических условий содержание полезного компонента в руде изменяется в различных блоках от очень малой величины, делающей заведомо невыгодным применение дорогих систем разработки, до высокого содержания, заведомо неприемлемого для систем разработки, дающих повышенные потери руды.

Требуется: выбрать системы разработки для блоков с различным содержанием металлов в руде; определить критическое содержание полезного компонента, при котором следует переходить с одной системы разработки на другую.

Методика решения. Отбираются по техническим факторам приемлемые системы разработки, из них — конкурентоспособные. В результате отбора останутся две системы разработки, из которых одна дешевле, но дает повышенные потери руды (может остаться и третья система, занимающая промежуточное положение).

За критерий эффективности принимается удельный доход (руб/т). Задача решается графоаналитическим методом. На графике определяется зависимость удельного дохода от содержания металлов в руде по каждой из сравниваемых систем разработки. Каждая из кривых строится по четырем точкам, удельный доход для каждой точки определяется расчетом по формуле

$$d_{ij} = \frac{1 - p_i}{1 - p_l} \left(C \frac{A_{рудj}(1 - p_i)}{A_k} \eta - E_k k_i - c_{добi} - c_{тi} - c_{пi} \right),$$

где i — индекс системы разработки; j — индекс блока с определенным содержанием металла в руде $A_{руд j}$; $A_{руд j}$ — изменяется от минимального до максимального содержания металла в руде по блоку для данного месторождения. Шаг изменения

$$\Delta A_{руд j} = \frac{A_{руд \max} - A_{руд \min}}{3},$$

т. е. расчет производится для четырех значений $A_{руд j}$. Каждой системе разработки будет соответствовать своя кривая. Точка пересечения этих кривых покажет критическое содержание металла в руде, ниже которого выгодно применять более дешевую систему разработки, а выше — дающую меньшие потери руды (рис. XVII.1).

§ 6. ОСОБЕННОСТИ ВЫБОРА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С НЕПОСТОЯННЫМИ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИМИ УСЛОВИЯМИ

Большинство рудных месторождений имеют разнообразные горно-геологические условия, поэтому применение какой-либо одной системы разработки во всем шахтном поле часто невозможно или нецелесообразно. В таких случаях необходимо разделить (мысленно) месторождение на более или менее однотипные по горно-геологическим условиям участки, каждый из которых может быть отработан какой-либо одной системой. Для этого сначала составляют известное представление о возможных системах разработки и границах областей их применения на рассматриваемом руднике. Критерием могут быть, например, степень устойчивости руды, угол падения или мощность залежей или все это вместе в определенных сочетаниях. Так, при малой и средней мощности пологие залежи должны быть отделены от крутых (в которых имеется возможность самотечной доставки руды по очистному пространству), а среди тех и других должны быть выделены участки с неустойчивыми и устойчивыми боковыми породами. Если часть месторождения располагается, например, под требующей сохранения земной поверхностью, то для этой части система разработки должна выбираться отдельно. Возможны и другие признаки.

Для разделения месторождения на участки с однотипными условиями удобно нанести на разрезе по простиранию (или на плане для пологих залежей) изогипсы принятых критериев. Для этого могут быть использованы ЭВМ.

Для каждого участка выбирают систему разработки отдельно. Взаимосвязь определяется наличием пограничных блоков. Для небольшого участка месторождения может быть принята система разработки, близкая по технологии и механизации производственных процессов к системам разработки основной части месторождения, даже если она и не является наилучшей для горно-геологических условий именно данного участка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений, М., Недра, 1983.
2. Байконуров О. А., Филимонов А. Т., Калошин С. Г. Комплексная механизация подземной разработки руд, М., Недра, 1981.
3. Борисенко С. Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений. Киев, Вища школа, 1977.
4. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф., Богданов Г. И. Разработка руд на больших глубинах. М., Недра, 1982.
5. Влох Н. П., Сашурин А. Д. Управление горным давлением на железных рудниках. М., Недра, 1974.
6. Галаев Н. З. Определение оптимальных параметров систем разработки рудных месторождений, Л., изд. ЛГИ, 1979.
7. Григорьев В. Н., Дьяков В. А., Пухов Ю. С. Транспортные машины и комплексы подземных разработок. М., Недра, 1976.
8. Дубынин Н. Г. Выпуск руды при подземной разработке. М., Недра, 1965.
9. Ерофеев И. Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. М., Недра, 1977.
10. Именитов В. Р. Высокопроизводительные системы разработки и мощных месторождений крепких руд. М., Госгортехиздат, 1961.
11. Именитов В. Р., Абрамов В. Ф., Попов В. В. Локализация пустот при подземной добыче руды. М., Недра, 1983.
12. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений, М., Недра, 1978.
13. Инструкция по безопасному применению самоходного (несельсового) оборудования. М., Недра, 1973.
14. Иофим С. Л., Шкарпетин В. В., Сергеев В. Е. Поточная технология подземной добычи крепких руд. М., Недра, 1979.
15. Кальницкий Я. Б., Филимонов А. Т. Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на рудниках. М., Недра, 1974.
16. Каплунов Д. Р. Стабилизация качества руды при подземной добыче. М., Недра, 1983.
17. Кравченко В. П., Куликов В. В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1974.
18. Куликов В. В., Дейнека А. Г. Методика прогнозирования показателей извлечения руды. М., изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1969.
19. Куликов В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1972.
20. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. М., Metallurgizdat, 1952.
21. Медведев И. Ф., Абрамов А. Ф. Ликвидация зависаний и вторичное дробление руды. М., Недра, 1975.
22. Мельников Н. В. Современное состояние горной науки в СССР. М., Наука, 1968.
23. Методические указания по определению нормативной прочности твердеющей закладки и оценке прочностных свойств искусственных массивов/В. Д. Палий, Е. С. Смелянский, В. Т. Кравченко и др. Л., изд. ВНИМИ, 1975.
24. Методы и средства взрывной отбойки руд/Э. О. Миндели, В. А. Салганик, Г. А. Воротелях и др. М., Недра, 1977.
25. Михайлов Ю. И., Кантович Л. И. Горные машины и комплексы. М., Недра, 1975.
26. Назарчик А. Ф., Олейников И. А., Богданов Г. И. Разработка жильных месторождений. М., Недра, 1977.

27. *Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки.* Л., Гипроруда, 1979.
28. *Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с подземным способом разработки.* М., Гипроцветмет, 1975.
29. *Попов Г. Н., Юков В. А., Пахомов В. П. Технология и техника подземной разработки рудных месторождений осадочного происхождения.* М., Недра, 1975.
30. *Ржевский В. В. К проблемам расчета давления горных пород.*— Горный журнал, 1982, № 5, с. 6—14.
31. *Сборник руководящих материалов по охране недр.* М., Недра, 1973.
32. *Седов Л. И. Методы подобия и размерности в механике.* М., Наука, 1965.
33. *Скорняков Ю. Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд.* М., Недра, 1978.
34. *Смолдырев А. Е. Технология и механизация закладочных работ.* М., Недра, 1974.
35. *Соболь А. В., Пинский В. Л., Брусиловский А. В. Механизация очистных работ на калийных рудниках.* Л., Химия, 1974.
36. *Совершенствование методов добычи и обогащения марганцевых руд/ Г. М. Малахов, Л. К. Головкин, И. М. Гражданцев и др.* М., Недра, 1974.
37. *Совершенствование разработки рудных месторождений.* Под ред. акад. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1973.
38. *Терпегосов З. А. Основания блоков и механизация выпуска руды.* М., Недра, 1977.
39. *Технология добычи руд с твердеющей закладкой/ О. А. Байконуров, Л. А. Крупник, В. М. Петухов и др.,* М., Недра, 1979.
40. *Технология подземной разработки калийных руд/ В. Г. Зильбершмидт, К. Г. Сипопальников, Т. Д. Полянина и др.* М., Недра, 1977.
41. *Тихонов Н. В., Рысев Г. С. Шахтные погрузочно-транспортные машины.* М., Недра, 1976.
42. *Требуков А. П. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд.* М., Недра, 1981.
43. *Цыгалов М. Н., Зурков П. Э. Разработка месторождений полезных ископаемых с монолитной закладкой.* М., Недра, 1970.
44. *Шахмейстер Л. Г., Слод Г. И. Шахтные конвейерные установки.* М., Недра, 1976.
45. *Шестаков В. А. Научные основы выбора и экономической оценки систем подземной разработки рудных месторождений.* М., Недра, 1976.
46. *Щелканов В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений.* М., Недра, 1974.
47. *Справочник по горнорудному делу.* Под ред. Гребенюка В. А., Пыжьянова Я. С., Ерофеева И. Е. М., Недра, 1983.
48. *Дробот Б. П. Послойная разработка рудных месторождений под искусственной кровлей.* М., Недра, 1978.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие	3
Введение	4
Раздел первый. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	7
Глава I. Технологическая характеристика рудника и терминология	7
§ 1. Горнотехнические условия рудных месторождений	7
§ 2. Классификация производственных процессов подземных горных работ	12
Глава II. Требования к использованию недр при разработке месторождений	16
§ 1. Общие сведения	16
§ 2. Виды потерь и разубоживания руды	18
§ 3. Структура показателей извлечения руды	19
§ 4. Методы определения фактических показателей извлечения руды	22
§ 5. Экономический ущерб от потерь металла и разубоживания руды	27
§ 6. Нормирование показателей извлечения руды	34
§ 7. Рациональное использование недр	35
Глава III. Требования к разработке месторождений	40
§ 1. Основные требования	40
§ 2. Общие направления технического прогресса	42
§ 3. Главные направления в совершенствовании механизации горных работ	46
Раздел второй. ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	49
Глава IV. Отбойка руды	49
§ 1. Общие сведения	49
§ 2. Функциональная оценка свойств горных пород в инженерных расчетах	51
§ 3. Особенности взрывной отбойки	53
§ 4. Требования к производственным процессам с точки зрения габарита кусков руды	57
§ 5. Шпуровая отбойка	61
§ 6. Скважинная отбойка	70
§ 7. Особенности скважинной отбойки руды в зажиме	89
§ 8. Минная отбойка	98
§ 9. Механическая отбойка	101
§ 10. Электрофизические способы отбойки	111
Глава V. Доставка руды	112
§ 1. Общие сведения	112
§ 2. Вторичное дробление руды и ликвидация заторов	114
§ 3. Самотечная доставка руды	119
§ 4. Выработки для выпуска руды	123
§ 5. Погрузка и доставка руды самоходным оборудованием	127
§ 6. Выпуск и доставка руды питателями и конвейерами	144
§ 7. Скреперная доставка руды	153
§ 8. Взрывная доставка руды	159
§ 9. Гидравлическая доставка руды	161

Глава VI. Поддержание очистного пространства	161
§ 1. Управление горным давлением при очистной выемке и связанные с этим требования к горным работам	161
§ 2. Способы поддержания очистного пространства	198
§ 3. Закладка	200
§ 4. Крепление	225
§ 5. Упрочнение породных массивов	230
Глава VII. Организация очистных работ	234
§ 1. Режим работы рудника	234
§ 2. Взаимозависимость процессов во времени	235
§ 3. Формы организации труда	236
Глава VIII. Методы проектирования и исследования процессов	242
§ 1. Общие сведения	242
§ 2. Производственно-экспериментальные методы	245
§ 3. Физическое моделирование	254
§ 4. Экономико-математические методы	268
Раздел третий. ПРОЦЕССЫ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ	275
Глава IX. Транспортирование и управление качеством рудной массы	275
§ 1. Организация работ на транспорте руды	275
§ 2. Организация работ на подъеме руды	278
§ 3. Процессы управления качеством рудной массы	279
§ 4. Сортировка рудной массы	281
Глава X. Вспомогательные производственные процессы	283
§ 1. Общие сведения	283
§ 2. Доставка людей, материалов и оборудования	284
§ 3. Монтажные и демонтажные работы	287
§ 4. Ремонт оборудования	288
§ 5. Содержание выработок и другие вспомогательные работы	290
Раздел четвертый. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ	292
Глава XI. Общие положения	292
§ 1. Вводные замечания и краткие сведения о подготовке месторождений	292
§ 2. Классы систем разработки	304
§ 3. Требования к системе разработки и основные ее показатели	309
§ 4. Методика экономического сравнения систем разработки и оптимизации их параметров	310
Глава XII. Системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	318
§ 1. Общая характеристика	318
§ 2. Сплошная система разработки	320
§ 3. Камерно-столбовая система разработки	326
§ 4. Особенности камерно-столбовой системы разработки при добыче калийных солей	335
§ 5. Особенности камерно-столбовой системы разработки при добыче пыльного камня	343
§ 6. Камерная система разработки	345
§ 7. Особенности выемки камер, подлежащих последующей твердеющей закладке	361
§ 8. Система разработки с отбойкой из магазинов	362
§ 9. Другие системы разработки с естественным поддержанием очистного пространства	368
Глава XIII. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	374
§ 1. Общая характеристика	374
§ 2. Обрушение вмещающих пород	376

§ 3. Выпуск руды под налегающими обрушенными породами	381
§ 4. Общая характеристика систем этажного принудительного обрушения	404
§ 5. Этажное принудительное обрушение со сплошной выемкой	407
§ 6. Этажное принудительное обрушение с компенсационными камерами	412
§ 7. Этажное самообрушение	414
§ 8. Общая характеристика систем подэтажного обрушения	419
§ 9. Подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды	422
§ 10. Подэтажное обрушение с донным выпуском руды	427

Глава XIV. Системы разработки с искусственным поддержанием очистного пространства 430

§ 1. Общая характеристика	430
§ 2. Однослойная выемка с закладкой	431
§ 3. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой	431
§ 4. Система разработки наклонными слоями с закладкой	441
§ 5. Система разработки тонких жил с раздельной выемкой	442
§ 6. Нисходящая слоевая выемка с монолитной закладкой	445
§ 7. Системы разработки с креплением	448
§ 8. Общая характеристика систем разработки с креплением и последующим обрушением	449
§ 9. Столбовая система разработки с обрушением	450
§ 10. Особенности столбовой системы разработки с обрушением при добыче марганцевых руд	454
§ 11. Особенности столбовой системы разработки с обрушением при добыче калийных солей	455
§ 12. Слоеое обрушение	460
§ 13. Другие системы разработки с креплением и последующим обрушением	464

Глава XV. Выемка целиков 465

§ 1. Общие сведения	465
§ 2. Выемка целиков с обрушением руды и вмещающих пород	466
§ 3. Выемка целиков с искусственным поддержанием очистного пространства	472

Глава XVI. Классификация систем разработки 476

§ 1. Вводные сведения	476
§ 2. Принятая классификация систем разработки	479

Глава XVII. Выбор систем разработки 485

§ 1. Порядок выбора системы разработки и влияющие факторы	485
§ 2. Системы разработки, приемлемые по постоянным факторам	486
§ 3. Ограничения в выборе системы разработки по переменным факторам	487
§ 4. Методика отбора конкурентоспособных систем разработки	494
§ 5. Порядок экономического сравнения систем разработки	497
§ 6. Особенности выбора систем разработки месторождений с непостоянными горно-геологическими условиями	499

Список литературы 500