

Б 22.2

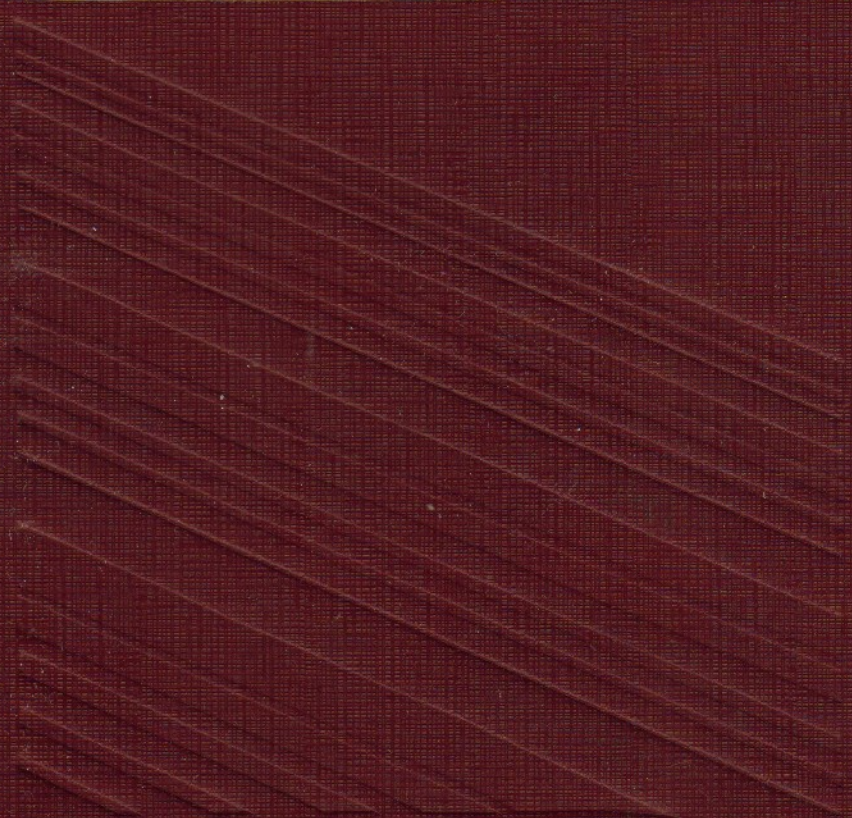
А 249

М. И. Агошков

С. С. Борисов

В. А. Боярский

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



М. И. Агошков
С. С. Борисов
В. А. Боярский

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

ИЗДАНИЕ ТРЕТЬЕ,
ПЕРЕРАБОТАННОЕ
И ДОПОЛНЕННОЕ

*Допущено Министерством высшего
и среднего специального образования СССР
в качестве учебника для горных техникумов*

Т 44349



МОСКВА «НЕДРА» 1983

Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для техникумов. 3-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1983, 424 с.

Изложены основные сведения о вскрытии и разработке месторождений рудных и нерудных полезных ископаемых. Описаны системы и технология разработки этих месторождений открытым и подземным способами. Рассмотрены методические положения выбора системы разработки и ее параметров, расчета отдельных звеньев технологического процесса очистной выемки. Приведены сведения о специальных способах добычи полезных ископаемых и рекультивации земель, нарушенных горными работами.

Материал переработан и дополнен с учетом изменений, происшедших в технике и технологии разработки месторождений полезных ископаемых со времени предыдущего (1970 г.) издания.

Для учащихся горных техникумов по специальности «Разработка рудных и нерудных месторождений».

Табл. 32, ил. 203, список лит.— 19 назв.

Рецензенты:

д-р техн. наук **В. А. Щелканов** (КГРИ), инж. **Е. К. Иванов** (Свердловский горно-металлургический техникум)

МИХАИЛ ИВАНОВИЧ АГОШКОВ
СЕРГЕЙ СЕРГЕЕВИЧ БОРИСОВ
ВЛАДИМИР АНАНЬЕВИЧ БОЯРСКИЙ

622.27 (075)

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Редактор издательства **В. Т. Винокуров**
Переплет художника **С. Н. Голубева**
Художественный редактор **О. Н. Зайцева**
Технический редактор **Л. Я. Голова**
Корректор **Т. М. Столярова**

ИБ № 2026

Сдано в набор 02.02.83. Подписано в печать 23.06.83. Т-09787. Формат 60×90^{1/8}. Бумага типографская № 1. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 26,5. Усл. кр.-отт. 26,5. Уч.-изд. л. 28,3. Тираж 8200 экз. Заказ 851/6791—10. Цена 1 р. 10 к.

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

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

А 2504000000—283
043(01)—83

30—83

ЛИОТЕНА
АГНИТОГЕНЕО
ОНО-МЕТАЛЛУРГИ
МИОТИТУА

© Издательство «Недра», 1983

Предисловие

Основные направления экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года предусматривают опережающее развитие сырьевой базы металлургии, промышленности по производству минеральных удобрений и нерудных строительных материалов.

Перед горнодобывающей промышленностью СССР стоят задачи интенсификации добычи и переработки минерального сырья при минимальных затратах для обеспечения все возрастающих потребностей народного хозяйства.

За последние годы техника и технология горного производства претерпели большие изменения.

При подземной добыче на проходческих и очистных работах получило широкое распространение новое высокопроизводительное буровое, погрузочно-доставочное и вспомогательное оборудование. На магистральном транспорте в рудниках внедрены мощные локомотивы, большегрузные тележечные вагонетки вместимостью до 15 м³, конвейерный транспорт, самоходные транспортные машины, дистанционное и автоматическое управление работой комплексов системы СЦБ, диспетчеризация. Широко внедряются средства механизации вспомогательных работ: укладки рельсовых путей, очистки и ремонта откаточных выработок, ремонта транспортных машин.

В связи с внедрением мощных забойных механизмов, средств автоматики и телемеханики меняется облик самих шахт, изменяются системы разработки и создаются новые их варианты, происходит концентрация горных работ, интенсификация выемки шахтных полей. Так, значительно расширилось применение систем разработок с закладкой выработанного пространства при сокращении доли систем слоевого обрушения, с креплением очистного пространства и магазинированием руды.

Значительное развитие получили прогрессивный открытый способ разработки месторождений полезных ископаемых. Современные карьеры оснащены мощной техникой: буровыми станками, шагающими драглайнами и карьерными механическими лопатами, роторными экскаваторами, автосамосвалами и думпкарами большой грузоподъемности и др. На карьерах получают распространение циклично-поточная технология добычи, рекультивация земель, нарушенных при ведении открытых горных работ.

Для более полного и комплексного извлечения полезных компонентов из руд, обеспечения рентабельной разработки бед-

ных и сложных месторождений развиваются новые геотехнологические методы добычи полезных ископаемых.

При ведении горных работ большое внимание уделяется полноте извлечения полезных ископаемых в процессе добычи, увеличению качества (сокращению разубоживания) добываемых руд. В практике получили признание новые показатели полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр, создана и применяется методика численной оценки экономических показателей, связанных с потерями и снижением качества полезных ископаемых при добыче.

В современных условиях упор делается на проектирование, строительство и эксплуатацию крупных предприятий высокого технологического и организационного уровня и соответствующую реконструкцию действующих шахт и карьеров, что обеспечивает значительно более высокий уровень технико-экономических показателей работы.

Приведенные выше и многие другие изменения, происшедшие в практике разработки месторождений за годы после выхода в свет предыдущего издания учебника, потребовали существенной переработки значительной его части; некоторые главы написаны заново.

Главы 1—16 написаны акад. М. И. Агошковым совместно с горным инж. С. С. Борисовым, главы 17—22 — акад. М. И. Агошковым совместно с д-ром техн. наук В. А. Боярским. В подготовке гл. 10 принимал участие горн. инж. Е. К. Иванов.

Часть 1

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЯ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава 1

ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ О ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

Полезным ископаемым называют всякое природное минеральное вещество, которое при современных технико-экономических условиях целесообразно извлекать из недр земли для промышленного использования.

Месторождение полезного ископаемого — это его естественное скопление в земной коре.

Месторождение считается промышленным, если разработка его в данных экономико-географических условиях при современном уровне техники целесообразна.

По физическому состоянию различают полезные ископаемые твердые (уголь, руды металлов, горнохимическое и строительное сырье и др.), жидкие (нефть, минеральные воды) и газообразные (горючие газы).

Твердые полезные ископаемые по промышленному назначению и характеру использования в народном хозяйстве подразделяют на три группы:

горючие, или топливо — уголь, горючие сланцы, торф; металлические — руды металлов (железные, медные, алюминиевые, золотые и др.);

неметаллические — сера, поваренная соль, апатит и другие.

Принято также подразделять полезные ископаемые на рудные и нерудные.

Отличительной чертой рудных ископаемых является необходимость дальнейшей их переработки для извлечения содержащихся в них полезных компонентов.

Горные породы, окружающие месторождение (вмещающие породы) или включенные в него и не содержащие металла (полезного минерала) или содержащие его в количестве, недоста-

точном для промышленной переработки, принято называть пустой породой.

Граница между рудными и нерудными ископаемыми условна. Многие полезные ископаемые, которые раньше использовались сразу после добычи, в настоящее время подвергаются комплексной переработке для извлечения из них всех полезных компонентов. Поэтому термин «руда» теряет свое первоначальное узкое значение. Его применяют также и ко многим нерудным полезным ископаемым. В этом смысле понятием «руда» будем пользоваться в дальнейшем.

Разделение месторождений на промышленные и непромышленные также условно.

Месторождения с одинаковой по составу и качеству рудой могут быть промышленными вследствие благоприятных горно-геологических условий разработки (например, большой мощности, залегания вблизи поверхности) и непромышленными ввиду трудности эксплуатации, отдаленности от транспортных путей и промышленных центров и других причин.

В Криворожском бассейне многомиллиардные запасы железистых кварцитов с содержанием железа ниже 30—35 %, залегающие вблизи поверхности, прежде считались непромышленными, а в настоящее время разработка их стала рентабельной благодаря новой эффективной технике добычи и обогащения и огромному масштабу производства.

По этим причинам стала экономически целесообразной разработка бедных титано-магнетитовых руд Качканарского месторождения на Урале, содержащих всего 16—17 % железа. Рентабельности разработки благоприятствует также наличие в качканарских рудах легирующего металла — ванадия.

Месторождения бурых железняков в ГДР, Франции и Великобритании разрабатывают при содержании железа до 28—30 % благодаря легкости металлургической переработки таких руд; существенное значение имеет также отсутствие в этих странах месторождений более богатых железных руд.

Известняк, используемый в качестве флюса при доменной плавке, добывается в огромных количествах на специальных карьерах вблизи заводов черной металлургии. Такой же известняк считается пустой породой, если он, например, окружает разрабатываемое месторождение свинца.

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

Металл в руде редко встречается в чистом виде, большей частью он находится в виде химических соединений — рудных минералов. Например, железо находится в руде в виде гематита (Fe_2O_3), магнетита (Fe_3O_4); медь — в виде халькопи-

рита (CuFeS_2); свинец — в виде галенита (PbS); олово — в виде касситерита (SnO_2) и т. д.

Рудные минералы в руде обычно смешаны с другими минералами, не представляющими промышленной ценности. Эти сопутствующие минералы принято называть рудной породой.

Большое значение для разработки имеет разделение месторождений полезных ископаемых по сходству технологического процесса их добычи.

По этому признаку можно выделить следующие группы месторождений полезных ископаемых: месторождения нефти и газа, месторождения торфа, месторождения угля и горючих сланцев, рудные и нерудные месторождения, россыпные месторождения.

Условия залегания месторождений, физико-механические свойства полезного ископаемого и пустых пород определяют существенные различия методов добычи между этими группами (полезных ископаемых) и сходство внутри групп независимо от их вида. Например, технология добычи рудного и россыпного золота имеет значительно больше отличий, чем разработка железной руды и апатитов.

В данной книге рассматриваются вопросы разработки только одной группы месторождений — рудных и нерудных.

В связи со сходством условий разработки рудных и нерудных месторождений слово «нерудные» в дальнейшем исключается.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Все запасы полезного ископаемого в пределах выявленной части месторождения называются геологическими. По народнохозяйственному значению геологические запасы подразделяют на две группы, подлежащие отдельному учету: балансовые и забалансовые.

Балансовые запасы — это запасы, которые удовлетворяют промышленным кондициям, т. е. экономически выгодны для разработки.

Забалансовые запасы вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности рудных тел, сложности условий их разработки непригодны для использования в настоящее время, но могут рассматриваться как объект промышленного освоения в будущем.

Разграничение балансовых и забалансовых запасов осуществляется на основе кондиций, установленных соответствующими государственными органами для каждого месторождения или для группы месторождений, аналогичных по геологическим и экономическим условиям.

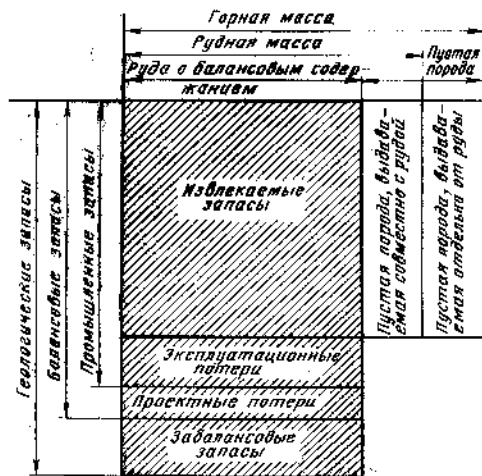


Рис. 1. Схема разделения запасов и добытой горной массы

рактического месторождения, свойств руды, экономических и географических условий района.

Определение кондиций является весьма сложным вопросом, и правильное разрешение его возможно только при совместном участии высококвалифицированных геологов, горняков, обогащателей, металлургов и экономистов.

В балансовые запасы включаются промышленные запасы, подлежащие извлечению, и проектные потери. К последним относят запасы, не планируемые к извлечению по техническим причинам (например, оставляемые в охранных целях).

В процессе разработки часть промышленных запасов теряется, эти потери называются эксплуатационными.

Кроме руды, при разработке полезных ископаемых извлекают и пустые породы. Часть из них выдается на поверхность отдельно от руды, а часть смешивается с рудой в процессе выемки. Выдаваемую на поверхность руду с примешанной пустой породой называют рудной массой, а совокупность «рудной массы» и пустых пород, выдаваемых отдельно от руды, — горной массой (рис. 1).

Запасы твердых полезных ископаемых по степени их изученности подразделяются на разведанные — категории A , B и C_1 и предварительно оцененные — категория C_2 . Прогнозные ресурсы твердых полезных ископаемых по степени их обоснованности подразделяются на категории P_1 , P_2 и P_3 .

Категория A — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выяснение условий залегания,

кондиции предусматривают наряду с другими показателями минимальное содержание полезного компонента, т. е. тот предел, ниже которого добыча руды и ее переработка становятся экономически невыгодными.

Величина минимального промышленного содержания, как правило, должна устанавливаться отдельно для каждого месторождения, так как она связана с затратами на добычу и переработку руды, которые, в свою очередь, зависят от ха-

рактера залегания, формы и строения тел полезного ископаемого; выявления природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения; выделения и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого и природных факторов (гидрогеологических, инженерно-геологических и др.), определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ.

Контур запасов полезных ископаемых этой категории устанавливается в соответствии с требованиями кондиций по скважинам или горным выработкам.

Категория B — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого; выявления природных типов и промышленных сортов минерального сырья, закономерности их распределения (без точного отображения пространственного положения каждого типа); выяснение соотношения и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного их оконтуривания; выяснение качества, основных технологических свойств полезного ископаемого и основных природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается по данным разведочных выработок.

Категория C_1 — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, его природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается по данным разведочных скважин, выработок и геологическим данным.

Категория C_2 — запасы, предварительно оцененные; условия залегания, форма и распространение тел полезного ископаемого определены на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезного ископаемого в отдельных точках либо по аналогии с изученными участками. Качество полезного ископаемого определено по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведанных участков. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

Составление проектов на строительство новых и реконструкцию действующих горнодобывающих предприятий разрешается только при наличии балансовых запасов, утвержденных Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых, причем при определенном соотношении категорий запасов A , B и C_1 .

§ 3. ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

На выбор системы и технологии разработки из признаков, характеризующих месторождение, наибольшее влияние оказывают его форма (морфология), размеры и условия залегания.

По форме рудные тела можно подразделить на три группы:

изометрические, т. е. одинаково развитые во всех трех направлениях в пространстве;

столбообразные, т. е. вытянутые в одном направлении — в глубину;

пластообразные, вытянутые в двух направлениях.

К первому типу рудных тел изометрической формы относятся штоки и гнезда. Часто они имеют неправильную форму, но все три измерения их в пространстве резко не отличаются. Размеры штоков достигают десятков и сотен метров. Размеры гнезд малы — до нескольких метров. Типичным гнездообразным месторождением является ртутнос месторождение Хайдаркан (Средняя Азия).

Столбообразную форму имеют многие коренные месторождения алмазов. В Якутской АССР и Южной Африке алмазные «трубки» в глубину распространяются на километры при размерах горизонтального поперечного сечения в сотни метров. В Криворожском бассейне к столбообразным принято относить рудные тела, длина которых превышает мощность не более чем в шесть раз.

Линзы представляют собой переходную форму между первой и третьей группами. Типичным представителем этого типа рудных тел являются уральские медноколчеданные месторождения. Линзообразное месторождение медного колчедана Рио-Тинто (Испания) состоит из линз протяженностью от 300 до 1700 м и мощностью до 100—250 м.

Рудные тела третьей группы — пластовые ограничены более или менее параллельными плоскостями (поверхностями) и имеют мощность, изменяющуюся в относительно небольших пределах. Примыкающие к этой же группе рудные тела жильного типа часто имеют непостоянную мощность; их называют линзообразными или рубцовыми, если утолщения чередуются с утонениями или даже выклиниваниями. Сетчатые жилы состоят из большого числа сближенных тонких жил и прожилков, пересекающихся в различных направлениях; ветвящиеся отличаются от сетчатых тем, что слагающие их ветви не пересекаются, а расположены в одном направлении и то сближаются и соединяются, то удаляются одна от другой.

Рудные залежи, отличающиеся от пластов менее выдержанной формой и непостоянной мощностью, называют пластообразными.

Встречаются сложные формы рудных тел — седловидные, куполообразные и др.

В большинстве случаев месторождение бывает представлено не одним, а несколькими рудными телами. Эти совместно залегающие рудные тела бывают отделены одно от другого массивом пустой породы, иногда пересекаются, соединяются и снова разделяются.

Месторождения нередко нарушаются сбросами, сдвигами, бывают изогнуты, перемяты, раздроблены, в результате чего разработка их усложняется.

Чем неправильнее залежь по форме, чем больше тектонических нарушений она имеет, тем сложнее ее разработка.

Кроме формы месторождения, важным признаком является характер его контакта с вмещающими породами. Контакт в одних случаях бывает выражен резко: рудное тело отчетливо отделяется от вмещающих пород. В других случаях переход от руды к пустой породе происходит постепенно, границы промышленного оруденения можно установить только путем опробования. Разработка месторождений с отчетливыми контактами проще. Иногда наличие оруденения во вмещающих породах благоприятно сказывается на разработке, так как руда при отбойке засоряется не пустыми, а рудоносными породами.

В зависимости от характера распределения рудных минералов различают сплошные и вкрапленные руды. Сплошные руды состоят из рудных минералов, смешанных с небольшим количеством породы; они обычно имеют резкие границы с вмещающими породами. Вкрапленные руды представляют собой относительно редкие вкрапления рудных минералов в рудной породе и, как правило, не имеют отчетливых границ с вмещающими породами.

На многих месторождениях встречаются оба типа руд; обычно в средней части рудного тела руды сплошные, а в остальной части — вкрапленные. Так, на Лениногорских свинцово-цинковых рудниках сплошные сульфидные руды по мере приближения к контакту лежащего бока постепенно беднеют и переходят в роговиковые вкрапленные руды. На медных месторождениях Урала сплошные медноколчеданные или пиритные руды местами переходят в сланцевые вкрапленные руды. Некоторые залежи Кривбасса в центральной своей части или с одной стороны представлены сплошными богатыми рудами, которые постепенно в направлении лежащего бока замещаются вкрапленными рудами и затем слабо ожелезненными вмещающими боковыми породами.

Одним из основных факторов, определяющих выбор системы разработки для пластообразных и близких к ним по форме линзообразных рудных тел, является угол падения.

По углу падения месторождения делят на горизонтальные и пологопадающие с углом падения от 0 до 20°;

наклонные с углом падения от 20 до 50° и крутопадающие с углом падения более 50°.

Это деление связано с изменением условий разработки и применением при разных углах падения различных способов очистной выемки.

Мощность рудного тела — это расстояние по нормали между его висющим и лежащим боками. Если это расстояние измеряют по нормали, то мощность называют истинной, если же ее измеряют по вертикали или горизонтали, то мощность соответственно называют вертикальной или горизонтальной. Вертикальной мощностью пользуются для пологопадающих рудных тел, горизонтальной — для крутопадающих.

В штокообразном месторождении мощностью считается меньший из его горизонтальных размеров. Больший горизонтальный размер называют длиной штока. Иногда мощностью штока считают его вертикальный размер, а горизонтальную мощность называют шириной. Последнее целесообразно, когда шток (массив) имеет значительные размеры по горизонтали и относительно небольшие по вертикали. Мощность рудных тел может изменяться по простиранию и с глубиной, постепенно или резко, закономерно или случайно. Непостоянство мощности характерно для рудных месторождений. Резкие изменения мощности затрудняют разработку.

Для месторождений с непостоянной мощностью указывают крайние пределы ее колебаний, а также среднюю мощность по отдельным участкам месторождения.

По мощности рудные месторождения можно делить на пять групп.

Весьма тонкие — месторождения, при разработке которых очистная выемка сопровождается подрывкой вмещающих пород. Правилами безопасности допускается минимальная ширина очистного пространства 0,6 м, а высота (при пологом залегании рудных тел) 0,8 м. Эти размеры и определяют верхнюю границу мощности рудных тел данной группы.

Тонкие месторождения мощностью от 0,7 до 2 м, при разработке которых очистную выемку можно производить без подрывки вмещающих пород, но проведение горизонтальных подготовительных выработок в большинстве случаев требует подрывки.

Средней мощности — месторождения мощностью от 2 до 5 м. Верхняя граница мощности соответствует предельной длине простейшего вида крепи — распорок, стоек. Разработка месторождений средней мощности может производиться без подрывки вмещающих пород.

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

Весьма мощные — месторождения мощностью более

20 м. Очистную выемку в этих месторождениях при крутом падении ведут обычно вкrest простирания.

Глубина залегания месторождения также в значительной степени влияет на выбор способа и системы разработки. Ее указывают от поверхности по вертикали до верхней и нижней границ месторождения. Глубокозалегающими считаются месторождения с глубиной залегания более 800 м. На этой глубине начинаются своеобразные проявления горного давления, выражающиеся в «стрелянии» пород и горных ударах (см. гл. 6).

Рудной площадью месторождения называют площадь его горизонтального сечения.

Глубина залегания, рудная площадь, длина по простиранию, так же как и угол падения, на отдельных участках месторождения могут быть различными. Поэтому нередко на участках одного и того же месторождения применяют разные системы разработки.

§ 4. ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Из всех физико-механических свойств руд и вмещающих пород наибольшее влияние на выбор системы разработки и технологию добычи оказывают их крепость и устойчивость.

Крепость горных пород, определяемая совокупностью многих физико-механических свойств их (твердостью, вязкостью, трещиноватостью, слоистостью, наличием инородных включений и прослоев), влияет на выбор системы разработки, машин и инструментов, применяемых при добыче, на производительность горных машин и производительность труда горнорабочих, на расход материалов и стоимость добычи.

Впервые классификация горных пород по коэффициенту крепости была создана известным русским ученым проф. М. М. Протодьяконовым. Она пользуется большим распространением в отечественной практике и литературе.

Для расчета норм и расходных показателей в зависимости от физико-механических свойств существуют классификации горных пород, созданные применительно к отдельным производственным процессам, например бурению, взрыванию.

Не меньшее значение, чем крепость, имеет при подземной разработке устойчивость руды и вмещающих пород.

Устойчивость заключается в способности массива, подработанного (обнаженного) снизу или с боков, не обрушаться в течение определенного времени.

Насколько важна устойчивость руды и вмещающих пород, можно видеть из того, что в качестве основного признака классификаций систем подземной разработки рудных месторождений принят способ поддержания массива руды и пород, окружающих выработанное пространство.

Одни породы допускают обнажение снизу на огромной площади и не обрушаются годами и десятилетиями; другие нуждаются в поддержании лишь в отдельных местах; третьи обрушаются сразу или через короткое время после их обнажения на небольшой площади. Наконец, некоторые породы совсем не допускают обнажения и требуют установки крепи вслед за их разработкой.

Помимо физико-механических свойств пород на устойчивость массива оказывают влияние различные внешние условия, такие, например, как глубина расположения горной выработки от земной поверхности, направление ее по отношению к горизонту, форма и размеры сечения выработки.

Показатели устойчивости горных пород, которые позволяли бы определить величину допускаемого обнажения, пока не установлены. Поэтому при выборе системы разработки, способа поддержания выработанного пространства и площади допускаемого обнажения пользуются приближенными характеристиками пород по их устойчивости.

По устойчивости руды и вмещающие породы можно разделить на пять групп.

Весьма неустойчивые — совсем не допускают обнажения кровли и боков выработки без крепления и, как правило, требуют применения опережающей крепи. При разработке рудных месторождений такие породы (плывуны, сыпучие, рыхлые породы, насыщенные водой) встречаются очень редко.

Неустойчивые — допускают небольшое обнажение кровли, требующее прочного поддержания ее вслед за выемкой.

Средней устойчивости — допускают обнажение кровли на сравнительно большой площади, требующее поддержания при значительном сроке ее обнажения.

Устойчивые — допускают очень значительное обнажение кровли и боков, требующее поддержания только в отдельных местах.

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

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

В практике разработки широко пользуются коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова. Однако этот показатель не всегда характеризует устойчивость пород: при наличии трещин породы с весьма высоким коэффициентом крепости могут быть недостаточно устойчивыми.

Строение руд. По строению руды можно разделять на массивные — плотные, без трещин, включений и слоистости; трещиноватые, слоистые и рыхлые.

Кусковатость отбитой руды, т. е. крупность кусков, получающихся при отбойке, характеризуется ее гранулометрическим составом — количественным соотношением кусков различных размеров в общей массе отбитой руды. Крупность кусков, имеющих неправильную форму, принято выражать средним размером по трем взаимно перпендикулярным направлениям.

Существуют различные градации кусковатости. Наиболее проста и удобна следующая градация.

Рудная мелочь — от рудной пыли до кусков с поперечными размерами 100 мм. При разработке жильных месторождений иногда производят сортировку руды, выборку из нее пустой породы; в этом случае выделяют особую градацию — несортируемая мелочь с размерами кусков менее 50 мм.

Руда средней крупности — от 100 до 300 мм.

Руда крупнокусковая — от 300 до 600 мм.

Руда весьма крупнокусковая — более 600 мм.

Кусковатость руды при отбойке зависит, с одной стороны, от физико-механических свойств руды в массиве, в частности от ее строения, а с другой — от применяемого способа отбойки, диаметра взрываемых шпуров и скважин, их расположения, типа взрывчатого вещества (ВВ), способа взрывания и др.

Кондиционным куском руды называют кусок с максимально допустимым размером, который можно выдавать из добычного блока для погрузки в откаточные сосуды. При подземной разработке рудных месторождений он колеблется в среднем от 300 до 700 мм и иногда достигает 1000 мм.

Размер кондиционного куска оказывает большое влияние на выбор оборудования для всех производственных процессов добычи, доставки, погрузки, транспортирования.

Куски руды, превышающие кондиционные размеры, принято называть негабаритом.

Долю негабаритных кусков в общей массе отбитой руды называют выходом негабарита.

Разрыхляемость. После отделения от массива и дробления на куски отбитая руда увеличивается в объеме. Отношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве, называется коэффициентом разрыхления. В зависимости от условий, в которых производится отбойка массива, и гранулометрического состава коэффициент разрыхления одной и той же породы может колебаться в пределах от 1,2 до

1,6. Со временем, по мере уплотнения отбитой руды, коэффициент разрыхления ее уменьшается.

На условия разработки оказывают влияние и такие свойства руд, как слеживаемость, окисляемость, возгораемость и самовозгораемость, влагоемкость.

Слеживаемость. Большие массы отбитой руды, находясь в неподвижном состоянии, подвергаются слеживанию — уплотнению в сплошную трудноразрыхляемую массу. Склонностью к слеживанию обладают руды, в которых присутствуют глинистый материал и другие тонкие липкие фракции. Быстро слеживаются некоторые сульфидные руды, в частности руды с большим количеством пирротина. Это происходит вследствие окисления в присутствии влаги поверхности кусков руды и образования на ней пленки спекающихся сульфатов. Слеживаемость руды вызывает при ее разработке значительные трудности.

Окисляемость руд при долгом хранении в отбитом виде иногда затрудняет процесс их обогащения и приводит к снижению коэффициента извлечения рудных минералов.

Самовозгораемость свойственна некоторым колчеданным рудам с высоким содержанием серы. В отбитой руде при их окислении происходит выделение тепла, которое приводит к нагреванию руды и последующему ее самовозгоранию. Подземные пожары, вызываемые самовозгоранием сульфидных руд, представляют бедствие, трудно поддающееся ликвидации и часто приносящее огромный материальный ущерб. Причиной таких пожаров, кроме открытого огня, нередко является неправильный выбор системы разработки или несоблюдение правил технической эксплуатации.

Влагоемкость. Руды в природном состоянии и в отбитом виде делят на мокрые, влажные и сухие. Влажность руды зависит от притока воды в руднике, а также от влагоемкости руды, которая измеряется количеством воды в литрах, заключенной в 1 м³ руды. Так, на железных рудниках Криворожского бассейна в мокрых забоях 1 м³ руды «синьки» поглощает 200—280 л воды; 1 м³ «красковой» руды — 140—190 л, а боковые породы — железистые кварциты — в несколько раз меньше.

Влажность руды способствует ее слеживанию, а в зимнее время — смерзанию.

§ 5. ПОНЯТИЕ О ЦЕННОСТИ РУДЫ И РЕНТАБЕЛЬНОСТИ РАЗРАБОТКИ

Об относительной ценности однотипных руд, содержащих только один полезный компонент, можно судить по процентному содержанию этого компонента в них. Магнитные железняки с содержанием железа 50 % ценнее такой же руды, содержащей 35 % железа. Поэтому деление однотипных руд по процентному

содержанию металла на богатые, средние и бедные соответствует одновременно делению их и по относительной ценности.

Ценность руды оказывает большое влияние на выбор способа разработки. При высокой ценности руды допускается применение дорогостоящих способов разработки, обеспечивающих минимальные потери руды в процессе добычи. Напротив, в рудах небольшой ценности стремятся применять наиболее дешевые способы разработки, если даже они связаны с повышенными потерями.

Однако решать вопрос об относительной ценности разнотипных руд только по процентному содержанию полезных компонентов в руде нельзя. Действительно, какая руда ценнее: содержащая 6 % меди или 60 % железа? Бурый железняк или магнитный при одном и том же процентном содержании железа? Чтобы ответить на этот вопрос, необходимо пользоваться методикой определения ценности руд.

Различают валовую и извлекаемую ценность руды.

Валовой ценностью руды называют стоимость полезных компонентов, содержащихся в 1 т руды, по оптовым ценам.

Извлекаемой ценностью руды называют стоимость полезных компонентов, извлекаемых из 1 т руды при добыче и переработке ее.

Цена металла устанавливается в зависимости от вида сырья (руда, концентрат, полуфабрикат), процентного содержания металла в нем.

Например, цена 1 т меди в руде при содержании ее до 10 % равна 275 руб., в 25 %-ном медном концентрате — 490 руб., в слитках черновой конверторной меди марки МК-1 — 640 руб. Медь в медно-пикелевой руде оценивается 180 руб. за 1 т.

Оптовые цены на руды, концентраты и полуфабрикаты устанавливаются в соответствующих прейскурантах.

Валовую ценность 1 т руды (руб.) определяют по формуле

$$C_v = C_m c / 100, \quad (1)$$

где C_m — оптовая цена 1 т металла, руб.; c — содержание металла в руде, %.

Валовая ценность комплексной (полиметаллической) руды равна сумме ценности металлов, содержащихся в ней.

Извлекаемую ценность 1 т руды (руб.) определяют по формуле

$$C_{из} = C_m c k_{из} / 100, \quad (2)$$

где $k_{из}$ — коэффициент извлечения полезных компонентов в процессе переработки руды.

Сопоставлением извлекаемой ценности руды с затратами на ее добычу определяют рентабельность разработки месторождения. Разработка месторождения экономически целесообразна, если затраты на добычу меньше извлекаемой ценности руды. Денежное выражение ценности руды является основным, но не единственным критерием экономической эффективности разработки. Необходимо учитывать также рост потребностей и значение данного металла в народном хозяйстве, полноту извлечения руды из месторождения.

Ценность руды — понятие относительное, оно меняется со временем. Например, изменение технологического процесса обогащения, в результате которого происходит извлечение одного из составных компонентов руды, который ранее не извлекался, может значительно повысить ценность руды. Изменение отпускных цен на металлы меняет также и ценность руды.

§ 6. ХИМИКО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД И ПЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

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

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

руды сернистые, представленные в основном сульфидами цветных и редких металлов (CuFeS_2 , PbS , ZnS , Sb_2S_3 , MoS_2 и др.);

руды окисленные, представленные окислами, карбонатами и сульфатами многих черных, цветных и редких металлов (Fe_2O_3 , $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, MnO_2 , PbCO_3 , CuO , SnO_2 , TiFeNbO_2 и др.);

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

руды смешанные, представленные смесью руд предыдущих основных типов.

По химическому составу преобладающей массы рудных минералов или рудной породы руды делят на кислые, в которых преобладает кремнезем, основные и нейтральные. Такое деление руд важно для их металлургической оценки. Ниже приводится характеристика основных рудных и нерудных полезных ископаемых.

Железные руды. Основными рудными минералами являются: магнетит (Fe_3O_4), гематит (Fe_2O_3), гидрогематит ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$); гетит ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$), лимонит ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), сидерит (FeCO_3). Указанные минералы содержат от 48 до 72 % железа. В зависимости от преобладающего рудного минерала

различают следующие типы железных руд: магнетитовые, гематитовые (мартитовые), гидрогематитовые, бурые железняки, сидеритовые и железистые кварциты (магнетитовые, гематитовые). Имеют также распространение комплексные титано-магнетитовые руды.

Железные руды содержат как полезные примеси, улучшающие качество выплавляемого металла (марганец, хром, ванадий, никель), так и вредные (серу, фосфор, цинк, мышьяк). Плотность железных руд 3—4,5 т/м³.

Минимально допустимое процентное содержание железа в руде в значительной степени зависит от типа руд и изменяется от 15 до 40 %.

К легкообогатимым рудам относятся магнетитовые, железистые кварциты магнетитовой разности и титано-магнетитовые. Труднообогатимыми являются гематитовые руды, окисленные железистые кварциты и бурые железняки.

В СССР обогащается около 70 % всех добываемых железных руд.

Руды марганца. Наиболее важный минерал — пиролюзит (MnO_2) содержит 63 % Mn. Марганцевые руды разрабатывают при содержании марганца не ниже 25—30 %. Наличие в рудах железа и известняка снижает эту норму до 20—15 %.

Руды хрома. Промышленные значенне имеют хромиты, содержащие от 28 до 62 % хрома. Для металлургических целей требуются высокосортные руды, содержащие не менее 45 % окиси хрома; в химической промышленности используются низкосортные руды с содержанием окиси хрома 30—40 %.

Руды никеля. Основными никельсодержащими минералами являются пентландит и редвинскит. Около 90 % никеля извлекается из медно-никелевых сульфидных руд. Минимальное промышленное содержание никеля в значительной степени зависит от содержания сопутствующих элементов (меди, платины, кобальта).

Молибденовые руды. Главным минералом является молибденит (MoS_2). Основными типами руд являются: кварцево-молибденовые, кварцевые вольфрамо-молибденовые, медно-молибденовые. Содержание молибдена в рудах колеблется в пределах от 0,05 до 1 %.

Руды вольфрама. Наиболее важные промышленные минералы-вольфрамит $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4]$ и шеелит (CaWO_4). Основные типы руд: кварц-вольфрамитовые и скарновые шеелитовые. Минимальное промышленное содержание WO_3 0,1—0,5 %; в комплексных рудах может быть ниже. В жильных кварц-вольфрамитовых месторождениях промышленные руды содержат обычно 1—3 % WO_3 .

Медные руды. Основными медьсодержащими минералами являются сульфиды меди: халькозин (Cu_2S), борнит (Cu_2FeS_2), халькопирит (CuFeS_2) и др.

Промышленные месторождения меди бывают магматического (порфировые и колчеданные руды) и осадочного происхождения (медистые песчаники). Медные руды обычно содержат в небольших количествах золото, серебро, кадмий, сульфиды железа, цинка, никеля, свинца и ряд других элементов.

Минимальное промышленное содержание меди 0,5—1,2 %.

Руды олова. Главный рудный минерал — касситерит (SnO_2). Коренные месторождения олова разрабатывают обычно при содержании металла в руде 0,3—0,8 %, однако при благоприятных экономических условиях минимальное промышленное содержание его может снижаться до 0,1 %.

Руды алюминия. Из алюминиевых руд наиболее важное значение имеют бокситы — смесь различных минералов алюминия с примесями окислов и гидроокислов железа, кремнезема, карбонатов кальция и др. Содержание глинозема (Al_2O_3) в алюминиевых рудах колеблется от 20 до 55 %.

Известны и в последние годы получают все более широкое применение способы извлечения алюминия из нефелинсодержащих пород.

Полиметаллические руды чаще всего содержат свинец и цинк, а также медь, серебро, золото, вольфрам, молибден, кадмий, иногда сурьму, висмут, олово. Главными минералами, содержащими свинец и цинк, являются галенит (PbS), церрусит (PbCO_3), сфалерит (цинковая обманка). По характеру образования и залегания свинцово-цинковые руды разделяют на скарновые, руды замещения (в известняках и силикатных породах), пластовые и трещиноватые (в известняках).

Минимальное суммарное содержание свинца и цинка в рудах 2 %.

Полиметаллические руды являются источником получения и некоторых редких металлов (германия, индия и др.).

Апатиты — фосфорнокислая соль, содержащая фосфорный ангидрид (P_2O_5). Апатитовые руды как сырье для изготовления суперфосфатов должны содержать не менее 35 % P_2O_5 . Сырые руды легко обогащаются флотацией до содержания P_2O_5 в концентратах 38—40 %.

Фосфориты — осадочные минеральные образования, главной составной частью которых являются фосфаты кальция. Различают конкреционные (содержащие P_2O_5 12—35 %), зернистые (P_2O_5 —5—16 %) и массивные микрозернистые (P_2O_5 26—28 %) фосфориты.

Минимальное промышленное содержание P_2O_5 в фосфоритах 4—5 %. Концентраты содержат не менее 18—20 % P_2O_5 .

Калийные и магниевые соли содержат сильвинит (KCl), галит (NaCl) и карналлит ($\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl} \cdot 6\text{H}_2\text{O}$). Соли в виде мощных пластов, штоков или куполов залегают в осадочных породах. Мощность куполообразных залежей достигает иногда 4—10 км.

Гипс — водный сульфат кальция — залегает в виде пластов, гнезд и линз среди осадочных пород. Месторождения в пресобладающей части состоят из гипса или ангидрида (безводного сульфата кальция).

Слюда. Промышленное значение имеют минералы: мусковит, флогопит и литиевые слюды. Оценка слюдяных руд производится по размерам кристаллов слюды и содержанию их в килограммах на кубический метр породы, причем учитывают кристаллы слюды с площадью пластин не менее 4 см².

Глава 2

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 7. СТАДИИ РАЗРАБОТКИ

В процессе подземной разработки рудных месторождений можно выделить три стадии: вскрытие, подготовку и очистную выемку.

Вскрытие состоит в проведении горных выработок, открывающих доступ с поверхности ко всему рудному телу или его части и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок. Выработки вскрытия — шахтные стволы, околоствольные выработки, квершлагги, штольни, капитальные рудоспуски и другие — служат для транспортирования добытого полезного ископаемого и породы под землей на земную поверхность, для доставки людей, оборудования, материалов к рабочим местам, для проветривания горных выработок, откачки воды и других целей.

Подготовка, или подготовительные работы, — это проведение горных выработок — штреков, восстающих, ортов и других выработок, — которыми вскрытая часть месторождения разделяется на обособленные выемочные участки — этажи, блоки, панели, столбы.

Выемочный участок в свою очередь делится подготовительными и нарезными выработками на отдельные части: подэтажи, слои, полосы, прирезки, уступы, камеры, междуэтажные, междуканальные, междупанельные целики.

Очистная выемка — это технологический процесс извлечения руды из выемочного участка и поддержания образующегося при этом очистного пространства.

Порядок очистной выемки характеризуется состоянием очистного пространства выемочного участка во время его разработки. Этот признак наиболее полно отражает общность и различия условий применения разных систем разработки, осо-

бенности технологии очистной выемки и технико-экономические показатели каждой системы.

Планомерная и эффективная разработка месторождения возможна при условии строгой увязки во времени и пространстве вскрытия, подготовки и очистной выемки и при обеспеченности рудника (шахты) достаточными запасами вскрытого, подготовленного и готового к выемке полезного ископаемого.

Вскрытыми называют запасы руды в разрабатываемом месторождении или его части, находящиеся выше горизонта подсечения их вскрывающими выработками (шахтным стволом, квершлагами, штольнями).

Подготовленными называют запасы руды выемочных участков, в которых полностью пройдены подготовительные выработки, предусмотренные принятой системой разработки.

Готовыми к выемке называют запасы руды подготовленных выемочных участков, в которых полностью пройдены нарезные выработки, необходимые для производства очистной выемки.

Наличие достаточного количества вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды необходимо для того, чтобы:

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

иметь резервные выемочные участки на случай временного прекращения работ по вскрытию и подготовке или необходимости увеличения размера добычи сверх установленного плана;

иметь запас времени для эксплуатационной разведки и дренажа частей месторождения, вводимых в эксплуатацию.

§ 8. ГОРНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ, РУДНИК, ШАХТА, ШАХТНОЕ ПОЛЕ, ЭТАЖ

Для разработки месторождения полезного ископаемого создается горное предприятие, в состав которого входит рудник, шахта, карьер и иногда обогатительная фабрика.

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

Шахтой принято называть самостоятельную производственную единицу горного предприятия, производящую подземную добычу полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения.

Часть месторождения, отведенная для разработки рудником, шахтой или карьером, называется соответственно рудничным, шахтным или карьерным полем.

В частном случае, когда рудничное поле состоит только из одного шахтного поля, понятия «рудник» и «шахта» совпадают.

Шахтное поле разделяется подготовительными выработками на этажи или панели. По верхней и нижней границам этажа проводят штреки, называемые этажными, основными или главными откаточными.

Таким образом, этаж — это часть шахтного поля, ограниченная по падению откаточными (основными) горизонтами, а по простиранию — границами шахтного поля.

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

Число одновременно разрабатываемых этажей зависит от условий залегания месторождения, применяемой системы разработки и заданной годовой производительности шахты. Одновременная разработка двух или более этажей часто бывает вызвана тем, что заданную годовую добычу невозможно обеспечить на одном этаже. Но не всякие горно-геологические условия и не каждая система допускают производство очистной выемки одновременно на нескольких этажах. Некоторые системы полностью исключают многоэтажную разработку; другие допускают ее, но с определенными техническими трудностями.

Этажи, как правило, отрабатываются в нисходящем порядке, начиная с верхних и продвигаясь вниз. Восходящий порядок отработки этажей встречается в практике очень редко.

Размеры шахтных полей устанавливают технико-экономическим расчетом. На рудных месторождениях длина шахтных полей в среднем составляет 0,5—2 км, в последние годы при разработке крупных месторождений встречаются шахтные поля длиной до 5 км.

При определении размеров шахтного поля исходят из следующего.

Увеличение длины шахтного поля позволяет сократить капитальные затраты по проходке и оборудованию стволов и околовствольных выработок, а также по строительству и оборудованию поверхностных околошахтных сооружений на 1 т запасов. Это объясняется тем, что с увеличением длины шахтного поля его запасы возрастают, тогда как упомянутые капитальные затраты остаются почти постоянными.

Однако с увеличением размеров шахтного поля удлиняется расстояние подземного транспортирования руды, доставки материалов, оборудования, передвижения людей, увеличиваются расходы по ремонту и поддержанию выработок основного горизонта, усложняется и удорожается вентиляция.

Поэтому с изменением проектируемых размеров шахтного поля одни расходы уменьшаются, а другие увеличиваются. Оптимальным экономически является такой размер шахтного поля, при котором общая сумма затрат на 1 т извлеченных запасов будет наименьшей.

В каждом шахтном поле, кроме основного подземного ствола, проходят вспомогательные стволы. Они служат вторым (обычно запасным) выходом людей на земную поверхность, для проветривания подземных горных выработок, доставки материалов и ряда других целей.

Вопрос о числе вспомогательных шахтных стволов, их расположении и порядке проходки рассмотрен в гл. 3 «Вскрытие месторождений».

Высота этажа — это расстояние по вертикали между проекциями на вертикальную плоскость основного горизонта разрабатываемого и вышележащего этажей.

При разработке рудных месторождений высоту этажа принимают от 30 до 100 м, редко и больше.

На выбор высоты этажа влияют следующие факторы: мощность, длина и угол падения месторождения, физико-механическая характеристика руды и вмещающих пород, применяемая система разработки, стоимость проходки горнокапитальных и проведения подготовительных выработок основного горизонта.

Увеличение высоты этажа позволяет сократить объем и стоимость горнокапитальных и подготовительных работ на 1 т подготовленных запасов руды. Это объясняется тем, что для подготовки этажа, независимо от его высоты, необходимо пройти одни и те же выработки основного горизонта, околоствольные выработки, квершлаг и др. Полная длина, объем и стоимость проведения этих выработок одинаковы для этажа любой высоты, между тем как запас руды в этаже растет пропорционально его высоте.

При многих системах разработки требуется оставлять на границе соседних этажей междуэтажные целики. Извлечение этих целиков сопровождается повышенными потерями руды и требует больших затрат, чем отработка остальной части блока. Так как запас руды в междуэтажных целиках при любой высоте этажа одинаков, то с увеличением высоты этажа процент потерь руды и относительный перерасход по отработке целиков уменьшаются.

Вместе с этим увеличение высоты этажа приводит к росту некоторых расходов, связанных с очистной выемкой, а также к техническим трудностям при выполнении подготовительных работ и очистной выемки. В частности, возрастают расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, по проходке и ремонту восстающих, соединяющих основные горизонты соседних этажей, по доставке руды от забоя до основного горизонта, подъему руды, водоотливу. Увеличивается время на пере-

движение рабочих до места работы и снижается производительность их труда, усложняется проходка восстающих выработок.

В отдельных случаях усиленное горное давление в очистном пространстве, возможность обрушения боковых пород и междукамерных целиков ограничивают увеличение высоты этажа.

§ 9. ПОРЯДОК И СПОСОБЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ В ЭТАЖЕ

Этаж для очистной выемки, как правило, делят на блоки, которые вводят в разработку в определенном порядке.

Высота блока равна высоте этажа. Длина блока по простиранию принимается от 30 до 100 м, редко больше. В большинстве случаев восстающие располагают на флангах блока, поэтому длину его обычно измеряют расстоянием между ними.

Длина блока зависит прежде всего от системы разработки, мощности рудного тела и способа доставки добытой руды. Поэтому вопрос о выборе длины блока будет рассмотрен в процессе изучения систем разработки.

Иногда этаж делят для выемки на две (очень редко на три) самостоятельные части промежуточным штреком; в этом случае блок по высоте в два раза меньше высоты этажа.

Известны четыре основные схемы последовательности выемки блоков в этаже.

Наступающая выемка блоков — от ствола к границам шахтного поля (рис. 2).

В первую очередь очистная выемка начинается в блоках, расположенных ближе к стволу, и по мере развития работ подвигается по направлению к границам шахтного поля. Основной штрек до границ поля проводится одновременно с развитием очистной выемки в блоках, несколько опережая ее (см. рис. 2 — левое крыло), или полностью заканчивается до начала разворачивания очистной выемки (см. рис. 2 — правое крыло). Проведение штрека одновременно с очистной выемкой имеет ряд недостатков, поэтому оно применяется редко.

Число одновременно разрабатываемых блоков при наступающей выемке определяется в основном размером добычи этажа.

Применение наступающей выемки целесообразно в шахтных полях большой длины, а также при устойчивых вмещающих породах и руде, фланговом расположении вспомогательных стволов и при подготовке этажа полевыми штреками.

Отступающая выемка блоков от границ поля к стволу (рис. 3). Порядок подвигания очистной выемки — обратный предыдущему. Откаточный штрек проводится перед началом очистной выемки до границ поля.

Выбор наступающей или отступающей выемки зависит от применяемой системы разработки, способа вскрытия и расположения вспомогательных стволов, степени разведанности место-

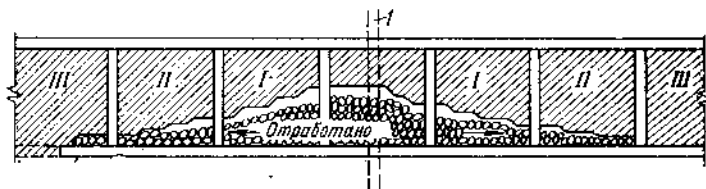


Рис. 2. Схема наступающей выемки руды в этаже:
I, II, III — последовательность выемки блоков; I — местоположение шахтного ствола

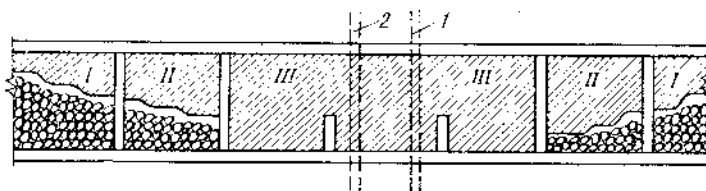


Рис. 3. Схема отступающей выемки руды в этаже:
I, II, III — последовательность начала выемки блоков; 1 и 2 — соответственно местоположения шахтных стволов

рождения, выдержанности элементов его залегания и других факторов.

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

Комбинированная выемка представляет сочетание двух предыдущих схем. Она в определенных условиях позволяет использовать достоинства наступающей и отступающей выемки.

Наступающая выемка ведется до тех пор, пока не закончено проведение основного штрека до границ шахтного поля; после достижения его границ вместе с наступающей развивается и отступающая выемка; одно крыло шахтного поля (например, более длинное) отрабатывается в наступающем порядке, а другое (короткое или с менее устойчивыми породами) — в отступающем.

Выемка этажа одновременно по всему простиранию заключается в одновременной разработке всех блоков этажа.

Часто время начала и окончания выемки отдельных блоков не совпадает, но в стадии полного развития очистная выемка производится одновременно во всех блоках этажа.

Одновременная разработка всех блоков этажа с некоторым опережением выемки центральных блоков над фланговыми применительно к системе слоевого обрушения показана на рис. 4.

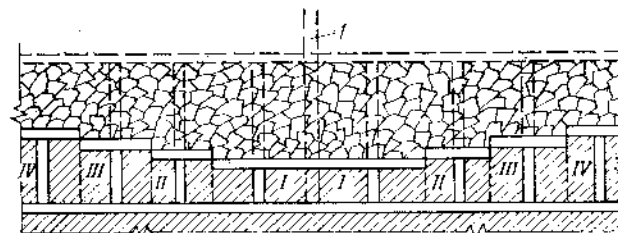
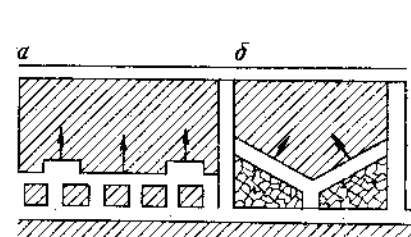


Рис. 4. Схема выемки этажа одновременно по всему простиранию рудного тела:
I—IV — отрабатываемые блоки; I — местоположение шахтного ствола

Рис. 5. Схема выемки блока снизу вверх



Выемку по всему простиранию применяют в тех случаях, когда необходимо развить максимальную добычу, особенно если интенсивность очистной выемки в блоках незначительна.

Выемку этажа и каждого блока в направлении падения (восстания) осуществляют по четырем основным схемам.

Выемка блока снизу вверх. Очистная выемка блока начинается снизу от выработок основного горизонта. Вынимаемые слои руды располагаются горизонтально (рис. 5, а) или наклонно (рис. 5, б).

Различные варианты такого порядка очистной выемки в практике имеют широкое распространение.

Выемка блока сверху вниз (нисходящая выемка) осуществляется в порядке, обратном предыдущему. В этом случае очистное пространство остается открытым, заполняется закладкой или обрушаемыми вслед за выемкой вмещающими породами (рис. 6).

Комбинированная выемка — снизу и сверху. Блоки, обычно через один, отрабатываются снизу вверх, а расположенные в промежутках между ними — сверху вниз, во вторую стадию (рис. 7). Комбинированная выемка применяется при разработке мощных месторождений.

Выемка по простиранию по всей высоте блока. Ее отличительная особенность состоит в подвигании очистной выемки блока по простиранию сразу по всей высоте блока.

Существуют и другие варианты выемки блока, но их всегда можно отнести к одной из перечисленных основных схем либо они представляют переходные варианты между последними.

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

Принято различать валовую и раздельную выемку полезного ископаемого.

Валовой называют совместную выемку нескольких разновидностей или сортов руды в пределах блока. К валовой относят также совместную выемку руды и пустых пород, когда последние приходится извлекать одновременно с рудой.

Раздельной называют очистную выемку, при которой разные сорта руды или руда и пустая порода извлекаются и выдаются раздельно.

Валовая выемка имеет большие преимущества перед раздельной, осуществление ее значительно проще и возможно в любых горно-геологических условиях, поэтому она имеет более широкое применение, чем раздельная.

К преимуществам валовой выемки относятся: простота производства горных работ и возможность применять более эффективные системы разработки и удешевить стоимость добычи руды; высокая интенсивность разработки; возможность применения мощных средств механизации; повышение количества извлекаемых из недр полезных компонентов, когда добываемые с рудой породы являются рудоносными.

Существенным недостатком валовой выемки является увеличенное разубоживание руды пустыми или имеющими непромышленное оруденение породами.

Если производственная мощность предприятий (обогажительной фабрики, металлургического завода), перерабатывающих руду, ограничена, то применение валовой вы-

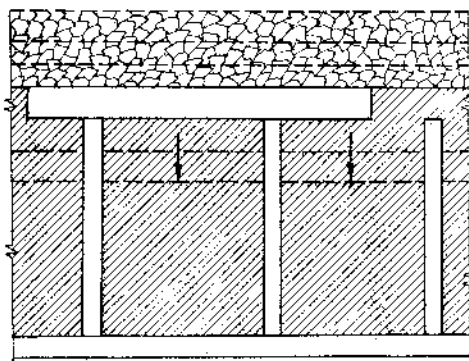


Рис. 6. Схема выемки блока сверху вниз

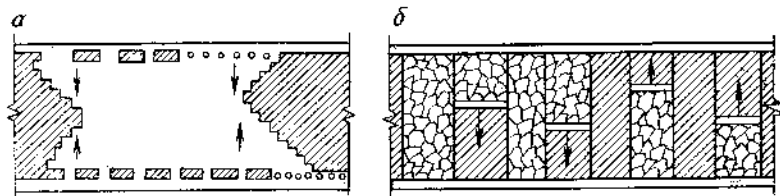


Рис. 7. Комбинированная выемка блоков сверху вниз и снизу вверх: а — одновременная выемка; б — последовательная выемка

емки с большим количеством пустой породы приводит к снижению выпуска и удорожанию конечной продукции.

Раздельная выемка требует меньших затрат на строительство предприятия той же производственной мощности по конечной продукции. Иногда сокращаются сроки пуска предприятия в эксплуатацию и длительность периода освоения проектной мощности; благодаря лучшему качеству руды снижается стоимость транспорта и переработки на весовую единицу извлеченного полезного компонента.

Недостатки раздельной выемки ограничивают ее применение в практике. К их числу относится увеличение себестоимости добычи вследствие необходимости применения систем с низкой производительностью труда.

Применение раздельной выемки целесообразно только при ограниченных условиях, например: разработке очень тонких рудных тел с четкими контактами, когда вмещающие породы являются безрудными. При разработке тонких жил с валовой выемкой руды, содержащей прослойки и крупные включения пустых пород, появляется необходимость сортировки добытой рудной массы, т. е. удаления из нее примешанной породы. Сортировка повышает содержание полезных компонентов в товарной руде, благодаря чему достигается экономия на транспорте и переработке руды, возрастает мощность предприятия по производству концентрата (или полезного компонента) при той же массе переработанной руды: снижаются потери полезного компонента в процессе переработки.

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

Основным условием эффективности сортировки вообще и забойной сортировки в частности является сортируемость руды, которая определяется рядом факторов: различием руды и породы по их цвету и форме кусков; гранулометрическим составом руды и породы в рудной массе; выходом породы и сростков руды с породой.

§ 10. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА И ОПРОБОВАНИЕ РУД

Эксплуатационная разведка ведется одновременно с разработкой месторождения в этажах и блоках, подлежащих вводу в эксплуатацию с целью уточнения данных, которые были получены при геологической разведке.

Эксплуатационная разведка включает проведение горных выработок, бурение скважин и взятие проб руды для анализов. Для эксплуатационной разведки используют горные выработки, предназначенные для вскрытия и подготовки место-

рождения. В свою очередь разведочные выработки должны иметь такие размеры и так располагаться, чтобы впоследствии их можно было использовать для вскрытия, подготовки или для вспомогательных целей.

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

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

Опробование руд. Как при эксплуатационной разведке, так и в процессе проведения подготовительных выработок и очистной выемки ведется опробование руд для установления содержания в руде полезных компонентов и вредных примесей, а также для выявления границ промышленного оруденения, учета потерь и разубоживания руды при добыче.

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

Опробование включает операции: взятие пробы, подготовку ее (измельчение и сокращение) и анализ.

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

Точечное опробование заключается в отборе в забое по определенной сетке (обычно квадратной или прямоугольной) в углах или середине ее кусочков руды, из которых составляется общая проба.

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

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

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

При валовом опробовании в пробу поступает вся отбиваемая горная масса от проведения выработки или часть ее через определенные интервалы (каждая пятая или десятая

лопата). Такой способ опробования при эксплуатационной разведке применяется редко.

Наиболее распространено в практике эксплуатационной разведки бороздовое опробование.

Опробование буровых скважин и шпуров осуществляется взятием для анализа кернов (из буровых скважин) или буровой муки и шламов из шпуров и взрывных скважин.

Для сбора бурового шлама применяют специальные приспособления. Масса пробы с 1 м шпура диаметром 32 мм составляет 2—2,5 кг. Интервалы между пробами 2—5 м.

Опробование добытой руды производится следующими методами.

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

Опробование руды из рудничных вагонеток производят путем отбора небольших порций с поверхности руды в двух-пяти точках. Общая масса пробы из одной вагонетки составляет 1—2 кг.

Обычно опробуют не все вагонетки, а каждую вторую, третью, десятую и т. д. в зависимости от равномерности содержания полезных компонентов в руде.

Пробы из вагонеток отбирают в околоствольном дворе, около центральных рудоспусков или на поверхности. Так как по биркам известно место, откуда загружалась каждая вагонетка, такой метод опробования позволяет определять содержание полезных компонентов и вредных примесей не только по руднику (шахте) в целом, но и по отдельным рудным телам, этажам, блокам за любой период времени.

Опробование руды в железнодорожных вагонах осуществляют аналогично предыдущему, но из большего числа точек на поверхности руды по определенной сетке. Масса пробы из вагона должна быть не менее 0,1 кг на 1 т руды.

Опробование из вагонов дает достоверные результаты, но оно не может характеризовать содержание полезных компонентов и вредных примесей по отдельным рудным телам, этажам, блокам. Поэтому повагонное опробование используется только для контроля работы рудника в целом и для расчетов с потребителями руды.

Иногда приходится опробовать руду из отвалов текущей добычи на поверхности или старых отвалов. Опробование ведут бороздами через определенные интервалы, шурфами или точечным методом.

§ 11. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПОТЕРЯХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В ПРОЦЕССЕ ДОБЫЧИ

В процессе разработки месторождения часть его запасов теряется — остается в недрах неизвлеченной или поступает на поверхность в отвалы вместе с породой. Потери 2—3 % разведанных запасов неизбежны почти при любом способе разработки. Обычно потери в процессе разработки составляют 10—20 %, иногда достигают 50 % и даже более.

Кроме количественных потерь, при добыче часто происходят качественные потери — снижение качества добытого полезного ископаемого вследствие примешивания к нему вмещающих пород, пустых или с непромышленным содержанием полезного компонента. Примешивание породы к полезному ископаемому и происходящее в результате этого снижение качества добытого полезного ископаемого по сравнению с природным принято называть **разубоживанием**.

Как количественные, так и качественные потери (разубоживание) отрицательно влияют на экономические показатели разработки месторождений.

Количественные потери вызывают рост затрат на разведку, увеличение амортизации капитальных затрат и расходов по подготовке и очистной выемке на добытое полезное ископаемое, а также приводят к недополучению прибыли от потерянной части полезного ископаемого. Кроме непосредственного экономического ущерба, потери ведут к сокращению срока существования рудника и необходимости досрочного вложения затрат в строительство нового рудника (шахты) или вскрытие и подготовку нового этажа. При разработке полезных ископаемых, склонных к возгоранию или самовозгоранию, потери могут являться причиной возникновения рудничных пожаров.

Применение способов и систем разработки с повышенными количественными потерями бывает оправдано снижением себестоимости добычи или качественных потерь.

Необходимо иметь в виду, что разубоживание при добыче приводит к экономическому ущербу для предприятия и государства не менее значительному, чем количественные потери. Этот ущерб выражается в непроизводительных затратах на транспортирование примешанной породы и переработку ее на обогатительной фабрике или металлургическом заводе; увеличении потерь полезного компонента при переработке разубоженной руды; снижении производительной мощности перерабатывающих руду предприятий по конечной продукции (концентрату, металлу) и нередко — ухудшении качества этой продукции.

В итоге качественные потери при добыче приводят к недополучению предприятием и народным хозяйством прибыли, часто в больших размерах.

Поскольку количественные и качественные потери в процессе разработки между собой взаимосвязаны, то допускаемую величину тех и других необходимо определять совместным технико-экономическим расчетом.

§ 12. КЛАССИФИКАЦИЯ И УЧЕТ ПОТЕРЬ

Определение оптимальной полноты извлечения запасов полезных ископаемых из недр невозможно без правильно поставленного учета и контроля потерь в процессе добычи.

Достоверный и надежный учет требует рациональной группировки, т. е. классификации видов потерь по определенным признакам.

Прежде в отечественной горпотехнической литературе и практике основной причиной потерь в ряде предложенных классификаций считалось неправильное ведение работ по добыче; выделялась также особая группа потерь «по геологическим причинам». Эти признаки, как показал опыт, не позволяют объективно оценить возможности снижения потерь, стимулировать их снижение, устанавливать допустимые и оптимальные нормативы потерь для различных условий разработки месторождений.

В последние годы создана Единая классификация потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений, утвержденная Госгортехнадзором СССР и принятая для использования всеми горнодобывающими министерствами и горными предприятиями.

В основу ее положены два признака: состояние потеряннго полезного ископаемого и местонахождение потерь.

По этой классификации все виды потерь твердых полезных ископаемых при разработке месторождений делятся на два самостоятельных класса, отдельно и по-разному учитываемых.

I класс — общешахтные (общерудничные, общекарьерные, общеприисковые) потери. К ним относятся потери полезных ископаемых в охранных целиках около горноканальных выработок, по границам горного отвода, под горнотехническими сооружениями, коммуникациями, зданиями и т. д.

II класс — эксплуатационные потери. К ним относятся потери, происходящие непосредственно в процессе разработки.

Класс эксплуатационных потерь делится на две группы по состоянию оставленного в недрах (потеряннго) полезного ископаемого:

группа А — потери полезного ископаемого в массиве;

группа Б — потери отделенного от массива (отбитого) полезного ископаемого.

Такое деление выражает также стадию производственного процесса, на которой произошли потери, — подготовка для

группы А, очистная выемка для группы Б, а также экономическую сторону — величину затрат, вложенных в потерянные запасы.

В группе А выделяются восемь основных видов потерь по месту их образования:

1. В недоработанной части целиков у подготовительных выработок.

2. В целиках внутри выемочного участка.

3. В лежащем, висячем боках (в почве, кровле) по верхней и нижней границам контуров рудного тела (залежи, пласта).

4. Между выемочными слоями.

5. В местах выклинивания и на флангах рудного тела (залежи, пласта).

6. В подработанных частях рудного тела.

7. В целиках пожарных, затопленных, аварийных участков.

8. В целиках у геологических нарушений.

В группе Б выделяются четыре вида потерь также по месту их образования:

1. В подготовительных и очистных забоях при совместной выемке и смешивании полезного ископаемого с пустыми породами.

2. Потери оставленного в выработанном пространстве отбитого полезного ископаемого.

3. В местах обрушений, завалов, в пожарных, затопленных участках.

4. В местах погрузки, разгрузки, складирования и сортировки, на транспортных путях горного предприятия.

Потери четвертого вида, как правило, очень небольшие, однако они происходят при добыче любых полезных ископаемых и почти на каждом горном предприятии, поэтому они выделены в самостоятельный вид.

Потери всех видов, за исключением ненормируемых седьмого и восьмого видов группы А и третьего вида группы Б, делятся на нормативные, т. е. признанные неизбежными или оправданными, и фактические.

Единая классификация потерь обладает многими достоинствами:

1. Создает основу для экономической оценки последствий потерь и для установления их нормативов.

2. Упорядочивает учет потерь и контроль за их величиной на различных стадиях разработки.

3. Устраняет возможность субъективного подхода в отнесении потерь к тому или иному их виду.

4. Позволяет планировать допустимые и учитывать фактические потери по системам разработки, отдельным блокам, уступам.

5. Выявляя места образования потерь, появляется возмож-

ность анализировать причины их возникновения, принимать меры к их сокращению.

На ее основе в каждой отрасли горнодобывающей промышленности составлены свои классификации, учитывающие специфические особенности разработки месторождений отрасли.

На горных предприятиях применяются два основных метода определения величины потерь.

Прямой метод, основанный на непосредственных измерениях величины потерь по видам в процессе (или после) их образования

$$P = P_1 + P_2 + \dots + P_n, \quad (3)$$

где $P_1, P_2, \dots, P_n$ — величина потерь соответственно по видам.

Косвенный метод, основанный на определении потерь расчетным путем, — по разности между величиной погашенных балансовых запасов Б и количеством извлеченного (фактически добытого) полезного ископаемого $B_{из}$

$$P = B - B_{из}. \quad (4)$$

Косвенный метод по сравнению с прямым имеет следующие недостатки:

крайне низкая достоверность; возможные относительные ошибки в определении величины потерь косвенным методом могут достигать 40—50 % и более;

он позволяет определять только суммарные потери и притом за сравнительно большие промежутки времени; определение величины потерь по отдельным видам и местам их возникновения практически невозможно;

по этой же причине становится невозможным нормирование величины потерь по отдельным видам, системам разработки, выемочным блокам;

применение косвенного метода затрудняет контроль за правильностью отчетных данных по потерям и может приводить к необоснованному списанию как неподтвердившихся балансовых запасов в больших количествах.

Прямой метод не имеет этих недостатков, но применение его связано с некоторым увеличением затрат труда по замерам и расчетам. Однако они в полной мере оправдываются высокой достоверностью, оперативностью прямого метода и возможностью на его основе нормировать величину потерь и принимать своевременные меры по устранению сверхнормативных потерь.

В связи с изложенным рекомендуется применять, как правило, прямой метод определения потерь, а косвенный — только в порядке исключения, когда применение прямого метода по каким-либо причинам невозможно.

§ 13. ПОКАЗАТЕЛИ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ДОБЫЧЕ

Коэффициент потерь при добыче принято выражать отношением количества потерянных балансовых запасов P к количеству погашенных B

$$k_n = P/B. \quad (5)$$

Соответственно коэффициент извлечения полезного ископаемого

$$k_n = 1 - k_n = 1 - P/B = (B - P)/B. \quad (6)$$

Если обозначить количество извлеченных из недр балансовых запасов $B - P$ через B_n , то

$$k_n = B_n/B. \quad (7)$$

Но в процессе разработки к добытому балансовому полезному ископаемому примешивается некоторое количество забалансового полезного ископаемого. Если c — содержание полезного компонента в балансовых запасах и a — в добытом полезном ископаемом, то коэффициент извлечения из недр полезных компонентов k_n можно выразить формулой

$$k_n = Da/Bc, \quad (8)$$

где D — количество добытого из недр полезного ископаемого (включая примешанные при добыче забалансовые запасы и пустую породу).

Показатель k_n — отражает одновременно и потери полезного ископаемого из балансовых запасов и привнесенный полезный компонент с примешанными породами, что частично компенсирует его потери из балансовых запасов.

При составлении отчетности по горным работам предприятия используют формулу (5).

Показатель k_n в методике, утвержденной Госгортехнадзором СССР, приведен как обязательный для отчетности и технико-экономических расчетов.

§ 14. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОТЕРЬ — РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ

Кроме основной причины — примешивания к балансовой руде породы или забалансовой руды, — снижение содержания полезных компонентов в добытой руде может происходить вследствие того, что теряемая часть руды в виде мелочи и пыли имеет более высокое содержание полезных компонентов. Такое явление наблюдается, когда рудные минералы (например, га-

ленин и сфалерит, касситерит, молибденит, золотосодержащая часть кварца, мартит и др.) отличаются от смешанной с ними рудной породы большей хрупкостью, переизмельчаются при отбойке и поэтому больше теряются.

Разубоживание руды, как уже было отмечено в § 11, сопровождается большим экономическим ущербом. Поэтому определению величины разубоживания, его учету и борьбе с ним должно уделяться внимание не меньшее, чем количественным потерям.

Разубоживание принято выражать как отношение количества примешанной породы B к общему количеству добытой рудной массы D .

Коэффициент разубоживания

$$P = B/D. \quad (9)$$

Иногда такое выражение называют коэффициентом засорения.

Но определить количество примешанной породы не всегда возможно. Поэтому величину разубоживания следует выражать через снижение содержания полезного компонента в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием в балансовых запасах. Тогда коэффициент разубоживания

$$P = (c - a)/c, \quad (10)$$

где c и a — содержание полезного компонента соответственно в извлеченных балансовых запасах и добытой руде.

Значения P , определенные по формулам (9) и (10), будут равны, если примешанная порода не содержит полезного компонента.

Пример. Пусть количество добытой руды (рудной массы) $D = 120\,000$ т, в том числе примешанной пустой породы $B = 24\,000$ т.

Коэффициент разубоживания по количеству примешанной породы по формуле (9)

$$P = B/D = 24\,000/120\,000 = 0,2.$$

Допустим, что содержание полезного компонента в балансовой руде $c = 2,5\%$. В добытой руде заключено $120\,000 - 24\,000 = 96\,000$ т балансовой руды с содержанием $c = 2,5\%$ и $24\,000$ т пустой породы.

Коэффициент разубоживания по формуле (10) будет равен

$$P = (c - a)/c = (2,5 - 2,0) : 2,5 = 0,2.$$

Как видим, результаты расчета по обеим формулам совпадают.

Если же примешанная порода содержит полезный компонент (содержание a), то подсчет коэффициента разубоживания по формулам (9) и (10) даст различные результаты.

Допустим, что в условиях предыдущего примера примешанная порода имеет содержание полезного компонента $a = 0,5\%$.

Тогда содержание полезного компонента a в добытой руде будет

$$a = (96\,000 \cdot 2,5 + 24\,000 \cdot 0,5) / 120\,000 = 2,1 \, \%$$

Коэффициент разубоживания по формуле (10) составит

$$P = (c - a) / c = (2,5 - 2,1) : 2,5 = 0,16,$$

т. е. меньше, чем коэффициент разубоживания по количеству примешанной породы, определенной по формуле (9).

На некоторых горных предприятиях (в частности, в Криво-рожском бассейне) коэффициент разубоживания $P = (c - a) / c$ называют коэффициентом потерь качества руды.

В самом деле, если качество не изменяется, не теряется, то это означает, что содержание в добытой руде a равно содержанию в рудном массиве c . Коэффициент потерь качества в этом случае будет равен нулю.

Формулу (10) можно записать в виде

$$P = 1 - a/c. \quad (11)$$

Показатель $k_k = a/c$ в методике, утвержденной Госгортехнадзором СССР, называется коэффициентом изменения качества. Он выражает изменение качества полезного ископаемого при добыче и позволяет упростить технико-экономические расчеты по определению ущерба, связанного с разубоживанием руды.

Учет потерь и разубоживания принято производить по эксплуатационным блокам для того, чтобы знать их величину для разных систем разработки и горно-геологических условий, применять средства материального поощрения за снижение потерь и разубоживания.

Таким образом, для подсчета потерь и разубоживания необходимо иметь следующие расчетные показатели по блокам, системам и шахте (руднику) в целом: подлежащие выемке (погашенные) балансовые запасы руды B ; количество фактически добытой руды (рудной массы) D и примешанной к ней породы B ; содержание полезных компонентов в погашенных балансовых запасах c и добытой руде a .

Величины B и c почти всегда определяются с некоторой погрешностью. Величина ее зависит от многих факторов: прежде всего от характера самого месторождения — его формы, изменчивости мощности рудных тел и содержания в них полезных компонентов, отчетливости контактов между рудными телами и вмещающими породами; от характера орудуения вмещающих пород и изменения содержания в них полезных компонентов, в значительной мере — от постановки геолого-маркшейдерской службы, правильности взятия проб в рудном массиве и добытой руде, точности и оперативности производства анализов взятых проб.

При наличии систематических ошибок в определении этих показателей до 10 % и более величина потерь может быть уменьшена (редко увеличена) против истинной в 1,5—2 раза и более. Учет потерь в этом случае не достигает той цели, для которой он производился.

Приемы определения расчетных показателей и организации учета рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

§ 15. ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

При разработке месторождений полезных ископаемых обязательно соблюдение следующих требований:

1. Создание безопасных условий труда.
2. Достижение высоких технико-экономических показателей по производительности труда, качеству конечной продукции, эффективности капиталовложений и прибыльности при возможно меньших потерях полезного ископаемого в процессе добычи и переработки и минимальной себестоимости.
3. Выполнение заданного плана рудником по добыче и качеству руды.

Сущность первого требования и его важность пояснений не требуют в связи с тем, что условия подземных работ опасны и тяжелы. Одновременно должны быть обеспечены безопасное состояние подземных и поверхностных сооружений от сдвижения горных пород под влиянием разработки и безопасность в пожарном отношении.

Соблюдение второго требования возможно при условии, если строительство горного предприятия, добыча руды выполняются с минимальной затратой труда и материальных ресурсов. Ввиду того что на рудниках с подземной добычей заработная плата составляет основную часть в себестоимости добычи (до 60 % и выше), то увеличение производительности труда имеет большое значение. Для достижения высокой производительности труда необходимо осуществлять правильный выбор системы и технологии разработки, широко использовать средства механизации всех видов работ, правильно производить нормирование труда и материальное стимулирование работающих.

Поскольку на себестоимость продукции горного предприятия и на размер получаемой прибыли большое влияние оказывает величина разубоживания руды при добыче, то изучение причин разубоживания и мер по его уменьшению является одним из основных условий повышения экономической эффективности разработки месторождения.

Смысл третьего требования сводится к тому, что невыполнение заданного плана по добыче руды и ее качеству приводит к невыполнению плана производства по конечной продукции

горного предприятия и к экономическому ущербу — росту себестоимости продукции, уменьшению размера прибыли, рентабельности, фондоотдачи и т. д.

Глава 3

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 16. ВСКРЫВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ И КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ

Главными вскрывающими выработками являются шахтный ствол и штольня. Кроме главных выработок, для вскрытия применяются вспомогательные стволы, служащие для целей вентиляции и как дополнительный выход на поверхность; квершлагги, соединяющие главный и вспомогательные стволы с месторождением. Для вскрытия нижележащих горизонтов и отдельных участков рудного тела проходят слепые стволы, капитальные восстающие, уклоны.

Характеристика главных вскрывающих выработок. Главные вскрывающие выработки служат для транспортирования полезного ископаемого на поверхность, вентиляции, передвижения людей, доставки материалов, оборудования и для других целей.

Ввиду ответственного назначения выработок вскрытия и большого срока их службы важен правильный выбор их формы, размеров сечения и способа крепления.

При выборе формы сечения и способа крепления необходимо исходить из минимальной суммы затрат по проведению и креплению выработки с расходами по ремонту крепи, транспорту и вентиляции за все время существования.

Размеры поперечного сечения выработки должны быть достаточными для нормальной работы транспорта, безопасного и удобного передвижения людей, доставки материалов и оборудования, а также должны обеспечивать прохождение необходимого количества воздуха.

Штольни имеют сводообразное, трапециевидное, реже прямоугольное сечение и проводятся с уклоном 0,001—0,008 в сторону устья. Длина штолен достигает нескольких километров. Например, длина Мизурской штольни на Садонском руднике больше 4 км; месторождение медного рудника «Нейшенл таунел» (США) вскрыто штольней длиной свыше 7 км.

Штольня как вскрывающая выработка имеет ряд преимуществ по сравнению с шахтным стволом:

затраты на проходку и крепление 1 м штольни в 5—7 и более раз (в зависимости от притока воды) меньше, а скорость проходки в 3—5 раз выше;

транспортирование руды намного проще и дешевле, может осуществляться до обогатительной фабрики без перегрузки руды; передвижение людей и грузов безопаснее;

расходы на водоотлив значительно ниже, так как движение воды происходит самотеком и водоотливных механизмов не требуется;

затраты на поверхностные сооружения у устья штольни значительно меньше, так как не требуется сооружения копра, надшахтного здания и подъемной машины;

ремонт крепи штольни проще и дешевле.

Шахтные стволы имеют прямоугольную и круглую форму поперечного сечения, редко эллиптическую. На большинстве новых рудников проходят стволы круглой формы.

Размер сечения ствола зависит от его назначения. Капитальные стволы обычно служат одновременно для подъема руды и породы, подъема и спуска людей, спуска крепежных материалов, вентиляции. В них же размещают водоотливные и воздушные трубы. Иногда ствол предназначается только для подъема руды и породы, или для спуска-подъема людей, или только для вентиляции.

По роду применяемых главных выработок можно выделить следующие способы вскрытия: вертикальным стволом; наклонным стволом; штольной и комбинированным способом.

Первые три способа можно объединить в группу простых способов вскрытия.

Главные вскрывающие выработки могут проходить: по месторождению; по пустым породам со стороны лежащего либо висячего боков или с флангов; по пустым породам и руде, пересекая рудное тело.

Схемы основных способов вскрытия рудных месторождений

Простые способы:

1. Вскрытие вертикальным шахтным стволом по месторождению, лежащему боку, висячему боку и флангам.

2. Вскрытие наклонным шахтным стволом по месторождению, лежащему боку и флангам.

3. Вскрытие штольной по месторождению, лежащему боку, висячему боку.

Комбинированные способы.

1. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол.

2. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонный шахтный ствол.

3. Наклонный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы.

4. Штольня с переходом в вертикальные слепые стволы.

5. Штольня с переходом в наклонные слепые стволы.

§ 17. ВЗАИМНОЕ РАСПОЛОЖЕНИЕ ГЛАВНЫХ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов определяется принятой схемой проветривания и развития очистной выемки.

При центральной схеме проветривания как главный, так и вспомогательный стволы располагаются в центре шахтного поля или вблизи центра на расстоянии не менее 30 м один от другого (рис. 8, а).

При диагональной схеме проветривания главный ствол располагается в центре шахтного поля, а вспомогательные стволы — на флангах (рис. 8, б). Часто этот вариант применяется, когда главный и вспомогательный стволы располагаются на разных флангах.

Центральное расположение главных и вспомогательных выработок имеет ряд достоинств: минимальное число вспомогательных стволов, что особенно важно при большой глубине разработки; компактность расположения всего комплекса по-

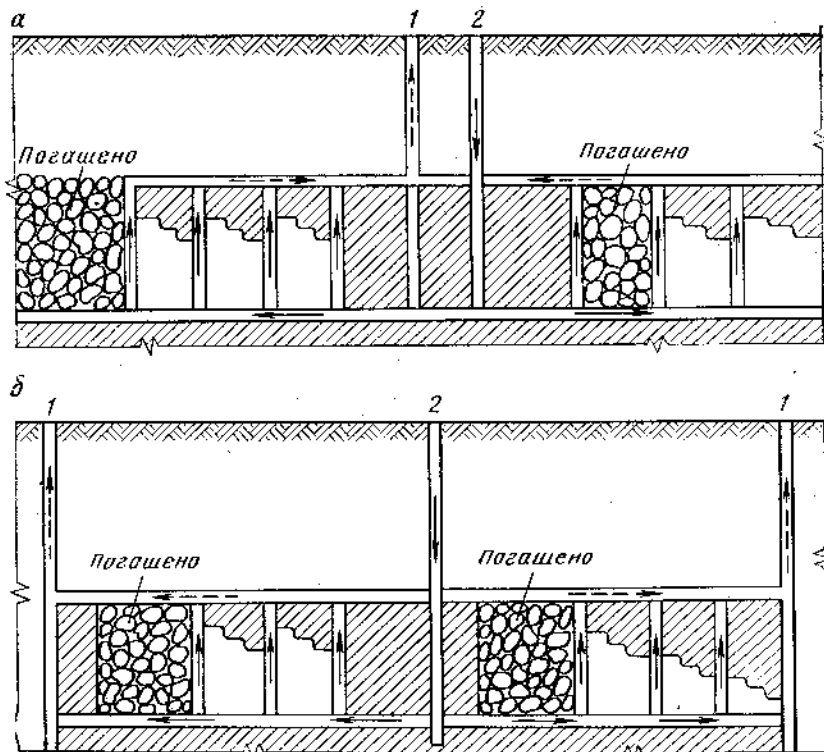


Рис. 8. Центральная и диагональная схемы проветривания:
1 — вспомогательный ствол; 2 — главный ствол

верхностных сооружений; возможность оставления у обоих стволов, если они заложены висячем боку, общего охранного целика; простота при сбойке главного и вспомогательного стволов, позволяющая ускорить начало очистных работ.

Вместе с этим центральное расположение имеет и недостатки. Главные из них: удлиняется путь вентиляционной струи, в результате чего депрессия вентилятора возрастает на 30–40 % по сравнению с диагональным расположением; при наступающей выемке возможны утечки («короткие токи») воздуха через выработанное пространство на вентиляционный штрек; усложняется выход людей на поверхность в случае аварии. Центральное расположение стволов при вскрытии рудных месторождений применяется реже, чем диагональное.

Вместо вспомогательного ствола на одном из флангов в неглубоких рудниках малой производительности иногда проходят вентиляционный шурф, оборудованный лестничным отделением. При разработке тонких жил на небольшой глубине вентиляционные шурфы располагают в нескольких местах по простиранию жилы и соединяют их с верхним этажным штреком.

При значительной производственной мощности рудника или наличии в шахтном поле нескольких рудных тел иногда проходят несколько стволов различного назначения: для спуска и подъема людей, подъема руды разного состава, спуска закладки и выдачи пустой породы из подготовительных выработок, спуска материалов, крупногабаритного оборудования.

При значительной длине шахтного поля иногда возникает необходимость разделения каждого из крыльев шахтного поля для проветривания на две секции.

При секционном проветривании вспомогательные стволы закладывают на флангах поля и в промежутках между флангами и главными стволами.

§ 18. ВЛИЯНИЕ ВЫЕМКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО НА СДВИЖЕНИЕ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД И ПОВЕРХНОСТИ

Горные выработки и пустоты, образовавшиеся после выемки полезного ископаемого, заполняются со временем обрушающимися породами, в результате чего масса пород над месторождением может деформироваться и оседать. Этот процесс называется сдвижением пород. Сдвижение вызывает плавное оседание земной поверхности, без разрыва ее сплошности, либо резкое, со значительными смещениями и обрушениями провалами.

(В области сдвижения горных пород различают: зону обрушения (рис. 9), в пределах которой сдвижение произошло с разломом и разрушением слоев и отделением от массива отдельных кусков и глыб; зону трещин — область с нарушенной сплошностью пород и трещинами; зону плавных

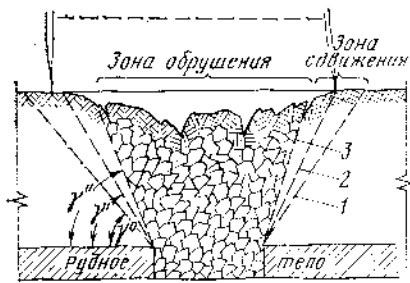


Рис. 9. Схема сдвижения горных пород при разработке:

1 — граница области сдвижения; 2 — граница области опасных сдвижений; 3 — граница зоны трещин (обрушения)

с горизонтом углы: граничный γ_0 , сдвижения γ' и разрывов γ'' (обрушения). Граничным углом ограничивается вся область сдвижения пород; плоскость разрывов проходит через крайние внешние трещины на земной поверхности; углом сдвижения определяется зона опасных сдвижений для поверхностных и подземных горнотехнических сооружений.

Технические сооружения — копры, эстакады, фабричные трубы и другие — могут выходить из строя даже при очень небольших деформациях поверхности.

Если мощность отрабатываемого месторождения незначительна или разработка ведется на большой глубине, то сдвижение пород поверхности не достигает. Глубину разработки, при которой отработка полезного ископаемого не вызывает сдвижений земной поверхности, называют безопасной. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности месторождения называют коэффициентом безопасности.

Коэффициент безопасности зависит от физико-механических свойств пород и примерно равен: при разработке месторождений без закладки 200, с полной сухой закладкой 80, с мокрой закладкой 30.

Величина углов сдвижения зависит от физико-механических свойств пород, слоистости, водоносности, угла падения месторождения, глубины разработки и изменяется в широких пределах. При неслоистом строении пород эти углы принимают в пределах 45—70°, при слоистом 30—65°.

Предохранить поверхностные сооружения и выработки вскрытия от сдвижения пород можно путем расположения их за пределами зоны сдвижения (рис. 10) или путем оставления под ними охранных целиков из руды (рис. 11). Так как фактические углы сдвижения могут оказаться меньше запроектированных, то в целях безопасности поверхностные сооружения и выработки вскрытия принято располагать на расстоянии 30—

сдвижений, в которой наблюдается пластическая деформация пород без разрыва сплошности.

Часть земной поверхности, подвергшаяся сдвижению, называют мульдой сдвижения. В ее пределы включают участки земной поверхности с величиной оседания свыше 10 мм.

Сдвижение пород происходит по криволинейным поверхностям, но для графических построений их принимают за плоскости, образуя

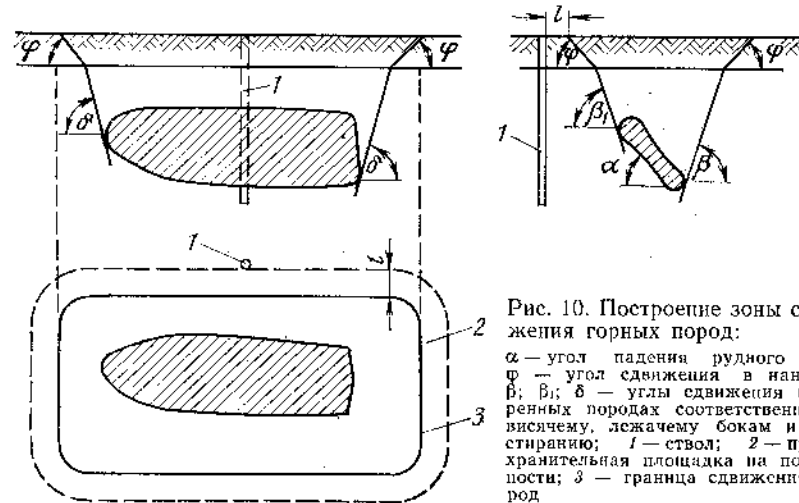


Рис. 10. Построение зоны сдвижения горных пород:

α — угол падения рудного тела; ϕ — угол сдвижения в наносах; δ ; β ; β_1 — углы сдвижения в коренных породах соответственно по вертикали, лежащему бокам и простиранию; 1 — ствол; 2 — предохранительная площадка на поверхности; 3 — граница сдвижения пород

60 м, иногда до 120 м от границы зоны сдвижения на поверхности.

Явления оседания и обрушения горных пород, контроль за их сдвижением, а также правила построения зон сдвижения и охранных целиков детально рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

§ 19. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ

При вскрытии крутонадающего месторождения вертикальными стволами главный ствол и вспомогательные фланговые стволы располагают за зоной сдвижения горных пород (рис. 12). На каждом горизонте от главного ствола до месторождения проводят квершлагги, а вдоль рудного тела до вспомогательных стволов — штреки.

Этот способ вскрытия является наиболее распространенным в горнорудной промышленности. Большинство железорудных месторождений Криворожья, Урала, месторождений руд цветных и редких металлов вскрыто вертикальными стволами, пройденными в лежащем боку.

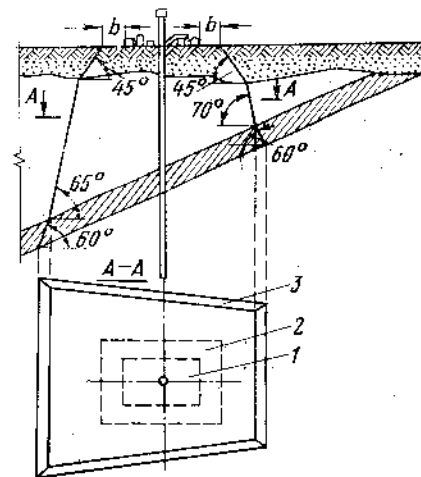


Рис. 11. Схема построения охранных целиков:

1 — промышленная площадка; 2 — площадка безопасности; 3 — охранный целик

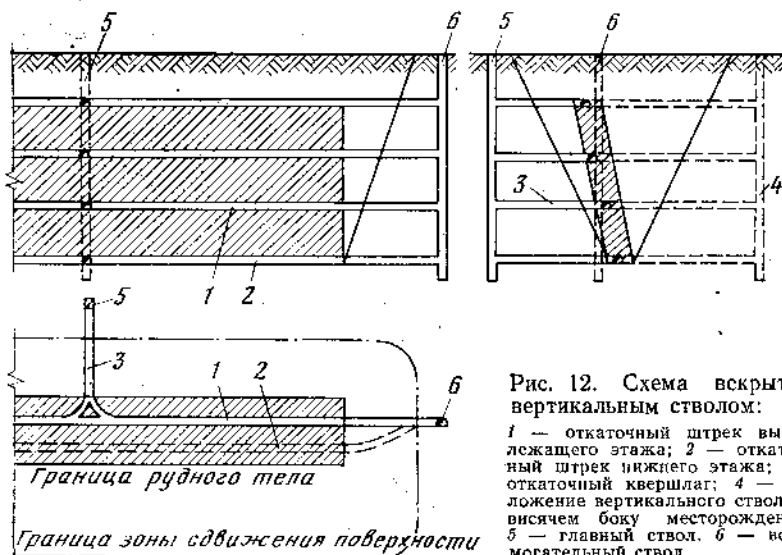


Рис. 12. Схема вскрытия вертикальным стволом:

1 — откаточный штрек вышележащего этажа; 2 — откаточный штрек нижнего этажа; 3 — откаточный квершлаг; 4 — положение вертикального ствола висячей боку месторождения; 5 — главный ствол; 6 — вспомогательный ствол

Вскрытие вертикальными стволами, пройденными в висячем боку, применяется значительно реже, так как при этом суммарная длина квершлагов по сравнению со вскрытием со стороны лежащего бока, как правило, больше.

Его применяют в особых случаях, когда породы лежащего бока сильно водоносны или неустойчивы и когда заложение ствола в лежащем боку невозможно или невыгодно по условиям рельефа, поверхностного транспорта или застроенности поверхности.

Иногда месторождение вскрывают вертикальным фланговым стволом (см. рис. 12). В этом случае он является и вспомогательным стволом.

Сокращение длины квершлагов и возможность ограничиться одним вспомогательным стволом — достоинства флангового вскрытия.

Недостатки этого способа вскрытия весьма существенны: удлиняется расстояние и увеличивается стоимость подземной откатки, усложняются подготовка и проветривание. Поэтому фланговое вскрытие целесообразно применять: при невозможности заложения ствола в лежащем боку по условиям рельефа поверхности или вследствие ее застроенности, по гидрогеологическим условиям, при совпадении направлений подземного и поверхностного транспорта и небольшой длине месторождения, когда недостатки флангового вскрытия проявляются меньше, а достоинства более существенны.

Наклонное или пологопадающее месторождение значительных горизонтальных размеров можно вскрывать вертикальным

стволом 1, пересекающим месторождение (рис. 13). Расположение ствола 2 в этом случае за зоной сдвижения пород потребовало бы проведения квершлагов значительной длины.

Для горизонтальных и пологопадающих месторождений с большими размерами по простиранию такой способ вскрытия является единственно возможным и наиболее распространенным.

При небольшой глубине залегания месторождения размеры охранного целика незначительны, поэтому основной недостаток этой схемы вскрытия при малых углах падения не так ощутим, как при крутом падении.

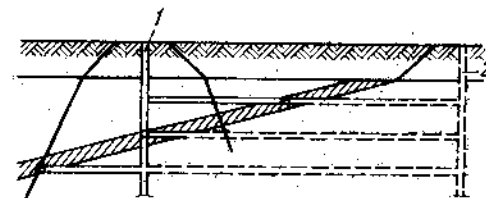


Рис. 13. Схема вскрытия вертикальным стволом, пересекающим месторождение

§ 20. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ

При вскрытии месторождения наклонным стволом, пройденным в породах лежащего бока параллельно месторождению (рис. 14), от ствола шахты до рудного тела проводят квершлаг, длина которых значительно меньше, чем при вскрытии вертикальным стволом. Разница в длине квершлагов тем ощутимее, чем меньше угол падения месторождения и чем глубже оно расположено. Вспомогательные стволы на флангах месторождения в этом случае могут быть также наклонными или вертикальными.

При вскрытии наклонным стволом, пройденным по месторождению, квершлаг отсутствуют и стоимость проходки ствола частично окупается попутно добываемой рудой. Однако, кроме недостатков, присущих любому наклонному стволу, в этом случае возникает необходимость оставления охранного целика с обеих сторон от ствола; ширина этого целика возрастает с глубиной разработки.

Вскрытие наклонным стволом по месторождению может оказаться целесообразным только для тонких, слабообследованных

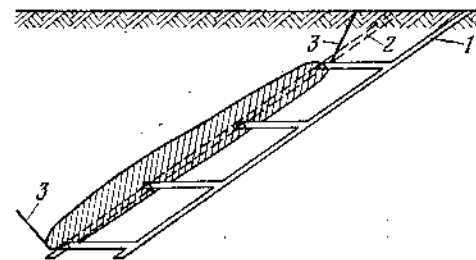


Рис. 14. Схема вскрытия наклонным стволом в лежащем боку месторождения:

1 — главный подъемный ствол; 2 — вспомогательный наклонный ствол на фланге месторождения; 3 — границы зоны сдвижения

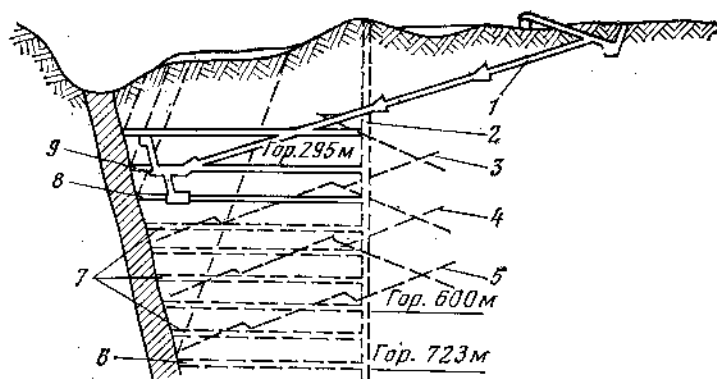


Рис. 15. Схема вскрытия на руднике «Эрингтон»: 1 — наклонный ствол (первая очередь); 2 — вспомогательный ствол; 3, 4, 5 — соответственно вторая, третья и четвертая очереди конвейерного подъема; 6 — будущие дренажные горизонты; 7 — будущие приемные горизонты; 8 — дренажный горизонт; 9 — приемный горизонт

ных пологопадающих и наклонных жил с небольшой глубиной распространения.

Недостатки, присущие наклонным стволам, ограничивают область их применения.

Когда подъем руды осуществляется с помощью подъемной машины в скипах или вагонетках, наклонные стволы целесообразно применять для вскрытия рудных тел с углом падения от 10 до 30°. В этом случае недостатки наклонных стволов компенсируются резким уменьшением длины квершлагов по сравнению со вскрытием вертикальным стволом.

Значительно расширяется область применения вскрытия наклонными стволами, если их оборудовать конвейерным подъемом руды.

На железном руднике «Эрингтон» (Канада) наряду со вспомогательным скипо-клетевым стволом (рис. 15) был пройден наклонный рудоподъемный ствол, по которому дробленая руда системой ленточных конвейеров длиной 1300 м выдается на поверхность. Угол наклона конвейера 16°, производительность 400 т/ч.

Конвейерный транспорт запроектирован и для подъема руды с нижних горизонтов (с глубины около 850 м) ступенчатыми конвейерными системами в специальных наклонных выработках 3, 4, 5, пройденных вне зоны сдвижения горных пород. Суммарная длина транспортирования руды конвейерами в этом случае составит 4200 м. В дальнейшем предполагается заменить конвейерами также электровозный транспорт на откаточных горизонтах.

На руднике «Боуэрс Кэмпбелл» (США) месторождение цинковой руды было вскрыто наклонным спиральным стволом,

пройденным под углом 8—10°. Спиральная трасса длиной 1420 м проходит в устойчивых породах и делает 3,5 оборота вокруг рудного тела. Транспортирование руды от забоя до обогатительной фабрики осуществляют автосамосвалами.

При конвейерной доставке угол наклона обычно не превышает 16—20°, однако применение специальных конвейеров позволяет проходить наклонные стволы под более крутым углом. Например, на гипсовом руднике «Кларенс Сенте» (США) месторождение было вскрыто стволом, пройденным под углом 30°. Ствол оборудован ленточным конвейером с гофрированной резиновой лентой шириной 800 мм, на котором можно транспортировать материал вверх с подъемом до 40°.

Следует отметить, что опыт эксплуатации наклонных стволов на руднике им. Артема (Кривбасс) показал нецелесообразность конвейерного подъема руды с глубоких горизонтов по сравнению со скиповым вследствие больших капитальных затрат и эксплуатационных расходов. Конвейерный подъем может оказаться экономичнее скипового при отработке месторождения одним-двумя горизонтами.

§ 21. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЯМИ

Вскрытие штольнями имеет ряд достоинств перед другими способами вскрытия, поэтому, когда позволяет рельеф местности и условия залегания месторождения, этому способу отдают предпочтение.

Относительно рудного тела штольни располагают по простиранию, вкрест простирания или по диагонали к линии простирания.

При вскрытии тонких месторождений по простиранию штольни проводят по руде; в мощных же месторождениях штольни обычно располагают параллельно рудному телу в пустых породах и проводят от них до месторождения квершлаг (или орты-заезды).

Расположение штолен висячем или лежащем боку месторождения при вскрытии вкрест простирания определяется положением рудного тела относительно склона горы.

Как правило, месторождение выше уровня штольни отрабатывают несколькими этажами, поэтому возможны два варианта вскрытия.

В первом случае каждый этаж вскрывают самостоятельными штольнями (рис. 16), которые служат для проветривания, доставки материалов, выдачи пустой породы, передвижения рабочих. Руду с верхних этажей перепускают до нижней (капитальной) штольни по рудоспускам.

Во втором случае проходят только одну нижнюю штольню. Этот вариант применяется, когда по условиям залегания рудного тела на каждом этаже необходимо было бы проводить очень длинные штольни по пустым породам. Вышележащие

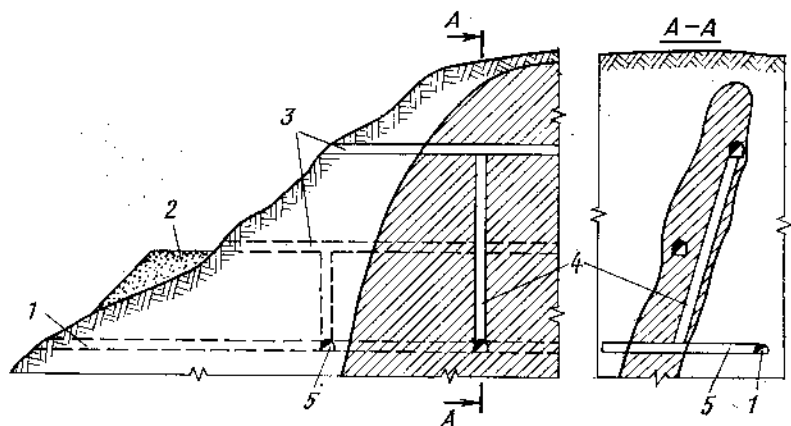


Рис. 16. Схема вскрытия штольнями по простиранию:

1 — капитальная штольня в породах лежащего бока; 2 — отвал пустых пород; 3 — этажные рудные штольни; 4 — рудоспуск; 5 — квершлаг

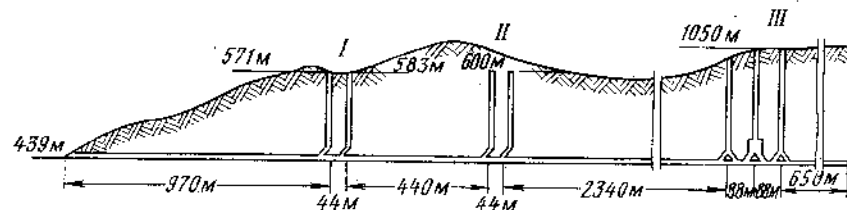


Рис. 17. Схема вскрытия штольней с капитальными рудоспусками на рудниках комбината «Апатит»:

I — карьер «Расвумчорр-Цирк»; II — подземный рудник «Расвумчорр-Цирк»; III — карьер «Центральный»

этажи над штольней вскрывают капитальным восстающим или слепым стволом с вентиляционным и ходовым отделениями, а также клетевым подъемом для доставки людей, материалов и оборудования. Для перепуска руды обычно устраивают несколько рудоспусков.

В широких масштабах вскрытие штольнями применяется на рудниках производственного объединения (п. о.) «Апатит», разрабатывающих Хибинское месторождение апатито-нефелиновых руд. Штольни применяются для вскрытия не только на подземных работах, но и на карьерах (рис. 17).

Общая капитальная штольня Расвумчоррского рудника была проведена сечением 36 м² и длиной 5 км. Рудоспуски с откаточных горизонтов рудников к штольне были пройдены диаметром 5—6 м и глубиной 130—600 м.

Штольнями в СССР вскрыты Садонское полиметаллическое месторождение (длина штольни около 5 км), меднорудное месторождение Эль-Сальвадор в Чили (длина штольни 5,85 км),

молибденовое месторождение Клаймакс (США) и многие другие.

Устья штолен необходимо располагать в местах, не подверженных затоплению весенними и ливневыми водами. Размеры площадки перед устьем штольни должны обеспечивать размещение необходимых поверхностных сооружений; к площадке должны быть удобные подъездные пути. Последнее условие в гористой местности не всегда удается выполнить, и часто руду транспортируют от штольни по канатным дорогам или конвейерами.

§ 22. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

Сущность комбинированных способов вскрытия состоит в том, что верхнюю часть месторождения вскрывают одной главной выработкой, а нижнюю — другой с выдачей руды на поверхность последовательно по обеим главным выработкам.

Такое вскрытие целесообразно в тех случаях, когда месторождение по падению залегает на большой глубине и подъем по одному стволу не обеспечивает заданной производительности.

Горизонты месторождения до 1200 м вскрывают вертикальным стволом с поверхности, а ниже — слепыми вертикальными (рис. 18) или наклонными стволами.

Глубина ствола, пройденного с поверхности, определяется максимально допустимой высотой подъема по одному стволу. Вторую ступень вскрытия слепыми стволами принимают обычно в пределах 600—1200 м. Ступенчатое вскрытие позволяет, кроме увеличения производительности подъема, уменьшить длину квершлагов на нижних горизонтах.

Ступенчатое вскрытие было применено на золоторудном месторождении «Чемпион-риф» (Индия). Месторождение вскрыто вертикальным стволом с поверхности глубиной 1976 м и двумя вертикальными слепыми стволами до глубины 3300 м. Подъем груза по главному стволу осуществляется в двухэтажных клетях, вмещающих 50 рабочих или четыре вагонетки вместимостью до 1,25 т. Висячем боку месторождения пройдено несколько вспомогательных стволов.

Месторождение рудника «Мак-Интайр» (Канада) было вскрыто вертикальным стволом с поверхности до горизонта 1175 м и двумя слепыми стволами до глубины 2200 м (рис. 19). Месторождение было представлено жилами с углом падения 70—80°. Все три ствола были оборудованы скиповым и клетевым подъемами.

Для глубоких горизонтов наклонных и пологопадающих залежей применяются варианты вскрытия вертикальным стволом висячем боку, переходящим в наклонные стволы в лежащем боку (рис. 20).

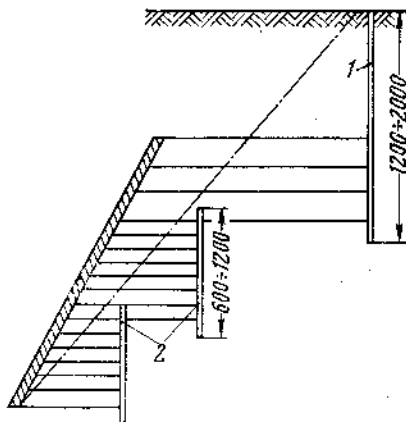


Рис. 18. Схема вскрытия вертикальными ступенчатыми стволами:
1 — ствол с поверхности; 2 — слепые стволы

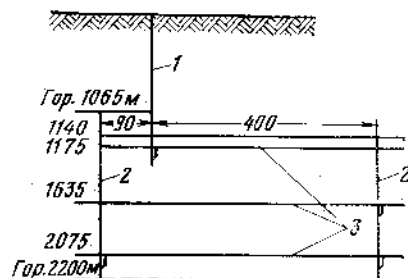


Рис. 19. Схема вскрытия месторождения на руднике «Мак-Интайр»:
1 — вертикальный ствол; 2 — слепые вертикальные стволы; 3 — концентрационные горизонты

На глубоких золотых рудниках Южно-Африканской республики распространены два основных варианта:

1. В начале разработки месторождения верхняя часть его вскрывается вертикальным стволом до глубины 600—800 м (см. рис. 20, а). Ниже места пересечения рудного тела в лежачем боку проводится наклонный слепой ствол, оборудованный самостоятельной подъемной установкой. Переход на наклонный слепой ствол вызван необходимостью подъема в две стадии и стремлением сократить длину квершлага.

2. Месторождение вскрывается с поверхности наклонным стволом (см. рис. 20, б). Когда его длина достигает значительных размеров, проходят вертикальный ствол и одностадийный подъем по наклонному стволу заменяют двухстадийным — по наклонному и вертикальному.

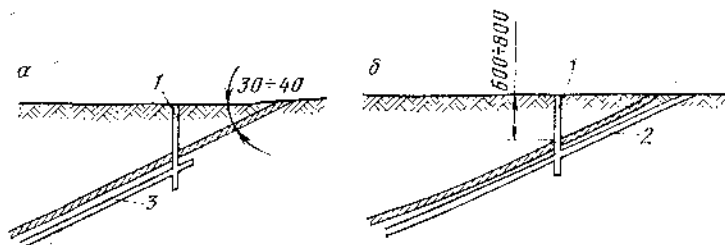


Рис. 20. Комбинированное вскрытие глубоких горизонтов вертикальными и наклонными стволами:
1 — вертикальный ствол; 2 — наклонный ствол; 3 — слепой наклонный ствол

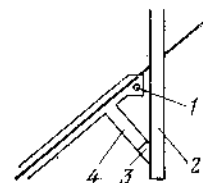


Рис. 21. Схема сопряжения вертикального и наклонного стволов

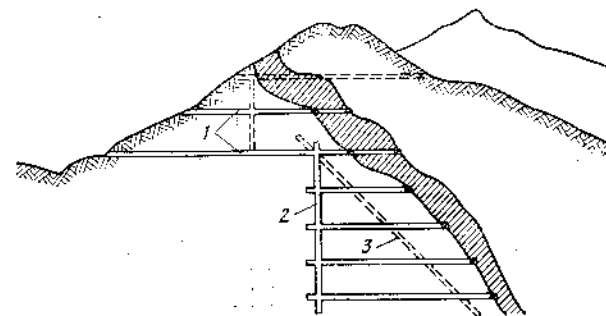


Рис. 22. Схема вскрытия штольней и слепыми стволами

Схема сопряжения вертикального ствола с наклонным показана на рис. 21. Подъемная машина слепого наклонного ствола установлена в машинной камере 1. Руда из скипов поступает в рудоспуск 4 и бункер 3, откуда загружаются скипы вертикального ствола 2.

Комбинированное вскрытие характерно также для месторождений, залегающих в гористых местностях, которые расширяются ниже уровня штольни. В этом случае ниже штольни для вскрытия применяют слепой ствол.

Если штольней можно вскрыть только верхнюю часть месторождения, то нижнюю часть вскрывают слепым вертикальным или наклонным стволом, пройденным из штольни (рис. 22).

Верхняя часть месторождения (выше гор. 1140 м) вскрыта двумя капитальными штольнями 1, пройденными вкрест простирания, нижняя часть — слепым вертикальным стволом 2 или наклонным 3.

Схема комбинированного вскрытия штольнями

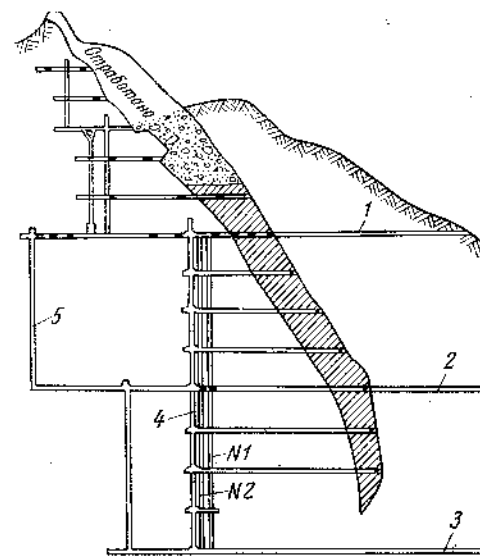


Рис. 23. Схема вскрытия Тырнаузского месторождения

и шахтными стволами Тырнаузского месторождения показана на рис. 23. Верхние горизонты были вскрыты штольной «Капитальной» 1, из которой в лежащем боку были пройдены слепой 2 и вентиляционный 3 ствола и два капитальных рудоспуска длиной по 209 м.

Нижние горизонты были вскрыты штольнями «Змейка» 4 и «Главная» 5 длиной около 3 км. Между штольнями «Капитальной» и «Главной» был пройден слепой ствол «Капитальный» и рудоспуски № 1 и 2 длиной по 596 м. Рудоспуски без крепления располагались через 25 м в мраморах лежащего бока, имели диаметр по 3 м. Через каждые 75 м (высота этажа) рудоспуски соединялись с откаточным горизонтом ответвлениями — «рукавами» длиной 25 м с наклоном 60°. На сопряжении с откаточным горизонтом «рукава» были оборудованы колосниковыми грохотами с просветами между колосниками 900 мм.

Нижняя часть рудоспусков на высоту 40 м была расширена для образования приемных бункеров, имеющих внизу люк с пневматическими затворами. Из дробильных установок крупного дробления руда поступала в бункера воздушно-канатной дороги и последней доставлялась на обогатительную фабрику.

§ 23. ПОРЯДОК ВСКРЫТИЯ ЭТАЖЕЙ

Организация работ по вскрытию месторождения имеет два основных варианта.

1. Месторождение вскрывают на высоту одного-двух этажей и приступают к их подготовке и затем к очистной выемке. Одновременно с очистной выемкой ведут углубку ствола на нижележащие этажи.

2. Сразу вскрывают несколько этажей или даже все месторождение. Отставание подготовительных работ в этом случае компенсируется меньшими затратами на проходку ствола (на 30—50 %), а сокращение на руднике работ по углубке стволов упрощает процесс разработки месторождения.

Вскрытие в начале разработки одного-двух этажей целесообразно только при большом сроке отработки этажа (до 8—10 лет) и недостаточной разведанности нижних горизонтов.

Если вскрывающий ствол оборудован скиповым подъемом, то по условиям загрузки и улавливания просыпающейся руды он должен быть углублен на этаж ниже отрабатываемого горизонта.

Околоствольные дворы (квершлагы) засекают в процессе проходки ствола во избежание нарушения его крепи.

Сбойку главного и вентиляционного стволов производят несколькими забоями. Из выработок околоствольного двора в первую очередь проводят насосную камеру и камсру для электроподстанции.

Календарный план вскрытия и подготовки должен преду-

сматривать такое число одновременно действующих забоев, чтобы на длительное время была обеспечена работа постоянного числа рабочих.

Прежде околоствольные дворы с полным комплектом выработок устраивали на каждом этаже, что создавало благоприятные условия для подземного транспортирования руды, доставки материалов и оборудования, вентиляции и подготовки.

Однако ввиду значительных затрат на проведение квершлагов и околоствольных дворов на каждом этаже в последние 15—20 лет стали проводить квершлаг от ствола до рудного тела не на каждом этаже, а через два-три этажа (иногда более), т. е. применять вскрытие групповыми (или концентрационными) квершлагами. Связь между стволом и откаточными выработками этажа осуществляется через вертикальные и наклонные выработки, которые обеспечивают спуск (реже подъем) руды до главных откаточных выработок, перемещение людей, доставку материалов и оборудования, проветривание.

Вскрытие крутопадающего месторождения вертикальным стволом с групповыми квершлагами показано на рис. 24. Квершлаг 1 обслуживает три верхних этажа месторождения. Руда по ортам 2, откаточным штрекам 3 и коротким квершлагам доставляется к рудоспуску 4, через который поступает на групповой квершлаг. Для доставки материалов и оборудования, перемещения людей проходят полевые или рудные капитальные восстающие, которые оборудуют клетевым или лифтовым подъемом.

Квершлаг 5 обслуживает четыре этажа: с верхних этажей руда поступает через рудоспуск 6, а с нижнего (запасы которого выявлены позднее) руду поднимают по слепому стволу.

Вскрытие групповыми (концентрационными) квершлагами значительно снижает затраты на горнокапитальные работы и позволяет интенсифицировать разработку месторождения. Наличие запасов руды в перепускных восстающих положительно сказывается на работе транспорта и подъема.

Вместе с тем оно имеет и недостатки. К их числу относятся: необходимость проходки и оборудования дополнительных выработок (восстающих, рудоспусков) для сбойки этажных откаточных выработок с капитальным штреком или квершлагом, значительные затраты на поддержание рудоспусков, дополни-

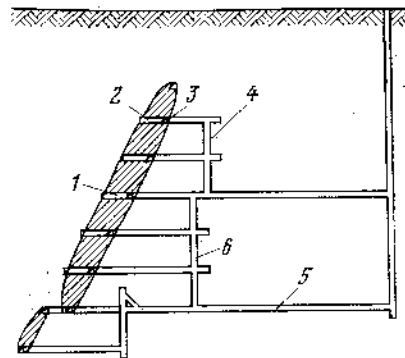


Рис. 24. Схема вскрытия вертикальным стволом с групповыми квершлагами

тельные расходы на перегрузку руды, доставку материалов и оборудования, усложнение спуска и подъема рабочих, нарушающие условия нормального проветривания.

При некоторых системах разработки отсутствие связи с шахтным стволом на каждом этаже затрудняет ведение очистных работ, в частности, когда требуется доставка в очистное пространство значительного количества крепежного леса и складочного материала.

Если непосредственная связь с шахтным стволом на каждом этаже необходима, то объем горнокапитальных выработок можно сократить за счет проведения через несколько этажей только околоствольных выработок.

Для уменьшения разрушения рудоспусков их делают ступенчатыми и обычно не вертикальными, а наклонными под углом около 60° к горизонту.

Уменьшить объем вскрывающих выработок при соответствующих условиях можно только увеличением высоты этажа до 120—150 м.

Если по тем или иным причинам требуется ускоренный ввод в эксплуатацию нижележащего этажа, его можно вскрыть наклонными конвейерными галереями. Такая схема целесообразна при доработке месторождения; она обеспечивает сокращение сроков вскрытия и подготовки горизонта к эксплуатации, уменьшает объем горнокапитальных работ и улучшает технико-экономические показатели, исключая углубку ствола, проходку бункерной и дозаторной, а также перепуск скипов.

§ 24. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

По условиям безопасности вертикальный ствол в лежащем боку закладывается на определенном расстоянии от границы сдвижения пород на поверхности в направлении вкрест простирания месторождения.

Положение ствола в направлении простирания определяется с учетом следующих факторов: безопасности и удобства расположения устья ствола и поверхностных сооружений; расходов на подземный и поверхностный транспорт руды и породы, доставку материалов к месту работ, вентиляцию подземных выработок, а также затрат времени на передвижение людей в шахте к месту работы.

В местности с гористым рельефом ствол шахты (штольню) следует располагать так, чтобы он и поверхностные его сооружения не пострадали от обвалов породы, оползней, снежных лавин, а также не были затоплены во время быстрого таяния снегов и сильных ливней.

По условию минимальных затрат на подземный транспорт стволы должны располагаться в плоскости, перпендикулярной

к простиранию и делящей запасы месторождения на равные или почти равные части.

Место заложения ствола, оптимальное по условиям транспорта, должно одновременно отвечать и оптимальным условиям передвижения рабочих по выработкам основного горизонта. То же относится и к доставке материалов по откаточным выработкам.

Зависимость между положением ствола и расходами по вентиляции непостоянна, но подсчеты показывают, что место его заложения, отвечающее наименьшим расходам по вентиляции, совпадает с условиями рентабельной работы подземного транспорта.

Существенное, иногда решающее, значение при выборе места заложения устья ствола имеют местные факторы: физико-механические свойства пород, пересекаемых стволом; рельеф поверхности; местоположение обогатительной фабрики и другие.

Следует избегать пересечения стволом плывунов, водоносных или нарушенных пород, проходка по которым сопряжена с большими трудностями.

Рельеф поверхности должен обеспечивать удобное расположение поверхностных сооружений и вспомогательных цехов и отвалов. Расположение ствола должно быть удобным для строительства железной дороги, а путь к месту обработки руды — наиболее коротким, легко сооружаемым и дешевым в эксплуатации.

§ 25. МЕТОД ВАРИАНТОВ ПРИ ВЫБОРЕ СПОСОБА ВСКРЫТИЯ

Выбор варианта вскрытия и места заложения вскрывающих выработок выполняется на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов в следующем порядке.

1. Устанавливаются технически возможные и подлежащие сравнению варианты вскрытия месторождения.

Для месторождений, состоящих из одного рудного тела, число этих вариантов обычно невелико. При выборе способа вскрытия нескольких рудных тел число технически приемлемых вариантов возрастает, так как в этом случае возможны независимое вскрытие (рис. 25, а) каждого рудного тела и совместное вскрытие (рис. 25, б) общей главной выработкой.

2. Для технико-экономического сравнения вариантов определяются капитальные затраты и эксплуатационные расходы, зависящие от вскрытия. При этом затраты и расходы, одинаковые или очень близкие по величине для сравниваемых вариантов, а также все второстепенные не подсчитывают и не включают в итоговую сумму. Все учитываемые затраты и расходы

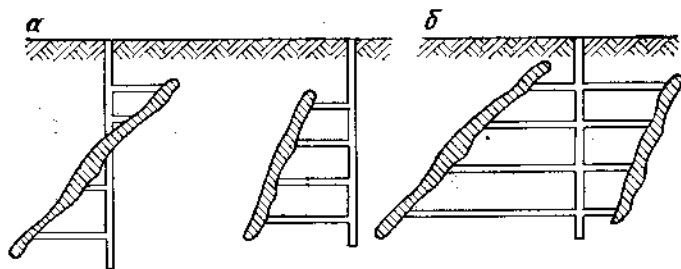


Рис. 25. Независимое и совместное вскрытие рудных тел

определяют для одного и того же периода времени; наиболее удобным является полный срок существования шахты.

3. Иногда для отдельных вариантов предварительно выявляют подварианты, сравнивают их между собой и лучший из них вводят в общее сравнение вариантов.

ТАБЛИЦА 1

Статьи затрат и расходов	Затраты по вариантам, тыс. руб.		
	I	II	III
Капитальные затраты			
Проходка и оборудование шахтных стволов	4620*	3870	4750
Надшахтные здания и сооружения	2460	1980	3100
Квершлаг	1220	1760	560
Околоствольные выработки	890	680	680
Итого капитальных затрат	9190	8290	9090
Эксплуатационные расходы			
Подземный транспорт	2480	2650	6600
Шахтный подъем	2900	2800	7500
Водоотлив	630	690	710
и т. д.			
Итого эксплуатационных расходов			
Всего			

* Приведенные цифры служат только для иллюстрации.

4. Подсчитанные для каждого варианта затраты и расходы по отдельным статьям вносятся в сводную табл. 1.

5. Принято считать, что возможная неточность экономических показателей по вариантам составляет от 5 до 10 %. Поэтому если учитываемые суммарные затраты и расходы по какому-либо варианту превышают таковые по другому варианту не более чем на 5—10 %, но этот вариант (первый) имеет существенные преимущества в техническом отношении, то ему может быть отдано предпочтение.

6. Большое значение имеет сравнение по вариантам величины капитальных затрат, которые требуется вложить первоначально при вскрытии, и затрат, которые будут вложены позднее, — в процессе разработки месторождения и вскрытия новых горизонтов. Простое суммирование первоначальных капиталовложений и эксплуатационных расходов неправильно, так как по времени вложения они резко отличаются. Методика, позволяющая учесть это различие, рассматривается в специальных экономических курсах.

Глава 4

КЛАССИФИКАЦИЯ И ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ
ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ§ 26. ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ КЛАССИФИКАЦИИ
СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Важное значение классификации как основы для изучения, сравнительной оценки и выбора систем разработки месторождений полезных ископаемых является общепризнанным. Известна также трудность создания классификации, которая отвечала бы указанным целям и была достаточно простой, удобной для практического использования.

Из большого числа известных в литературе классификаций систем подземной разработки одни посвящены только каменноугольным (пластовым) месторождениям, другие — только рудным.

Отраслевое построение классификаций возникло вместе с давно утвердившимся разделением учебных курсов по разработке угольных и рудных месторождений, вызванным значительной разницей систем и технологии подземной разработки угольных и рудных месторождений.

Системы подземной разработки рудных и нерудных месторождений отличаются исключительным многообразием. Это многообразие и трудность создания классификации систем можно объяснить несколькими причинами.

Во-первых, широким смыслом самого понятия «система разработки». Оно выражает, с одной стороны, довольно сложную совокупность подготовительных и очистных выработок, расположенных в разрабатываемом месторождении самым разнообразным образом, а с другой — не менее сложный комплекс технологических операций очистной выемки.

В связи с этим системы разработки отличаются между собой многими признаками:

видом и расположением подготовительных и нарезных выработок в выемочном участке, блоке, панели;

направлением продвижения очистной выемки относительно

элементов залегания рудного тела — по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, падению, комбинированно;

состоянием и способом поддержания образующегося очистного пространства — выемка с открытым очистным пространством, магазинированием руды, закладкой, креплением, обрушением вмещающих пород, обрушением руды и вмещающих пород;

построением и формой очистного забоя — сплошная, уступная, подэтажная, этажная, слоевая, заходками;

числом стадий очистной выемки в блоке — одностадийная, двухстадийная, многостадийная;

способами отбойки и доставки руды при очистной выемке.

Сочетание этих основных признаков в различных комбинациях дает множество систем разработки.

Попытки построения классификации на принципе сочетания указанных признаков приводили к созданию громоздких перекрестных перечней систем, не получивших применения.

Вторая причина трудности создания классификации систем подземной разработки рудных месторождений состоит в разнообразии этих месторождений по форме, размерам, углам падения, условиям залегания, минералогическому составу, ценности и физико-механическим свойствам руды, характеру вмещающих пород и т. д.

Объединяя в классы и группы месторождения по горно-геологическим признакам, определяющим применение различных систем разработки, казалось, было бы нетрудно создать классификацию, полезную для выбора систем. Однако даже при разделении всех рудных месторождений для этой цели на 18 основных типов (Справочная книга по горному делу под редакцией Р. Пиля) оказалось, что для каждого из этих типов месторождений возможно применение не менее трех-четырех классов или групп разных систем, не считая их вариантов. С другой стороны, очень многие системы (и даже классы систем) оказываются пригодными для двух-трех и более типов месторождений. Поэтому выбор системы разработки такая классификация не облегчает, а в качестве основы для изучения систем непригодна.

Из большого числа классификаций систем разработки рудных месторождений, которые были в разное время опубликованы в отечественной и зарубежной литературе, сохранили значение только две-три классификации. Все остальные в настоящее время не используются.

Анализ причин отказа от большинства классификаций позволяет сформулировать требования, которым должна удовлетворять классификация, предназначенная для изучения и сравнительной оценки систем разработки.

1. В основу деления систем на классы, затем внутри каждого класса на группы, а в группах на виды должны быть поло-

жены наиболее важные признаки, характеризующие системы разработки.

В основу для разделения класса систем на группы необязательно принимать один и тот же признак во всех классах. Напротив, учитывая особенности каждого класса систем, нужно пользоваться при их разделении на группы разными признаками, важными для характеристики именно этого класса.

Сказанное относится также к разделению систем в группах на виды.

2. Классификация не должна быть излишне обширной, разветвленной, но вместе с тем в качестве основы для изучения систем она должна выражать достаточно отчетливые границы каждого класса, группы, вида, а также переходные формы систем между классами, группами и видами, которые неизбежно возникают в результате комбинирования приемов разработки.

3. В классификацию должны вписываться вновь создаваемые системы разработки.

4. В классификации не следует создавать новые искусственные наименования систем, а также использовать местные названия и термины.

Поэтому, прежде чем переходить непосредственно к изложению предлагаемой классификации, уточним ряд определений и терминов.

Подготовкой месторождения (его части) называют проведение в определенном порядке совокупности горных выработок, которыми вскрытая часть месторождения разделяется для разработки на самостоятельные выемочные участки — этажи, блоки, панели.

Нарезкой называют проведение в подготовленных выемочных участках горных выработок, из которых непосредственно осуществляется извлечение рудного массива участка.

Рудный массив выемочного участка (этажа, блока, панели, столба) разделяется на извлекаемые в определенной последовательности части: подэтажи, слои, полосы, прирезки, уступы, междуканерные, междупанельные и междуэтажные целики.

В подготовительных выработках выемочного участка возводятся разнообразные искусственные сооружения и устройства: крепь, грохоты в камерах дробления, люковые рамы и затворы, погрузочные полки, бетонные, металлические или железобетонные облицовки сопряжений выработок выпуска и доставки или погрузки.

В очистных выработках устанавливается разнообразная конструкции крепь, оставляются рудные целики, сооружаются из различных материалов столбы, колонны, полосы, стенки, днища с воронками и т. д.

Части, на которые делится рудный массив выемочного участка, расположенные в нем горные выработки и возводимые

в них сооружения составляют конструктивные элементы системы разработки.

Определенная совокупность конструктивных элементов выемочного участка выражает конструкцию системы разработки.

Очистная выемка — это технологический процесс, состоящий из отбойки, вторичного дробления, доставки, выпуска и погрузки руды, поддержания очистных выработок, рабочего пространства и вмещающих пород при извлечении рудного массива выемочного участка.

Образующееся очистное пространство может в процессе очистной выемки оставаться открытым, т. е. свободным, быть закрепленным, заполненным отбитой рудой, закладкой, обрушенными породами или обрушенной рудой и породами.

Таким образом, полное определение понятия «система разработки» и признаки ее классификации должны отражать присущие каждой системе:

конструктивную характеристику, т. е. определенную совокупность в выемочном участке подготовительных, нарезных и очистных выработок и возводимых в них сооружений;

порядок очистной выемки и состояние образующегося при выемке очистного пространства;

комплекс технологических операций, выполняемых при извлечении рудного массива выемочного участка.

Какой же из трех главных признаков следует принять в основу разделения систем на классы, затем на группы и виды?

В выборе основного признака необходимо руководствоваться, кроме ранее приведенных требований к классификации систем разработки, также общими положениями о научных классификациях.

В любой научной классификации в одно первичное подразделение помещают объекты, наиболее близкие между собой, т. е. характеризующиеся наибольшим числом свойственных им общих признаков.

Максимальное (резкое) различие, т. е. наибольшее число несходных признаков, должно быть между первичными подразделениями классификации, в нашем случае — между классами. В каждом последующем подразделении, т. е. в группах одного класса, затем в видах одной группы, число несходных признаков должно уменьшаться. В результате мелкие соседние подразделения, например виды систем одной и той же группы, должны отличаться между собой по минимальному числу признаков, в частности только по одному-двум.

Должно быть соблюдено и следующее условие построения научных классификаций: одни и те же объекты классификации не должны повторяться в разных подразделениях (классах, группах), а в одном подразделении не могут встречаться резко отличающиеся объекты.

Из трех главных признаков для выделения классов систем разработки рудных месторождений рассмотренным требованием отвечает порядок очистной выемки, который определяет состояние очистного пространства выемочного участка во время его разработки.

Этот признак отражает резкое различие между классами систем по условиям их применения, особенностям комплекса технологических операций очистной выемки, а также по основным показателям эффективности. Каждый класс, выделенный по этому признаку, объединяет системы, сходные по условиям применения и показателям эффективности. Одни и те же или близкие по совокупности признаки системы не повторяются в разных классах.

Два остальных признака — особенности технологии очистной выемки и конструктивная характеристика системы — служат для разделения классов систем на группы и групп на виды.

Исходя из всего сказанного можно дать следующее полное определение понятия «система разработки».

Системой разработки рудного месторождения или его части называется определенный порядок очистной выемки руды и ее технология в сочетании с совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

§ 27. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Для изучения курса подземной разработки рудных месторождений, сравнительной оценки и выбора систем разработки принимается следующая классификация (табл. 2).

К I классу — систем с открытым очистным пространством — отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся в результате выемки руды, остается во время разработки выемочного участка открытым, т. е. свободным, не заполненным закладочным материалом, отбитой рудой или обрушенными породами. Бока и кровля открытого очистного пространства поддерживаются оставляемыми в рудном теле постоянными или временными целиками руды и крепью (распорками, стойками).

Устойчивость вмещающих пород и руды является обязательным условием для применения систем этого класса.

Ко II классу — систем с магазинированием руды — отнесены системы разработки, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется отбитой рудой, полностью выпускаемой только по окончании разработки блока. Основным средством поддержания служат рудные целики, иногда распорная и штанговая крепь. Замагазинированная руда способствует поддержанию вмещающих пород между целиками, но роль ее как средства поддержания

ТАБЛИЦА 2

Класс	Наименование класса	Группа	Наименование группы
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с поэтажной отбойкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из магазина
		2	Системы с отбойкой из специальных выработок
		3	Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с креплением очистного пространства	1	Системы с усиленной распорной и станковой крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
IV	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1	Система разработки горизонтальными слоями с закладкой
		2	Системы разработки наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Системы нисходящей послонной разработки с закладкой
		5	Сплошные системы с закладкой
		6	Системы с креплением и закладкой
V	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушения
		2	Щитовые системы разработки
		3	Столбовые системы с обрушением кровли
VI	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы поэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
		3	Системы этажного принудительного обрушения
VII	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

является вспомогательной. Для систем с магазинированием характерны устойчивость вмещающих пород и руды и, как правило, крутое падение рудного тела.

Системы III класса — с креплением очистного пространства — характеризуются наличием в очистном пространстве регулярно возводимой вслед за выемкой усиленной крепи, которая служит основным средством поддержания вмещающих пород и руды. Эти системы применяют при условиях, когда вмещающие породы и руда не оказывают большого горного давления, но без крепи могут отслаиваться или обрушаться.

К IV классу — систем с закладкой — отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся по мере выемки рудного массива, заполняется закладочным материалом. Закладка служит основным средством поддержания вмещающих пород. Иногда закладка служит только для того, чтобы противодействовать обрушению или оседанию поверхности. Крепь разной конструкции, простая и усиленная, возводится по мере очистной выемки ранее, чем производится закладка. Иногда крепление совсем не производится.

В отличие от двух первых классов системы с закладкой могут применяться в породах, при которых невозможны открытые обнажения на большой площади.

Системы V класса — с обрушением вмещающих пород — резко отличаются от систем предыдущих классов тем, что очистное пространство по мере выемки заполняется обрушаемыми породами. Крепью поддерживается лишь призабойное рабочее пространство небольших размеров.

В противоположность первым классам систем, для которых неустойчивость вмещающих пород затрудняет разработку, склонность пород к самообрушению не только не препятствует применению систем этого класса, но является желательным или непременным условием.

Системы VI класса — с обрушением вмещающих пород и руды — отличаются от систем предыдущего класса тем, что, кроме вмещающих пород, в процессе очистной выемки подвергается обрушению также массив руды, предварительно подсеченный снизу и с боков. В результате этого очистное пространство по мере его образования заполняется раздробленной рудой и опускающейся вслед за ней обрушенной пустой породой.

По состоянию очистного пространства в момент разработки системы V и VI классов внешне близки между собой, поэтому их иногда объединяют в один класс «систем с обрушением», выделяя лишь внутри этого класса две самостоятельные группы: с обрушением вмещающих пород; с обрушением руды и вмещающих пород. Однако правильнее разделять эти системы на два самостоятельных класса, так как заполнение

очистного пространства обрушенной рудой и лежащей на ней обрушенной пустой породой коренным образом изменяет условия выпуска, доставки и погрузки руды. Мало общего имеют между собой и конструктивные элементы систем этих двух классов. Для систем с обрушением руды и вмещающих пород траншеями, рудоспусками-дучками, которых совсем нет при характерна сложная подготовка днища блоков с воронками, системах слоевого обрушения и столбовых системах с обрушением кровли. Массовое обрушение руды вместо отбойки ее небольшими порциями является второй отличительной особенностью этих систем.

Отличаются системы V и VI классов и по условиям их применения. Различны и основные показатели их эффективности. Системы подэтажного и этажного обрушения относятся к числу наиболее высокопроизводительных, в то время как слоевое обрушение и столбовые системы с обрушением кровли отличаются низкой производительностью труда.

К VII классу — комбинированных систем — отнесены разработки мощных месторождений, при которых этаж или панель делится на чередующиеся, относительно близкие по размерам камеры и междуканальные целики, вынимаемые последовательно в две стадии разными системами. Обычно камеры вынимаются снизу вверх в первую очередь, а целики сверху вниз — во вторую, по окончании выемки соседних камер.

Комбинированные системы не представляют собой простого сочетания или совместного применения на месторождении одновременно двух самостоятельных систем разработки, как это иногда неправильно считают. Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междуканальном целике, составляющие вместе выемочный блок, настолько взаимно связаны, конструктивно неделимы и технологически едины, что систему разработки блока в целом нельзя рассматривать иначе, как единую новую систему. При этом важно, что соединение двух систем разработки в одну, комбинированную, позволяет расширить область ее применения по сравнению с каждой из составляющих систем и получить высокие технико-экономические показатели, которые в данных горно-геологических условиях для каждой системы в отдельности недостижимы. В этом заключается практическая особенность комбинированных систем разработки.

Разделение систем внутри каждого из семи приведенных классов на группы основано на признаках, не одинаковых для разных классов.

Системы I, IV и V классов делятся на группы по следующим признакам: направление очистной выемки, построение и форма очистного забоя. В основу разделения систем II класса положен способ отбойки при очистной выемке. Системы III класса разделены на группы по конструкции крепи. Для разделения

на группы системы VI класса принят способ обрушения руды. Комбинированные системы (VII класс) разделены на группы в зависимости от способа выемки камер.

Дальнейшее разделение систем в каждой группе на виды будет дано в процессе их описания.

В Правилах технической эксплуатации Министерством цветной металлургии СССР в 1980 г. рекомендована Единая классификация систем подземной разработки рудных месторождений.

В целом она аналогична вышеприведенной классификации, по существу, отличается от последней тем, что в ней V и VI классы объединены в один класс «Системы с обрушением». Такое объединение двух классов различных систем неправильно, особенно для учебных целей. Некоторое отличие имеется и в наименовании групп систем. Оно также оправдано учебными целями приведенной классификации.

§ 28. ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Технико-экономические результаты разработки и составляющих ее операций принято выражать большим числом показателей.

Среди них можно выделить пять основных групп: показатели производительности труда; показатели расхода материалов, энергии и оборудования, применяемых в процессе добычи; экономические показатели; показатели качества и полноты извлечения руды; показатели интенсивности разработки.

Показатели производительности труда. Для оценки применяемой системы и технологии разработки в отношении производительности труда пользуются несколькими показателями. Среди них в процессе изучения курса наиболее важными являются следующие.

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке и производительность труда забойного рабочего по системе разработки, включая очистную выемку, нарезные и подготовительные работы. Ее выражают обычно в тоннах или кубических метрах за смену.

Производительность труда рабочих по отдельным рабочим специальностям, занятых на очистной выемке, нарезке и подготовке. Этот показатель используется реже, так как он характеризует только некоторые элементы системы и технологии разработки, а не систему в целом.

Производительность труда подземного рабочего, включая сюда все производственные процессы, выполняемые под землей. Этим показателем не будем пользо-

ваться, поскольку в данном курсе рассматриваются не все производственные процессы, выполняемые под землей.

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

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

Расход энергии принято выражать в кВт·ч на 1 т (1 м³) добытой руды. Сюда включается расход электроэнергии работающими под землей электрическими горными машинами и устройствами, а также расход электроэнергии, затрачиваемой на выработку сжатого воздуха, потребляемого пневматическими горными машинами. В процессе добычи руды применяемые горные машины изнашиваются и их стоимость погашается отнесением на себестоимость 1 т добытой руды. Поэтому данный показатель правильнее относить к экономическим и рассматривать вместе с себестоимостью добычи руды.

Основные экономические показатели разработки. Себестоимость добычи 1 т руды по системе разработки. В себестоимость входят в качестве составных элементов: заработная плата с начислениями на нее, стоимость израсходованных материалов и энергии и амортизация оборудования. Между себестоимостью добычи и приведенными показателями по производительности труда, расходу материалов и энергии имеется прямая зависимость. Поскольку доля заработной платы в себестоимости добычи руды часто превосходит 60 %, то производительность труда забойного рабочего в значительной мере определяет себестоимость добычи.

Себестоимость добычи по руднику (шахте) включает, кроме указанных выше, расходы по другим производственным процессам — транспорту, подъему, водоотливу и другим, а также услуги вспомогательных цехов, расходы на текущий ремонт, содержание основных средств, общерудничные и административно-управленческие расходы.

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

Чистый доход (прибыль) на 1 т руды представляет собой разницу между ценой готовой продукции и полной себестоимостью добычи, транспорта и переработки 1 т руды.

Экономический эффект разработки месторождения или деятельности рудника выражают также показателем «рентабельность», который означает отношение суммы прибыли

за год к полной стоимости основных и оборотных фондов предприятия.

Показатели качества и полноты извлечения руды при добыче были рассмотрены в гл. 2. Показатели интенсивности разработки будут рассмотрены дальше.

Глава 5

ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

§ 29. ОСНОВНЫЕ ОПРЕДЕЛЕНИЯ И ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ПОДГОТОВКЕ

Подготовка шахтного поля к очистной выемке заключается в разделении его на этажи выработками основного горизонта — откаточными штреками и ортами, а также в разделении этажа на выемочные участки — блоки с помощью восстающих выработок.

Подготовительные выработки служат для передвижения людей, транспортирования горной массы, доставки оборудования и материалов, проветривания и других целей.

При пологом залегании месторождения шахтное поле делится подготовительными выработками — главными и панельными штреками — на панели и столбы.

В особую группу выделяют **нарезные** выработки, проводимые в пределах блоков, панелей и столбов непосредственно для очистной выемки.

К нарезным выработкам относятся:

подэтажные и слоевые горизонтальные выработки, разделяющие блок на отдельные выемочные подэтажи или слои;

выработки горизонта скреперования — штреки или орты, служащие для скреперной доставки отбитой руды до выработок основного горизонта, а также для вторичного дробления руды;

выработки горизонта грохочения — камеры, штреки, орты, служащие для вторичного дробления отбитой руды и перепуска ее на основной горизонт;

выработки горизонта подсечки, служащие для отделения добываемого массива руды от днища блока;

отрезные восстающие и щели, горизонтальные и вертикальные ходки, вентиляционные сбойки и ряд других выработок, рассмотрение которых вследствие их тесной связи с очистной выемкой возможно только при изучении отдельных систем разработки.

Для характеристики объема подготовительных работ пользуются показателем — **удельный объем подготови-**

тельных работ, который выражает процентное отношение объема подготовительных выработок к объему руды в этаже или блоке. В зависимости от системы разработки и характера месторождения удельный объем подготовительных работ изменяется от 2 до 15 %, иногда достигает 25 %. Нередко удельный объем подготовки определяют как отношение объема добычи руды из подготовительных выработок к извлекаемым запасам блока. Однако этот показатель не отражает объема полевой подготовки.

Объем подготовительных работ характеризуется также числом погонных метров подготовительных выработок, приходящихся на 1000 т готовых к выемке запасов руды.

Требования, предъявляемые к подготовке. Принятый способ подготовки, расположение и размеры подготовительных выработок должны обеспечивать: безопасное производство очистных работ; нормальное проветривание очистных забоев; своевременную подготовку этажей и блоков для сохранения постоянного резерва подготовленных и готовых к выемке запасов руды с определенным средним содержанием полезных компонентов; удобные и безопасные условия передвижения людей, доставки материалов и оборудования по выработкам; минимальные потери руды в целиках; предохраняющих подготовительные выработки; производительные способы доставки руды, погрузки и откатки; минимальные расходы на поддержание выработок и ремонт крепи.

В условиях значительного притока воды проведение подготовительных выработок должно обеспечивать своевременный дренаж.

§ 30. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ОСНОВНОГО ГОРИЗОНТА

Способы подготовки основного горизонта зависят от мощности и угла падения рудного тела, от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, порядка очистной выемки в этаже, от способа транспортирования полезного ископаемого. Из технологических операций очистной выемки наибольшее влияние на расположение выработок откаточного горизонта оказывает доставка и погрузка руды. Нередко изменение того или иного элемента технологической операции вызывает изменение схемы расположения откаточных штреков и ортов. Например, переход от скреперной доставки к вибровыпуску меняет как схему, так и параметры выработок основного горизонта.

Расположение выработок основного горизонта зависит от величины горного давления. Влияние этих факторов на подготовку подробно рассматривается при изучении систем разработки. Остановимся только на наиболее распространенных вариантах расположения откаточных выработок.

В тонких и весьма тонких жильных телах на основном горизонте проводят один рудный штрек, располагая его таким образом, чтобы была удобной загрузка руды в вагонетки.

Если руда поступает через люки, то последние должны находиться в одном из верхних углов откаточной выработки (рис. 26, а). При невыдержанном залегании и непостоянной мощности жилы, наличии сбросов предпочтение отдают схеме, показанной на рис. 26, б, позволяющей лучше следовать за жилой. Смещение штрека в сторону висячего или лежащего боков определяется устойчивостью вмещающих пород. При длительном сроке существования штрека его располагают в более крепких породах.

На мощных и весьма мощных месторождениях применяют штрековую или ортовую схему подготовки.

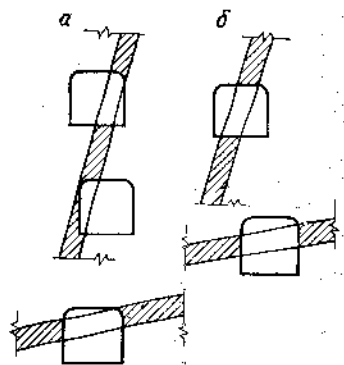


Рис. 26. Расположение откаточных штреков в тонких жилах

В первом случае выработки откаточного горизонта состоят из одного или нескольких рудных или полевых штреков. Во втором случае погрузка руды осуществляется в ортах, соединенных рудными или полевыми штреками.

На рис. 27 показаны схемы расположения откаточных выработок в мощных рудных телах. Подготовка одним рудным (рис. 27, а, в) или полевым (рис. 27, б) штреком применяется при мощности рудного тела до 10—20 м. В более мощных залежах проводят несколько руд-

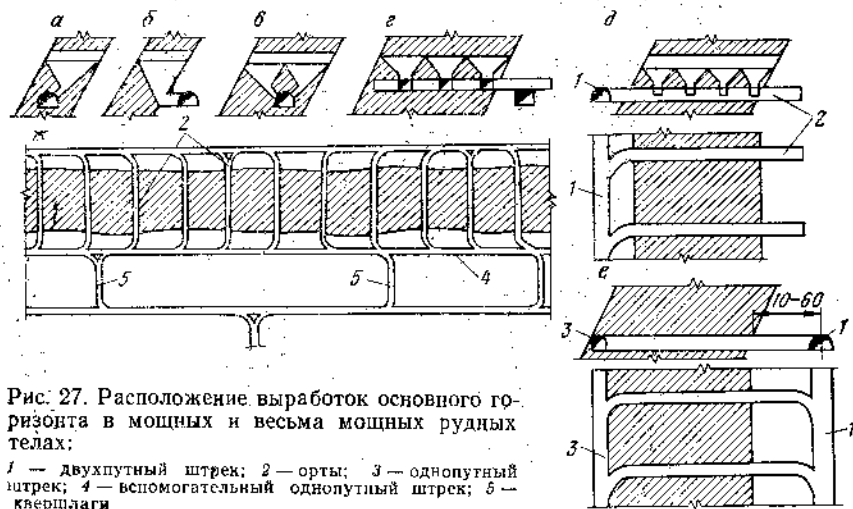


Рис. 27. Расположение выработок основного горизонта в мощных и весьма мощных рудных телах:

1 — двухпутный штрек; 2 — орты; 3 — однопутный штрек; 4 — вспомогательный однопутный штрек; 5 — квершлага

ных штреков или один полевой (рис. 27, г) со специальными доставочными выработками — ортами скреперования. Одного откаточного штрека бывает достаточно и для весьма мощного рудного тела, если руда к нему поступает с подэтажей по рудоспускам. В последнем случае на подэтажах должна быть организована механизированная доставка руды к рудоспускам.

Ортовая подготовка бывает тупиковой (рис. 27, д) или кольцевой (рис. 27, е). В первом случае из двухпутного (рудного или полевого) откаточного штрека 1 проводят орты-заезды 2. При кольцевой схеме орты проводят между однопутным рудным или полевым штреком 3 и двухпутным полевым штреком 1. Наличие двух штреков обеспечивает хорошие условия для транспорта и проветривания основного горизонта.

В неустойчивых породах длительное сохранение двухпутных откаточных штреков, имеющих площадь поперечного сечения до 20 м² и находящихся в зоне влияния горных работ, становится затруднительным. Поэтому двухпутные штреки проводят на значительном расстоянии от рудного тела, а с целью сокращения длины ортов-заездов вблизи рудного тела проводят однопутный вспомогательный штрек 4 (рис. 27, ж). В породах висячего бока проводят однопутный откаточный штрек. Штреки лежащего бока сбиваются между собой квершлагами 5. Такой вариант подготовки применяют на рудниках Криворожского железорудного бассейна.

При большом горном давлении производят заглубление откаточного горизонта по вертикали на 60—120 м ниже отрабатываемого этажа. При этом руда из очистных блоков на откаточный горизонт доставляется по системе рудоспусков. Такое расположение выработок основного горизонта позволяет сократить затраты на их крепление, уменьшить их протяженность, увеличить площадь поперечного сечения при использовании мощных электровозов. Аккумулирование руды в рудоспусках обеспечивает ритмичную работу шахтного транспорта и подъема.

Выбор между полевой и рудной подготовкой зависит от следующих факторов: мощности рудного тела, направления очистной выемки, способа проветривания (центральное или фланговое) и др. В мощных и весьма мощных рудных телах чаще применяют полевую подготовку.

Полевая подготовка имеет ряд достоинств: незначительные расходы на ремонт крепи; сокращаются потери руды в междуэтажных целиках. Оработку целиков можно начинать после окончания выемки блока без нарушения схемы вентиляции; удобнее и проще общая схема вентиляции. В отдельных случаях, например при фланговом проветривании и отступающей выемке, штрек вышележащего этажа может быть сохранен для вентиляции, если он проведен на значительном расстоянии от рудного тела. В рудных телах небольшой мощности, имеющих

извилистые контуры, рудный штрек неприемлем для электро-возной откатки.

Основной недостаток полевой подготовки — большие первоначальные затраты на подготовительные работы вследствие необходимости проводить квершлаги до рудного тела. В отличие от рудного штрека проведение полевого частично не окупается попутно добытой рудой. В отдельных случаях ухудшается дренаж и усложняется попутная разведка месторождения, особенно при схеме подготовки, показанной на рис. 27, б.

Выбор между полевой и рудной подготовкой часто связан с выбором схемы проветривания и направления выемки.

§ 31. РАСПОЛОЖЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И ОБЩИЙ ПОРЯДОК ПОДГОТОВКИ

По условиям проходки восстающие можно разделить на два типа: восстающие, которые должны быть пройдены до начала очистных работ в блоке, и восстающие, которые наращивают по мере подвигания вверх очистной выемки в открытом очистном пространстве, в закладке или в отбитой руде.

Восстающие первого типа более распространены, применяются при любой системе разработки. Восстающие второго типа применяют только при некоторых системах и используют для разных целей — спуска руды из очистного забоя, для сообщения, доставки материалов. Соответственно назначению их называют рудоспусками или ходками. Восстающие первого типа в большинстве случаев служат одновременно для нескольких целей: сообщения с очистным забоем, доставки материалов, проведения подэтажных и слоевых выработок, вентиляции, прокладки труб, силовых кабелей и др.

Рассмотрим схемы расположения только главных (блоковых) восстающих. Восстающие, конструкция и расположение которых связаны с очистной выемкой, рассматривают при изучении систем разработки.

Размеры восстающего в свету и число отделений в нем зависят от его назначения. Восстающие с одним отделением — это обычно наращиваемые в очистном пространстве ходки или рудоспуски. При небольшой мощности рудного тела и крепких боковых породах крепление их производят распорками с дощатой обшивкой, а в менее устойчивых рудах — срубовой крепью из круглого леса или брусев. В восстающих с несколькими отделениями одно из них обычно служит лестничным ходком, а другие предназначены для спуска руды на нижний откаточный горизонт, спуска закладки с верхнего горизонта, доставки материалов, проветривания.

Восстающие с лестничным и рудоспускным отделениями, закрепленные распорной крепью, распространены при разработке маломощных жил, а также в крепких боковых породах.

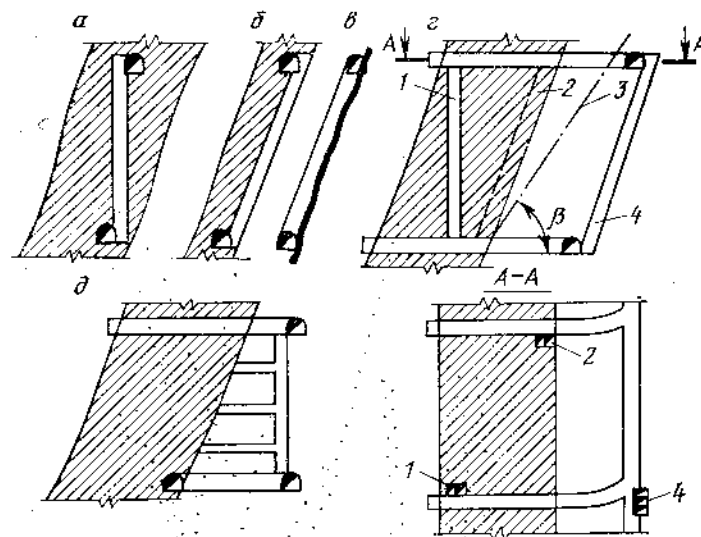


Рис. 28. Схема расположения восстающих:

а — вертикальный рудный восстающий; б — наклонный рудный восстающий; в — наклонный восстающий, пройденный висячим боком тонкой жилы; г — рудный вертикальный 1 и рудный наклонный 2 восстающие; 3 — граница зоны сдвига; 4 — полевой наклонный; д — полевой восстающий с подэтажными выработками

Размеры лестничного отделения определяют исходя из требований техники безопасности; размер сечения рудоспуска должен превышать размер наиболее крупных кусков руды в 4—5 раз.

Восстающие могут быть наклонными и вертикальными (рис. 28). Вертикальные восстающие целесообразнее вследствие меньшего износа крепи в рудоспускном отделении, более удобного перемещения людей, меньшей длины. Однако пройти вертикальный восстающий, не выходя за пределы рудного тела, можно только при значительной его мощности.

В большинстве случаев восстающие примыкают не к кровле или почве откаточных выработок, а к их бокам, что уменьшает опасность падения в восстающие людей и делает более безопасным выход людей в откаточную выработку нижнего горизонта. Устье восстающего должно быть перекрыто лядой или решеткой и хорошо освещено.

Расположение восстающих должно обеспечивать удобство и безопасность доступа в очистной забой, минимальную стоимость их проходки и ремонта и хорошее проветривание очистных забоев.

Если восстающий необходимо сохранять в течение длительного времени (например, для проветривания ряда блоков), его располагают за пределами зоны сдвига на уровне данного

этажа (см. рис. 28, з). Это требование относится и к откаточным выработкам, если они должны быть вентиляционными для нижележащего этажа.

Величина угла β зависит от горно-геологических условий (крепость пород, строение и т. п.) и лежит в пределах 45—75°. Если восстающий служит рудоспуском, угол его наклона должен быть не менее 60°.

Большое влияние на порядок подготовки оказывает число этажей, одновременно находящихся в очистной выемке.

Целесообразным считается производство очистной выемки одновременно не более чем на двух-трех этажах, так как многоэтажная разработка усложняет проветривание, удлиняет срок отработки этажа и тем самым увеличивает затраты на поддержание выработок, откаточных путей, воздухопроводов. В условиях повышенного горного давления осложняется очистная выемка, увеличиваются потери и разубоживание руды.

При многоэтажной разработке отработка этажа осуществляется в течение 10—12 лет вместо положенных 3—5 лет, увеличиваются затраты на поддержание выработок основного горизонта и скреперование.

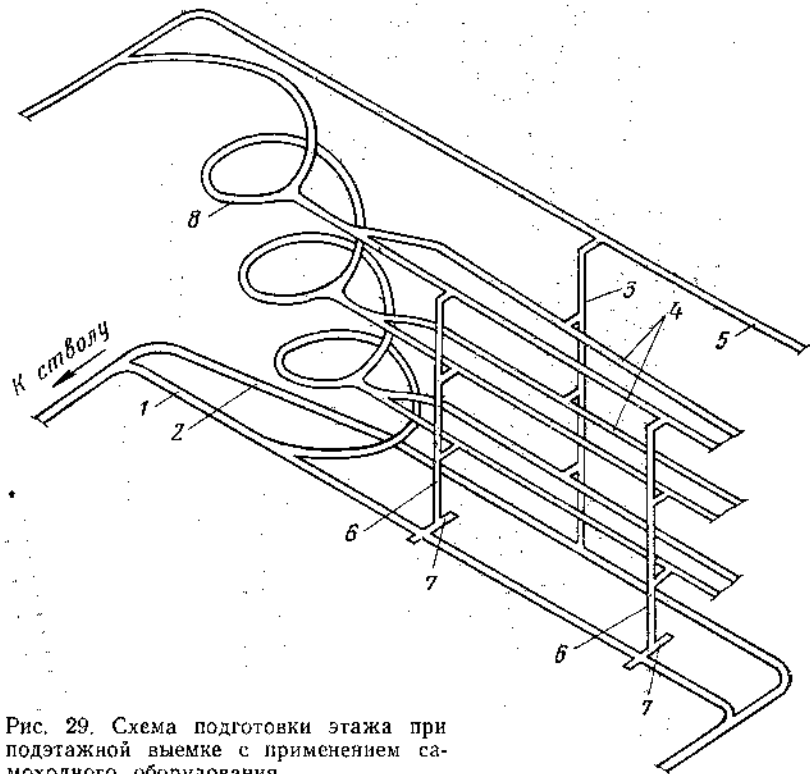


Рис. 29. Схема подготовки этажа при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования

Различают две основные схемы подготовки этажей: последовательную и параллельную.

Последовательная подготовка применяется при разработке мощных рудных тел, когда большие запасы руды на этаже обуславливают отработку его в течение продолжительного времени. Для ускорения подготовки этажа выработки иногда проводят из временных слепых стволов, располагаемых в породах лежащего бока или по месторождению. Такой способ ускорения подготовки применяют в исключительных случаях.

При параллельной подготовке одновременно ведется проведение подготовительных выработок на нескольких этажах. По сравнению с последовательной подготовкой она имеет следующие преимущества: меньшая стоимость проходки главного ствола сразу на несколько этажей; детальная разведка рудного тела на значительную глубину упрощает планирование горных работ; создаются хорошие условия для ведения очистной выемки благодаря опережающему дренажу.

Как было отмечено ранее, технологический процесс очистной выемки существенно влияет на схему расположения откаточных выработок и блоковых восстающих. На рис. 29 показан вариант подготовки блока при подэтажной выемке с применением самоходного оборудования. По откаточному горизонту проводят главный откаточный 1 и вспомогательный 2 штреки. Последний вентиляционным восстающим 3 соединяется с подэтажными штреками 4 и вентиляционным штреком 5 вышележащего горизонта. Руда с подэтажей поступает через капитальные рудоспуски 6 и погрузочные камеры 7 на главный откаточный штрек. Для перемещения самоходного оборудования с горизонта на горизонт служит спиральный заезд 8.

Глава 6

ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

§ 32. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Очистная выемка при любой системе разработки включает три основных процесса: отбойку руды, т. е. отделение ее от массива и дробление; доставку руды — перемещение отбитой руды от забоя до откаточного горизонта, составной частью этого процесса являются выпуск и погрузка руды; поддержание выработанного пространства.

На эти процессы приходится 75—90 % от общей суммы расходов по очистной выемке. Последние в свою очередь составляют 35—50 % полной себестоимости добычи руды.

Доля каждого процесса в общей сумме расходов колеблется в значительных пределах. Так, при разработке маломощных месторождений крепких руд (системы с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой) наибольшая доля приходится на отбойку; в системах с креплением и закладкой — на поддержание выработанного пространства. Распределение затрат по процессам при системах с массовым обрушением на одном из рудников выражается в следующих цифрах (%).

Подготовительно-нарезные работы	24,5
Отбойка (бурение скважин и взрывные работы)	21,0
Выпуск и доставка	41,6
Прочие работы (доставка материалов и оборудования, ремонт оборудования и др.)	12,9

Производственные процессы взаимосвязаны между собой. Так, снижение затрат на отбойку руды за счет увеличения расстояния между взрывными скважинами приводит к ухудшению дробления руды, а это, в свою очередь, вызывает увеличение затрат на выпуск ее. Применение высокопроизводительного погрузочного оборудования позволяет снизить не только затраты на выпуск и погрузку, но и приводит к снижению затрат на крепление благодаря интенсивному перемещению очистного забоя.

§ 33. ОТБОЙКА РУДЫ

Основной способ отбойки при подземной разработке рудных и нерудных месторождений — буровзрывной. При разработке мягких марганцевых руд, калийной соли, огнеупорных глин выемку осуществляют комбайнами. В порядке промышленного эксперимента применяли гидравлическую отбойку руд, получившую широкое распространение при открытой разработке.

Различают три метода буровзрывной отбойки: шпурами, скважинами и камерными зарядами.

Термин «шпур» применяют при глубине его до 5 м, а термин «скважина» — при большей глубине. Скважины глубиной 6—10 м, пробуренные колонковыми или телескопными перфораторами с помощью свигивающихся штанг, называют иногда, например в Кривбассе, «штанговыми шпурами». Диаметр обычных шпуров равен 30—50 мм, штанговых — 50—80 мм.

Эффективность отбойки характеризуется сменной производительностью труда бурильщика, точностью отбойки (отклонением от проектных направлений контуров и т. д.) и качеством дробления руды.

Сменная производительность труда бурильщика P выражается в кубических метрах или тоннах отбитой за смену руды и определяется по формуле:

$$P = \lambda L, \quad (12)$$

где λ — выход руды с 1 м шпура (скважины), м³ или т; L — сменная производительность труда бурильщика в метрах шпура (скважины).

Точность отбойки зависит от длины и диаметра заряда. Чем короче заряд и меньше его диаметр, тем меньше отклоняется контур отбойки руды от заданного. Если при шпуровом способе отклонения измеряются десятками сантиметров, то при отбойке скважинами они достигают в неблагоприятных условиях нескольких метров.

От точности отбойки во многом зависят потери и разубоживание руды.

Качество дробления руды выражается выходом негабарита. Последний определяют в процентах как отношение общего объема кусков, имеющих размеры выше допустимых, ко всему объему отбитой горной массы.

Выход негабарита зависит от параметров буровзрывных работ и принятого размера кондиционного куска. Его определяют непосредственными замерами, а также по удельному расходу ВВ на вторичное дробление.

Эффективность отбойки зависит от крепости руды, ее трещиноватости, мощности залежи, числа обнаженных плоскостей, мощности ВВ, расположения зарядов во взрываемом массиве, технологии взрывных работ. Густая сеть трещин в рудном массиве облегчает дробление, а редкие трещины увеличивают выход негабаритов. Наличие двух или трех обнаженных плоскостей уменьшает расход ВВ, но ухудшает качество дробления.

Удельные значения элементов затрат на взрывную отбойку в крепких рудах составляют: на бурение 60—70 %, на ВВ — 20—30 %, на зарядание и взрывание 10—20 %. В рудах средней крепости основные затраты приходятся на ВВ. Доля ВВ в затратах на взрывную отбойку возрастает также с увеличением диаметра скважин.

Шпуровая отбойка. Бурение шпуров в очистном забое осуществляется перфораторами и самоходными бурильными установками. Бурение перфораторами — ручными, колонковыми, телескопными — применяется в забоях небольших размеров, обычно в рудных телах малой мощности. Низкая производительность труда бурильщиков, большое пылеобразование требуют замены ручного перфораторного бурения более производительным бурением с помощью бурильных установок.

В настоящее время бурильные установки для очистных работ выпускаются нескольких типоразмеров с двумя или тремя мощными перфораторами типа ПК-60 и ПК-75 на пневмоколесном ходу с пневматическим или дизельным приводом. Установки предназначены для бурения шпуров диаметром 40—60 мм, глубиной до 3—4 м. В табл. 3 приводятся условия применения на очистных работах унифицированных бурильных установок.

ТАБЛИЦА 3

Бурильная установка	Транспортные габариты		Условия применения	
	ширина, м	высота, м	высота камеры, м	площадь поперечного сечения выработки, м ²
2БК-2Д	1,5	1,5	1,8—3,5	6—15
3БК-3Д	2,0	2,0	3,0—4,5	10—20
3БК-4Д	2,4	2,4	До 6,0	20—40
3БК-5Д	2,4	2,5	До 7	До 60

Примечание. В марке буровой установки первая цифра означает число перфораторов; БК — буровая каретка; следующая цифра — типоразмер; Д — дизельный привод.

Они разработаны и выпускаются взамен установок СВКН-2П, КБШМ, СБУ-2М, СБУ-2К, УВГ-2 и др. При бурении шпуров применяют гусеничные бурильные установки (1СБК-2К и др.).

Хорошее дробление руды, минимальные потери и разубоживание ее вследствие возможности точно следовать за контурами рудного тела, незначительный сейсмический эффект являются основными достоинствами шпуровой отбойки.

При отсутствии негабаритов отпадает необходимость в проведении выработок вторичного дробления; упрощается подготовка блоков.

Шпуровая отбойка применяется при мощности залежей до 6—10 м, при невозможности одновременного взрывания больших зарядов из-за опасности нарушения рудных целиков или крепления и при необходимости нахождения людей в очистном пространстве.

Выход горной массы и удельный расход ВВ зависят от коэффициента крепости руды, мощности рудного тела, глубины и диаметра шпуров и изменяются соответственно от 0,3 до 1,5 м³/м и от 0,7 до 2,5 кг/м³. Производительность труда бурильщика составляет 5—40 м³/смену при бурении перфораторами и до 400—500 м³/смену при применении самоходных буровых кареток. В последнем случае она приближается к производительности труда при скважинной отбойке.

Эффективность шпуровой отбойки зависит также от уровня механизации заряжания шпуров. Заряжание гранулированными ВВ производят простыми по конструкции эжекторными пневматическими зарядчиками «Курама-7М» (для горизонтальных и наклонных шпуров) и «Курама-8» (для вертикальных шпуров).

Перспективным является применение для бурения шпуров гидравлических перфораторов, обеспечивающих большую скорость бурения, меньший расход энергии и более благоприятные

санитарно-гигиенические условия труда — отсутствие пыли и малый шум.

Параметры и схемы расположения шпуров рассматриваются при описании систем разработки.

Скважинная отбойка. Подземная отбойка взрывными скважинами получила широкое распространение при разработке мощных месторождений. Она обеспечивает высокую производительность труда буровых рабочих, более безопасные и здоровые условия их труда, так как бурение скважин осуществляется из выработок небольших размеров и при бурении образуется значительно меньше пыли, чем при перфораторном бурении. Применение глубоких скважин позволяет уменьшить объем подготовительно-нарезных работ и снизить себестоимость добычи.

Недостатки ее: неравномерное дробление и повышенный выход негабарита, более высокий сейсмический эффект, большие потери и разубоживание руды. Поэтому для скважинной отбойки благоприятны невысокая ценность руд, правильные элементы залегания рудного тела, применение мощного погружно-транспортного оборудования и сейсмически прочных конструкций.

Скважины для отбойки бурят глубиной от 5—6 до 50—60 м, диаметром от 30—40 до 150—250 мм.

Схемы отбойки и расположения скважин. Руду отбивают горизонтальными или вертикальными, реже наклонными слоями. Толщина отбиваемого слоя колеблется от 1,5 до 10—15 м и зависит от диаметра скважин, мощности ВВ и числа рядов скважин в слое. Обычно скважины располагают в плоскостях, параллельных поверхности отбиваемого массива. В слое скважины располагают параллельно, веерообразно или пучками. Пучки скважин бывают веерообразные или параллельные.

По направлению различают скважины вертикальные (восходящие и нисходящие), горизонтальные и наклонные (восходящие и нисходящие). Размеры обруиваемого слоя зависят от принятых параметров выемочного блока и оптимальной глубины бурения станка, а также от характера контактов рудного тела.

При отбойке вертикальными параллельными нисходящими скважинами (рис. 30, а) бурение осуществляется из буровых ортов 1, пройденных из штрека 2 на расстоянии, равном толщине отбиваемого слоя m .

Веерные нисходящие комплекты буровых скважин (рис. 30, б) бурят из штрека 2. Вследствие значительного сокращения длины буровых выработок, возможности бурения нескольких скважин с одной установки бурового станка веерное расположение получило широкое распространение, несмотря на большую (в 1,5—2 раза) глубину скважин в слое и неравно-

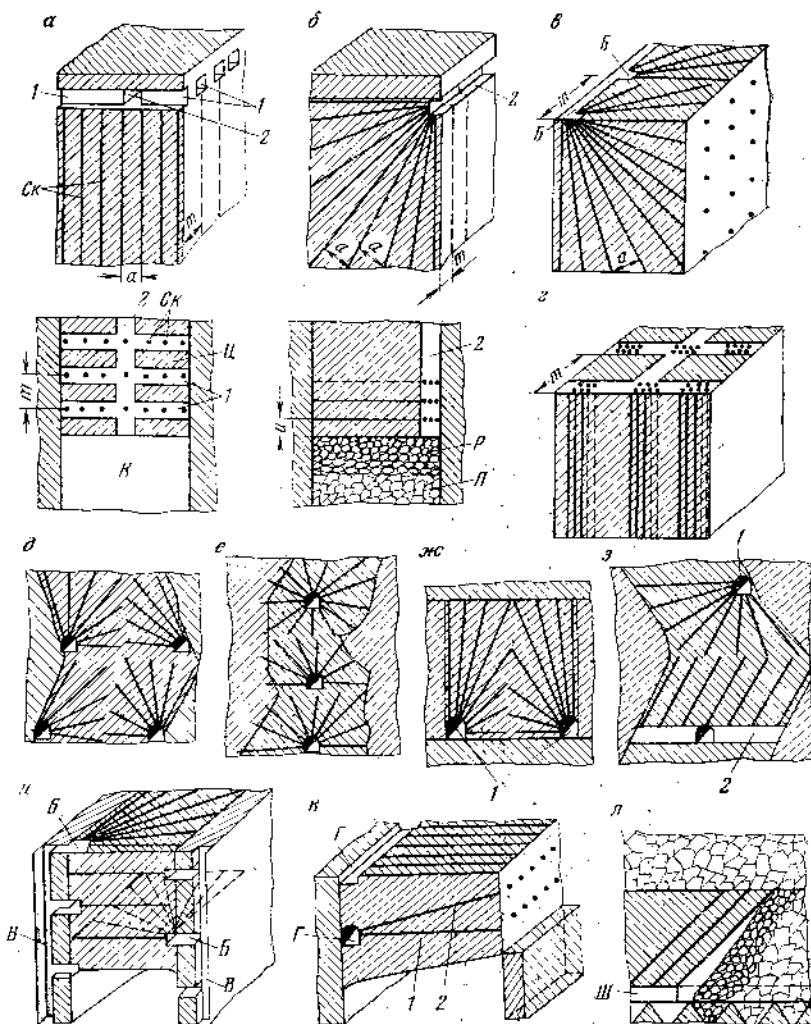


Рис. 30. Схемы отбойки и расположения скважин:

а, б, в, г, д, е, ж, з — вертикальными слоями при веерном и параллельном расположении скважин; а, з — вертикальными слоями при пучковом расположении скважин; и, к — горизонтальными слоями; л — наклонными слоями

мерное дробление руды. При веерном расположении расстояние между комплектами скважин (а) можно принимать любым. При параллельных скважинах оно ограничивается устойчивостью междууртовых целиков Ц, толщину которых нельзя принимать менее 2 м. Отбойку слоев в обоих случаях можно вести последовательно или одновременно с миллисекундным

замедлением на открытые камеры или на ранее отбитую руду Р — отбойка в зажиме.

При отбойке в зажиме необходимое при дроблении руды взрывом увеличение ее объема достигается за счет уплотнения ранее раздробленной (и частично выпущенной) руды или породы П. При одновременном взрывании 4—5 рядов максимальное смещение зажимающего материала достигает 3 м. Взрывание в зажиме требует увеличенного расхода ВВ, но значительно улучшает дробление руды. Для одновременного взрывания большого числа комплектов скважин образуют открытую компенсационную камеру.

При веерном расположении для оконтуривания слоя с противоположной стороны также проводят буровую выработку.

На рис. 30, ж показана отбойка встречными восходящими веерами скважин из буровых выработок 1, проведенных по почве пласта. Отбиваемый слой оконтуривается скважинами с трех сторон. Для оконтуривания слоя с четырех сторон буровые выработки должны быть расположены в противоположных углах слоя.

Число буровых выработок, их взаимное расположение определяются физико-механическими свойствами руд и пород, характером контактов рудного тела. В рудных телах неправильной формы буровые выработки располагают чаще, глубина скважин уменьшается.

Обурирование слоя восходящими и круговым комплектами веерных скважин показано на рис. 30, д и е. В целях полноты выемки руды при прочных контактах концы скважин углубляют во вмещающие породы на 0,5—1,5 м (см. рис. 30, е), при неустойчивых контактах, наоборот, недобуривают их на 0,2—0,5 м.

На рис. 30, з изображено обурирование слоя нисходящим веерным комплектом скважин из штрека 1 и параллельными восходящими наклонными скважинами из бурового орта 2. Следует отметить, что при отбойке нисходящими веерами скважин буровая выработка для последующего бурения более устойчива, чем при восходящих веерах.

Для отбойки руды горизонтальными слоями скважины бурят из камер Б (рис. 30, и) или горизонтальных выработок Г (рис. 30, к). Эти буровые выработки проводят из восстающих В. Скважины в слое располагают параллельно или (чаще) веером.

Для того чтобы целик между буровыми выработками был мощнее, их располагают с противоположных сторон на разных уровнях (в шахматном порядке), как показано на рис. 30, и. Если буровые выработки расположены с одной стороны одна над другой (см. рис. 30, к), то из каждой выработки бурят два ряда скважин: горизонтальный 1 и слегка наклонный 2; взрывают их с миллисекундным замедлением.

В последние годы большое распространение получила отбойка вертикальными слоями, так как при ней упрощается перемещение буровых станков по горизонтальным выработкам. При отбойке горизонтальными слоями, кроме частого демонтажа станков с доставкой их по вертикальным выработкам, увеличивается число восстающих, усложняется проведение и оборудование буровых камер.

На рис. 30, л показана отбойка наклонными слоями комплектом веерных скважин, пробуренных из подсечного штрека III.

При пучковом веерном расположении скважин из буровой камеры Б (рис. 30, в) бурят несколько (нисходящих или восходящих) комплектов веерообразно расположенных скважин. Это позволяет увеличить толщину m отбиваемого слоя до 10—20 м. При пучковом веерном расположении скважин из одной буровой выработки можно обурить большой массив руды, но по сравнению с параллельно расположенными комплектами взрывных скважин (см. рис. 30, б) примерно в 1,5 раза возрастает суммарная глубина скважин. В настоящее время эту схему применяют редко (в основном для обрушения целиков руды), но она целесообразна при большой скорости бурения скважин.

С целью увеличения толщины отбиваемого слоя и уменьшения объема нарезных работ, а также повышения производительности бурения в последние годы получает распространение пучковое параллельное расположение скважин (рис. 30, г). Комплекты скважин бурят на расстоянии 20—30 см один от другого. В комплекте бывает от 4 до 25—30 скважин. На рудниках Горной Шории 9—10 скважин бурят с одной установки станка, поворачивая его вокруг оси. Скважины диаметром 900 мм равномерно располагаются по окружности. Во избежание большого выхода негабаритов в этом случае породы должны хорошо дробиться, иметь густую сеть трещин. Успешный опыт рудников Горной Шории свидетельствует также о целесообразности применения в соответствующих условиях концентрированных зарядов в скважинах большого (250—350 мм) диаметра; для этого необходимо производство соответствующих буровых станков.

В большинстве случаев в монолитной руде, в особенности при редкой сети трещин, предпочтение отдают скважинам малого диаметра (менее 100 мм); в этих условиях они намного эффективнее вследствие лучшего дробления и повышения производительности выпуска и доставки руды. На Лениногорском полиметаллическом руднике при коэффициенте крепости руды $f=10-18$ переход на отбойку скважинами диаметром 46—65 мм позволил увеличить производительность труда забойных рабочих, снизить на 0,4 руб. затраты на добычу тонны руды, уменьшить потери ее и на значительный период поддерживать

в рабочем состоянии нарезные и подготовительные выработки.

Бурение скважин. Для бурения скважин применяются станки вращательного бурения твердосплавными и алмазными коронками, ударно-вращательного действия перфораторами различных типов, пневмоударного и шарошечного бурения.

Вращательное бурение твердосплавными коронками применяют при коэффициенте крепости пород до 6—8. Станками типа АБВ с колонковыми электросверлами бурят скважины диаметром 50—100 мм и глубиной 10—40 м. Производительность станков от 20 до 100 м в смену.

Алмазное бурение взрывных скважин диаметром 30—50 мм имело широкое распространение за рубежом (США, Канада, Швеция), но с начала пятидесятых годов было вытеснено ударно-вращательным бурением. В нашей стране алмазное бурение взрывных скважин применялось в порядке эксперимента на ряде рудников, но распространения не получило. Оно может быть эффективным при снижении себестоимости синтетических алмазов. На Зыряновском руднике прошел испытания станок вращательного алмазного бурения. «Алтай», позволяющий бурить скважины диаметром 36—59 мм, глубиной до 100 м в любом направлении. Производительность станка в породах крепостью 13—17 составляла 7—25 м/смену.

Вращательно-ударное бурение в настоящее время является основным способом бурения скважин небольшого диаметра (45—90 мм), глубиной до 30 м в крепких и средней крепости породах. Перфораторы имеют обычно независимое вращение бура. Новый перфоратор ПК-120 рассчитан на значительную глубину бурения.

Для установки отечественных буровых машин подобного типа (БУ-70У, «Удар-2» и др.) требуются выработки шириной 2—2,3 м и высотой до 2,3 м. Сменная производительность машин 10—50 м.

На Ачисайском полиметаллическом комбинате успешно применялся станок БСМ-1 для бурения веерообразных комплектов наклонных скважин диаметром 45—56 мм. Показатели его работы приведены ниже.

Диаметр скважины, мм	56	45
Сменная производительность бурильщика, м/т	70/350	86/430
Сменная производительность скрепериста, т	190	220
Выход негабарита, %	10	3
Затраты на бурение, руб/т	1,56	1,42

За рубежом (Швеция, США, Канада) получили распространение самоходные буровые станки на пневмоколесном ходу («Симба-22», «Симба-26» фирмы «Атлас-Копко» и др.) с мощными колонковыми перфораторами. Они предназначены для бурения скважин диаметром 48—70 мм, глубиной до 30 м.

Производительность установок (двух- и трехперфораторных) достигает 300—500 м/смену или 1000—1500 т/смену.

Техническая характеристика модернизированных подземных буровых станков вращательно-ударного действия приведена ниже.

Буровой станок	КБУ-50М	КБУ-80М	ПБУ-80М	СБУ-50Э
Диаметр скважины, мм	50	80	80	50
Глубина бурения не менее, м	25	30	40	25
Направление бурения	Круговой веер в вертикальной плоскости			
Вид применяемой энергии	Пневматическая		Электрическая	
Тип бурильной машины	Пневматическая		Гидравлическая	
Рабочее давление энергоносителя, МПа	0,5	0,5	0,5	10—12
Усилие подачи, Н	9800	9800	9800	9800
Тип ходовой части	Отсутствует		Пневмоколесная с пневмоприводом с электроприводом	
Сменная производительность по породам крепостью $f = 14 \div 16$, м	45	32	45	80
Масса, т	0,6	0,75	4,0	5,0

КБУ-50М и КБУ-80 изготавливаются Старооскольским механическим заводом. Установку ПБУ-80 выпускает Кыштымский машиностроительный завод им. М. И. Калинина. Серийное производство бурового станка с гидравлическим перфоратором СБУ-5Э намечается на 1984 г.

Пнеумоударное бурение является наиболее распространенным в крепких и весьма крепких породах при глубине скважин более 12—15 м. Основной объем бурения на отечественных рудниках выполняется станком НКР-100М. Криворожским заводом горного оборудования «Коммунист» изготовлены станки НКР-100МА, производительность которых на 15 % выше, чем у станка НКР-100М. Он обеспечивает бурение скважин диаметром до 130 мм. Наряду с этим создан самоходный буровой станок 2БУ-50С с полуавтоматическим управлением операции бурения и изолированной кабиной машиниста.

Для бурения скважин большего диаметра разработаны пневмоударные расширители. В Таштагольском рудоуправлении успешно испытана отбойка скважинами диаметром 212 мм, бурение которых осуществляли станком НКР-100М с использованием расширителей РС-212. Средняя производительность труда на расширении составила 11,6 м/чел-смену, максимальная — 18 м/чел-смену.

Разработаны расширители и для бурения скважин большего диаметра — РС-280 и РС-320.

На производительность бурения пневмоударниками влияют следующие факторы:

1. Угол наклона скважины. Скорость бурения восходящих или горизонтальных скважин несколько выше, чем

нисходящих. Это связано с тем, что из восходящих скважин буровая мелочь удаляется легко и не происходит ее перемеления.

2. Глубина скважины. С увеличением глубины возрастает сила тяжести столба шлама в скважине, увеличивается аэродинамическое сопротивление движению его по скважине, что приводит к росту противодавления на выхлопе сжатого воздуха и снижению энергии удара. Кроме того, возрастают затраты времени на вспомогательные спуско-подъемные операции.

3. Скорость вращения бурового снаряда также выдерживается в определенных пределах. Чем ниже крепость, тем больше должна быть скорость вращения. В крепких скальных породах скорость бурения начинает уменьшаться при увеличении частоты вращения бурового снаряда свыше 60—80 мин⁻¹.

4. Расход воды. Опыты показывают, что максимальная скорость бурения наблюдается при относительно небольшом расходе воды (2—6 л/мин). Увеличение подачи воды (до 10—14 л/мин) снижает скорость бурения. Однако с уменьшением расхода воды возрастает запыленность воздуха.

Режим бурения оказывает влияние на искривление скважины и отклонение ее от заданного направления. Для устранения значительного искривления давление на забой скважины должно быть 1300—2000 Па. Уменьшение отклонения скважины достигается за счет точной установки станка после забуривания ее на 0,3—0,5 м и применения направляющих фонарей в нижней части колонны питанг. Запрещается работать на станках с большим люфтом шпинделя и значительным износом зажимных плашек.

Для нормального режима бурения между корпусом пневмоударника и стенкой скважины должен быть зазор 7—10 мм. Вследствие износа долота диаметр скважины с увеличением глубины уменьшается. Поэтому в зависимости от крепости пород и глубины бурения необходимо правильно выбрать начальный диаметр скважины (мм).

$$D_n = d + E + \Delta d L, \quad (13)$$

где d — диаметр корпуса пневмоударника, мм; E — минимальный зазор между корпусом пневмоударника и стенкой скважины, мм; Δd — средний износ долота по диаметру на 1 м скважины; мм; L — глубина скважины, м.

Величина Δd для трехперфорного долота с опережающим лезвием составляет 0,122—0,152 мм/м.

Минимальные размеры буровых камер для бурения горизонтальных скважин: высота 2 м, ширина 2,5 м, длина 3—3,5 м. При бурении восходящих или нисходящих скважин высота камеры должна быть 3—3,5 м, ширина не менее 2,5 м. Сменная

производительность пневмоударного бурения составляет 7—30 м в зависимости от крепости породы.

Характеристика пневмоударных и шарошечных (БШ-145) буровых станков приведена ниже.

Буровой станок	НКР-100М	ЛПС-3	БШ-145
Диаметр скважины, мм . . .	95—150	150	155—180
Глубина бурения, м	50—60	35—40	50
Направление бурения . . .	Любое		Верхняя полусфера
Тип пневмоударника	М-2000 П-175	П-150	—
Масса, кг	630	254	2720

Шарошечное бурение применяется при бурении крепких и весьма крепких пород на ряде рудников. Выпускались станки нескольких марок (СБ-4, БАШ-150, АБШ-2).

На производительность станков шарошечного бурения оказывают влияние осевое давление на долото, скорость его вращения, интенсивность промывки. Высокая скорость бурения шарошечными долотами достигается при осевом давлении 80—120 кН. Увеличение числа оборотов долота влияет на скорость бурения в меньшей степени. Интенсивная промывка способствует не только увеличению скорости бурения, но и повышает стойкость долота.

На шахте им. Орджоникидзе в Кривбассе проводили промышленные испытания станков БШ-200С для бурения скважин диаметром 243 мм. При испытаниях сменная производительность станка составила 15 м, т. е. в 6 раз больше по сравнению с производительностью станка НКР-100М. С 1984 г. планируется серийное производство этих станков на заводе «Амурский металл».

В процессе бурения скважин выделяется значительное количество шлама — буровой мелочи с водой. Во избежание загрязнения выработок буровым шламом производят перепуск его по специальной скважине в отстойник. В качестве отстойника используют ранее отработанные выработки.

В отдельных случаях накопившийся в откаточных выработках шлам перед взрыванием скважин убирают погрузочными машинами.

§ 34. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ЗАРЯЖАНИЕ СКВАЖИН

Существуют две основные схемы расчета зарядов.

1. Для заданного диаметра скважины, а следовательно, и для известной величины заряда определяют расстояние между осями скважин.

2. Для выбранной сетки скважин определяют необходимый диаметр и величину заряда в скважинах.

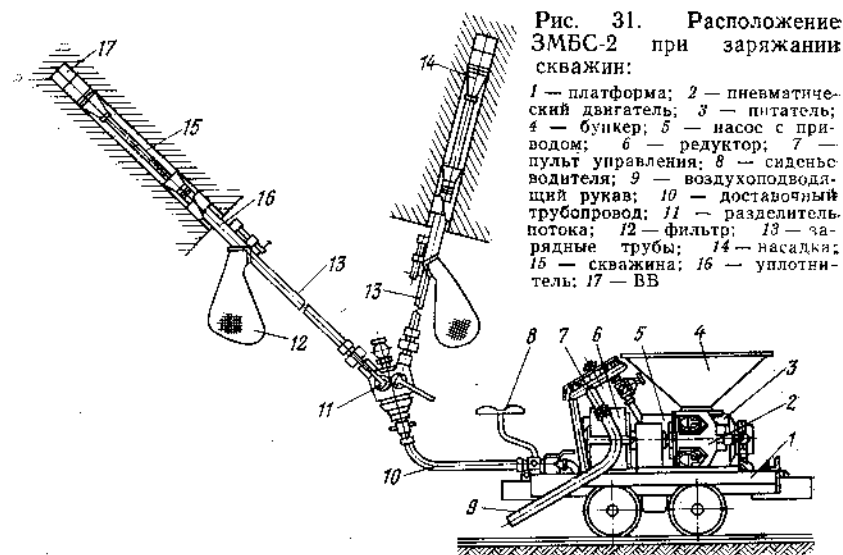


Рис. 31. Расположение ЗМБС-2 при зарядании скважин:

1 — платформа; 2 — пневматический двигатель; 3 — питатель; 4 — бункер; 5 — насос с приводом; 6 — редуктор; 7 — пульт управления; 8 — сиденье водителя; 9 — воздухоподводящий рукав; 10 — доставочный трубопровод; 11 — разделитель потока; 12 — фильтр; 13 — зарядные трубы; 14 — насадки; 15 — скважина; 16 — уплотнитель; 17 — ВВ

На практике более распространена первая схема расчета, так как при имеющихся на руднике средствах бурения изменять диаметр скважины сложнее, чем расстояние между ними.

Величину заряда, диаметр скважин и расстояние между ними определяют исходя из удельного расхода ВВ.

Если удельный расход ВВ для данных условий установлен, то необходимую величину заряда в скважине (и отсюда диаметр ее) определяют путем умножения фактического объема породы, подлежащего взрыванию, на удельный расход ВВ.

Примеры расчета сетки скважин приведены в гл. 14.

Заряжание скважин осуществляется механическими зарядчиками. Имеется несколько конструкций отечественных зарядчиков. Наибольшее распространение получила зарядная машина барабанного типа со смесителем ЗМБС-2 (рис. 31). Машина универсальна и пригодна как для сухих гранулированных ВВ, так и для приготовления водонаполненных ВВ, игданта.

В процессе зарядания скважин она располагается в откаточной выработке и связана через разделитель потока с двумя зарядными трубами, находящимися на буровом горизонте, пластмассовым доставочным трубопроводом. Устье скважины перекрывается уплотнителями с фильтром для очистки отработанного воздуха от пылеватых частиц ВВ. Зарядная машина подключается к воздушной и водопроводной магистралям. Зарядная труба с насадкой подается до забоя скважины, а затем отводится от него на расстояние 1—1,2 м.

Взрывник и машинист имеют между собой телефонную связь. По команде взрывника машинист последовательно открывает краны продувки зарядного трубопровода, подачи воды (при необходимости) и управления пневмодвигателем питателя. Сухая смесь ВВ из бункера подается в смесительную камеру и сжатым воздухом вместе с распыленной в нем водой транспортируется в скважину. При движении происходит перемешивание частиц ВВ с водой. Зарядная труба (по мере заполнения скважины) постепенно извлекается. В процессе зарядания одной скважины ведется подготовка к заряданию следующей. Разделитель потока переключает подачу ВВ без остановки машины.

Техническая характеристика машины ЗМБС-2

Диаметр заряжаемых скважин, мм	60—160
Глубина зарядания, м	До 50
Угол наклона к горизонту, град	0—360
Средняя производительность, кг/ч	6000
Дальность транспортирования ВВ, м	250
в том числе по вертикали, м	100
Общий расход воздуха, м³/мин	10
Масса, кг	1000

При высокой плотности зарядания заряд устойчиво детонирует от патрона-боевика, находящегося в устье скважины, вследствие этого отпадает необходимость в размещении детонирующего шнура по всей длине заряда.

На шахте «Таштагольская» в Сибири испытано оборудование для комплексной механизации взрывных работ; оно состоит из мешкорастаривающей установки на поверхности, контейнера и вагонов для доставки ВВ в шахту, перегрузочно-зарядной машины (МП-6) в комплекте с зарядным трубопроводом, распределителя потока, зарядных труб и механизма подачи.

При комплексной механизации взрывных работ производительность труда рабочих на доставке ВВ и зарядке скважин увеличивается в 2—3 раза.

При отбойке глубокими скважинами руд с $f=10-20$ на рудниках достигнуты следующие показатели:

Диаметр скважин, мм	100—110	150
Удельный расход ВВ, кг/т	0,4—0,6	0,5—0,7
Удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т	0,05—0,2	0,1—0,2
Выход негабарита, %	3—10	8—15

Из-за большой эффективности отбойка глубокими скважинами почти полностью вытеснила отбойку камерными зарядами. Существенными недостатками последней являются значительный объем работ по проведению минных выработок, сложность

контроля за полнотой отбойки руды у контактов, сильный разрушительный сейсмический эффект взрывов. Наряду с высоким выходом рудной мелочи и пыли при отбойке минными камерами получается большой выход негабаритов.

Камерные заряды применяют в качестве основного или вспомогательного способа вместе со скважинами для массового обрушения целиков, когда для заложения минных зарядов можно использовать ранее проведенные в целиках выработки, а также при посадке висячего или лежащего боков месторождения. В этих случаях степень дробления обрушающихся пород не имеет существенного значения.

§ 35. ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ

Доставкой руды принято называть перемещение ее в пределах выемочного участка от места отбойки до места погрузки в основные транспортные средства.

Различают два основных вида доставки: под действием силы тяжести и механизированную.

Доставка под действием силы тяжести осуществляется по выработанному пространству, по настилам, русоспускам, желобам, трубам.

Механизированная доставка производится скреперами, конвейерами, самоходными вагонетками, погрузочно-доставочными машинами.

Иногда доставку осуществляют силой взрыва или струей воды (гидравлическая доставка). Ценные полезные ископаемые во избежание потерь доставляют в плотно закрывающихся металлических сосудах — контейнерах.

С процессом доставки связаны следующие операции:

выпуск руды из рудоспусков на почву выработок, обычно сопровождаемый вторичным дроблением руды. Вторичное дробление руды может выполняться и на другом этапе доставки, непосредственно вблизи забоя;

выпуск руды в откаточные сосуды через люки, вибропитатели и другие устройства;

машинная погрузка руды в доставочные агрегаты или непосредственно в откаточные сосуды.

Доставка под действием силы тяжести. Минимальный угол наклона для передвижения руды под действием силы тяжести составляет от 35 до 50° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразного и липкого материала, влажности руды, шероховатости и неровности поверхности, по которой происходит передвижение. Слегка влажная руда, содержащая тонкоизмельченный или липкий материал, по неровной поверхности может перемещаться под действием силы тяжести при угле наклона не менее 50°. Сухая крепкая руда с равномерной кусковатостью по гладкой поверхности скатывается под углом

свыше 35°. Для некоторых систем характерна доставка почти всей руды под действием силы тяжести (рис. 32), например для систем с магазинированием руды, с отбойкой из подэтажных штреков.

При многих системах отбитая руда поступает в воронки и рудоспуски и через люки или питатели грузится в откаточные сосуды.

Для свободного истечения руды через рудоспуск ширина его должна быть в четыре-пять раз больше размера пропускаемых кусков. Практически ширина рудоспусков бывает от 1 до 2 м, редко больше.

Доставка под действием силы тяжести производительна, поэтому при выборе системы разработки и ее конструктивных элементов стремятся по возможности использовать этот способ доставки на протяжении всего пути движения руды от места ее отбойки до откаточного горизонта.

Погрузочные люки и питатели. Погрузочные люки по их устройству подразделяют на две группы: с затворами и вибрационные. В люках первой группы движение руды при загрузке ее в транспортные сосуды происходит под действием силы тяжести при открывании затвора. В вибролюках руда движется под влиянием механических колебательных перемещений основания люка.

Люки бывают с плоскими поперечными задвижками (рис. 33, а), с секторным (рис. 33, б), пальце-

вым (рис. 33, в), лотковым (рис. 33, г), цепным затворами (рис. 33, д), а также с комбинированным затвором (рис. 33, е).

Выбор типа люка зависит от количества руды, которое должно быть выпущено через него; необходимого срока его службы; гранулометрического состава выгружаемой руды; размеров откаточной выработки и способа ее крепления; вместимости и размеров откаточного сосуда.

Люки с поперечными задвижками применяют при разработке маломощных жил, хорошем дроблении руды и невысокой производительности блока. Затвор в люках такого типа состоит из одной или двух поперечных досок, удерживаемых железными стержнями.

Люки с одно- или двухсекторными затворами наиболее распространены, так как надежны в работе и могут применяться при мелкой и крупнокусковой руде (до 300—400 мм).

Люк (рис. 34) состоит из днища 1, люковых затворов 2, бортов 3, лобовины 4, отбойника 5, рамы 6 и привода открывания люковых затворов.

Днище воспринимает большую нагрузку, поэтому изготавливается из прочного материала: рельсов, заделанных в бетон; стальных полос (листов) толщиной 5—25 мм на деревянном или бетонном основании. Иногда применяют стальные броневые плиты толщиной 50—80 мм.

Лобовину и отбойник, подверженные сильному износу, также изготавливают из рельсов, железобетона, а деревянные покрывают стальными полосами.

Люки с пальцевым затвором применяют только для крупнокусковой руды. В затворе несколько «пальцев», сделанных из изогнутых рельсов. Пальцы опускаются под действием силы тяжести, а поднимаются с помощью пневмоцилиндров.

Люк с лотковым затвором применяют для мелкой руды. Затвор у этих люков представлен подвесным лотком, опускаемым вниз во время погрузки.

Цепной затвор состоит из пяти-семи якорных цепей, свободно подвешенных к стальному

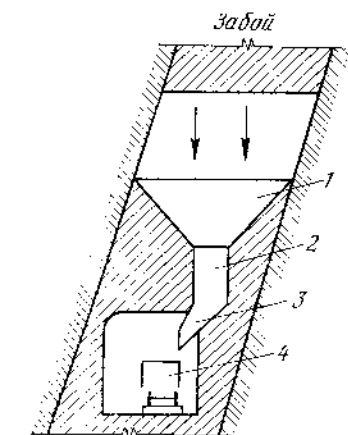


Рис. 32. Схема доставки под действием силы тяжести: 1 — воронка; 2 — рудоспуск; 3 — люк; 4 — вагонетка

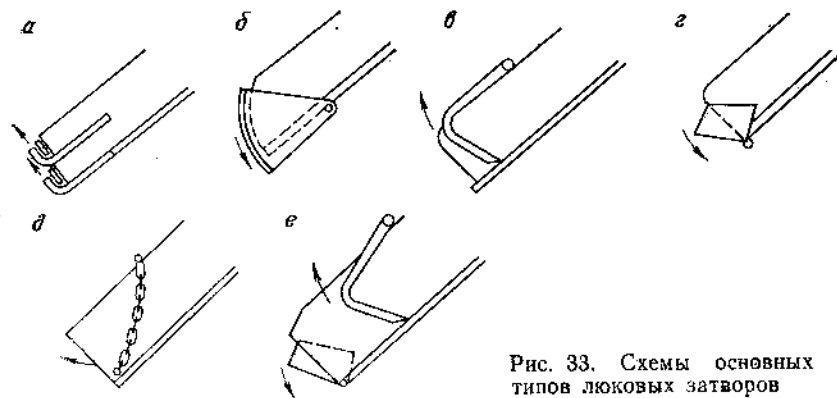


Рис. 33. Схемы основных типов люковых затворов

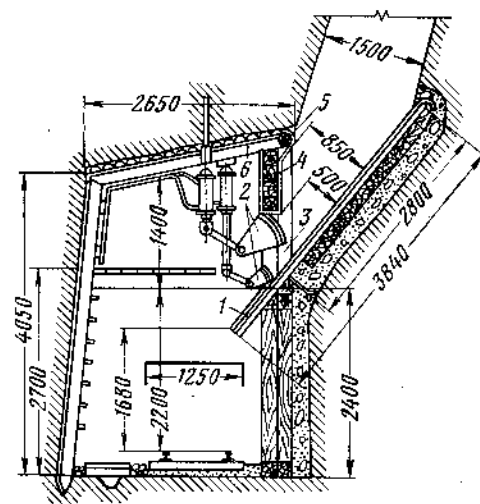


Рис. 34. Люк с двухсекторным затвором

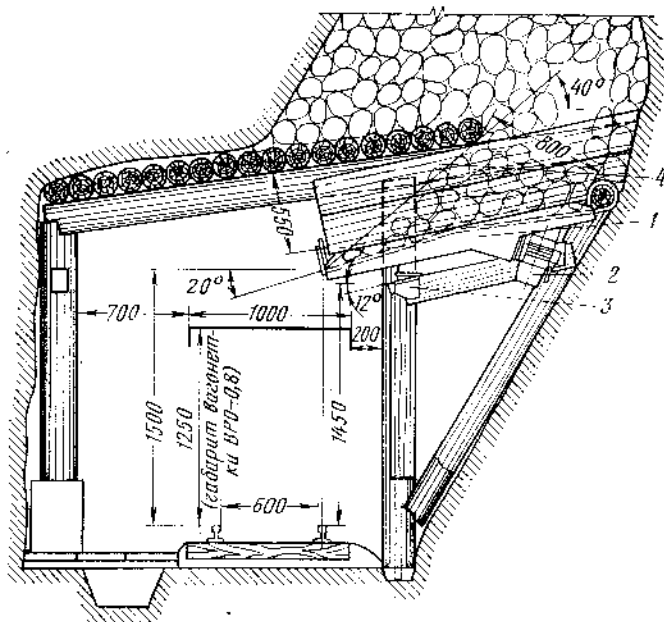


Рис. 35. Установка вибролюка в откаточной выработке

стержню и снабженных грузами снизу. Подъем цепей осуществляется пневмоцилиндром.

Комбинированные затворы (лотково-секторные, лотково-пальцевые, лотково-цепные) применяются для выпуска руд неравномерной кусковатости.

Люковая погрузка через затворы имеет следующие недостатки: относительно малую сменную производительность (20—250, редко 500—600 т), сложность и опасность ликвидации зависаний руды. Поэтому значительно перспективнее вибролюки и питатели.

На рис. 35 показана установка вибролюка ЛВО-2, применяемого на рудниках Хрустальненского ГОКа и Кафанского меднорудного комбината при относительно небольшой производительности блоков. Вибролюк представляет собой сварной лоток 1 с двумя мотор-вибраторами 2 электрическим или пневматическим приводом мощностью 1,2 кВт. Лоток опирается на резиновые амортизаторы 3, установленные на элементы рудничной крепи. Для устранения просыпания руды устанавливаются деревянные борта 4, обшитые металлическим листом. Выпускное отверстие перекрывается деревянным шиберным затвором, предотвращающим самопроизвольное выпадение отдельных кусков руды после окончания погрузки состава.

При включении вибраторов лоток совершает 2800 колебаний в минуту при амплитуде 0,4—0,6 мм. Вследствие этого руда на лотке приходит в движение при угле наклона его от 5 до 20°.

Среднесменная производительность вибролюка 150—250 т. Небольшие размеры и масса (250 кг) вибролюка обеспечивают простоту его в монтаже. Малогабаритный подвесной вибролюк (питатель) типа ПВМ предназначен для выпуска горной массы крупностью до 0,5 м. Техническая производительность его 150—250 т/ч, масса 320 кг.

Вибролюки надежны в эксплуатации, обеспечивают безопасность работ, повышают производительность труда; время на ликвидацию зависаний сокращается в 4—10 раз.

Установка более мощного автоматического шахтного люка (АШЛ) в откаточной выработке показана на рис. 36. Вибролюк состоит из вибрационного питателя, установленного в специальной металлической раме. В настоящее время выпускается модернизированная конструкция этого люка 1АШЛ.

Техническая характеристика вибролюка 1АШЛ

Производительность при угле установки не более 10°, т/ч	1000—1600
Установленная мощность, кВт	10
Максимальный размер транспортируемого куска, мм	1000
Частота колебаний в минуту	2900
Амплитуда колебаний, мм	0,6—0,8
Габариты, мм:	
длина	3450
ширина	1850
высота	1200
Масса, кг	2700

Для установки вибролюка 1АШЛ требуется проведение заходки объемом 32 м³. Трудовые затраты на доставку и монтаж вибролюка — 22—23 чел.-смены. Эксплуатация вибролюков 1АШЛ на предприятиях Кривбасса показала их стабильную работу независимо от свойств руды.

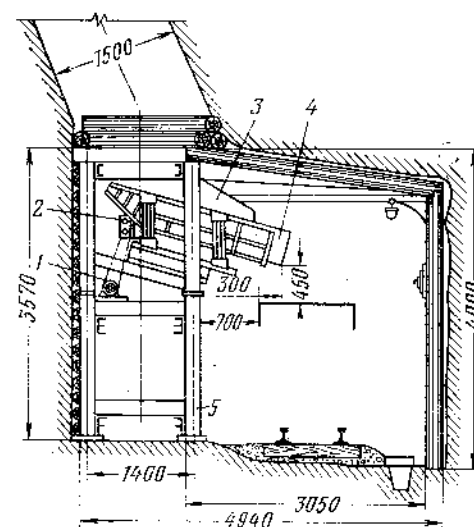


Рис. 36. Автоматический шахтный люк (АШЛ):

1 — электродвигатель; 2 — вибратор; 3 — приемный бункер; 4 — лоток; 5 — рама

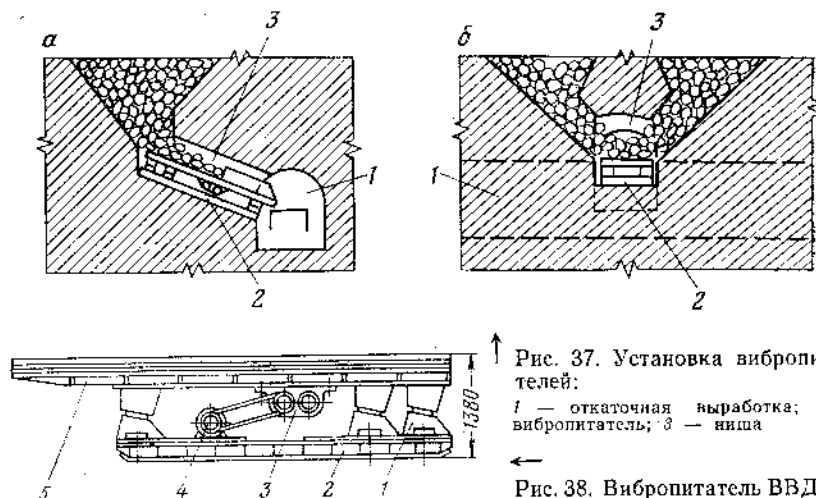


Рис. 37. Установка вибропитателей:

1 — откаточная выработка; 2 — вибропитатель; 3 — ниша

Рис. 38. Вибропитатель ВВДР-5

Виброустановки большой длины, имеющие значительную массу и высокую производительность, называют вибропитателями. Их устанавливают в специальных нишах, на почву выпускной выработки. Поступление руды на вибропитатель может быть торцовое (рис. 37, а) или боковое одностороннее и двухстороннее (рис. 37, б).

Вибропитатели бывают двух типов: направленного и ненаправленного действия.

В виброустановках ненаправленного действия колебания грузонесущего органа совершаются только в поперечном направлении. Они представляют собой изготовленные из рельсов или стальных листов площадки, укладываемые на почву выпускной выработки под углом 12—20°. Вибрация площадок служит вспомогательным средством для снижения действия сил внутреннего трения. Чем больше наклон, тем выше производительность, но при наклоне более 20° возможно самопроизвольное движение отдельных кусков руды по окончании загрузки вагонов.

Виброплощадки таких питателей крепятся якорными цепями или тросом диаметром 15—20 мм к удерживающему расстрелу, установленному в верхней части ниши.

Наиболее распространенным вибропитателем подобного типа является установка ВДПУ-4ТМ «Сибирячка», хорошо зарекомендовавшая себя на многих рудниках страны.

Вибропитатель направленного действия ВВДР-5 (рис. 38) состоит из упругих опор (амортизаторов) 1, опорной рамы 2, инерционного вибратора 3, привода 4 и грузонесущего рабочего органа 5. Грузонесущий орган представляет собой мощную сварную конструкцию, выдерживающую большие статиче-

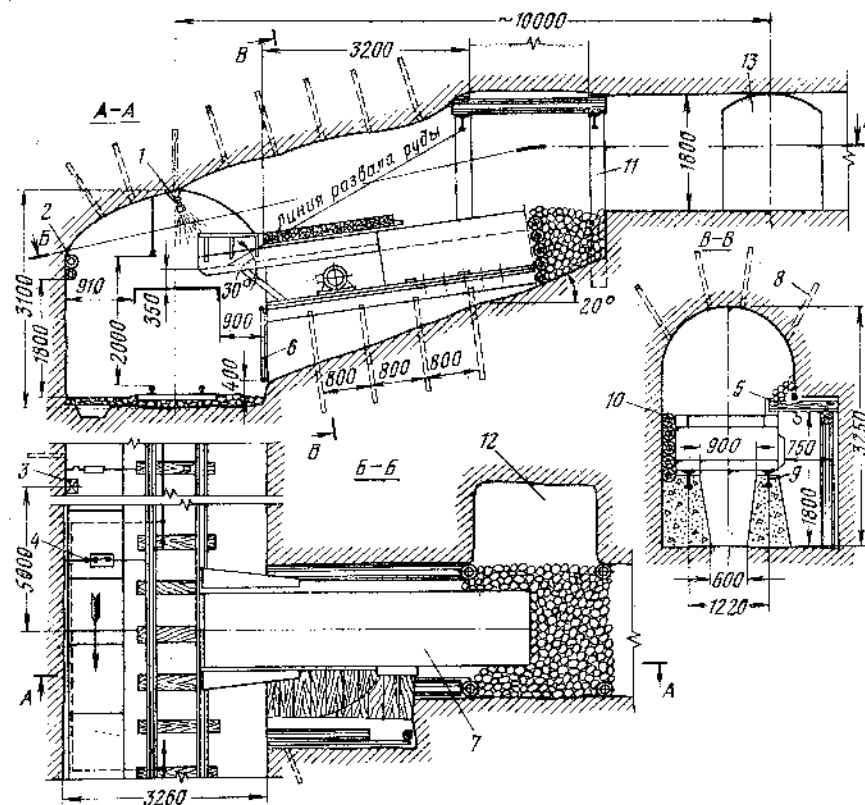


Рис. 39. Установка питателя ПВУ:

1 — ороситель; 2 — трубопроводы; 3 — пульт управления; 4 — секционный разъединитель; 5 — полук; 6 — ограждение; 7 — питатель ПВУ; 8 — анкерное крепление выработки; 9 — фундамент; 10 — закладочные бревна; 11 — крепь устья дучки; 12 — выпускная дучка; 13 — вентиляционная выработка

ские и динамические нагрузки. Амортизаторы обеспечивают направленность колебаний не только в вертикальной, но и в горизонтальной плоскости, вследствие чего облегчается движение руды. Вибропитатели направленного действия устанавливаются под небольшим углом (0—10°), что исключает самопроизвольное движение кусков руды и упрощает ликвидацию завесаний руды.

Опорная рама вибропитателя крепится анкерами к почве выпускаемой выработки.

Вибропитатели направленного действия обеспечивают устойчивую производительность и надежны в работе.

На рис. 39 показана установка вибропитателя марки ПВУ (питатель вибрационный унифицированный) при одностороннем боковом выпуске руды.

Большинство вибропитателей способно производить погрузку руды крупностью до 1000 мм. Негабариты дробят накладными зарядами непосредственно на рабочем органе.

Техническая характеристика вибропитателей приведена ниже.

Вибропитатели	ВДПУ-4ТМ	ВВДР-5	ПВУ
Габариты, мм:			
длина	6300	6000	5000
ширина рабочего органа	1240	1700	1200
высота	715	1380	1105
Установленная мощность, кВт	22	22	21
Угол установки вибропитателя, град	15—20	0—15	0—10
Величина возмущающего усилия, кН	3,7	15	10—15
Частота колебаний, с ⁻¹	25	16—25	24
Масса, т	4,8	6,0	4,5

В целях выявления эффективности на Первомайском руднике в Кривбассе были проведены испытания вибропитателей при системе этажного принудительного обрушения. Результаты этих испытаний приведены ниже.

Вибропитатели	ВДПУ-4ТМ	ВВДР-5	ПВУ
Объем ниш для машин, м ³	23	60	40
Общие затраты на проведение ниш, руб.	1172	2071	1435
Время на загрузку вагона вместимостью 4,5 м ³ , с	52,4	37,3	25,4
Число завесаний на 1000 т погруженной руды, шт.	6,4	9,2	6,3
Расход ВВ на вторичное дробление, кг/т	0,10	0,11	0,06
Техническая производительность, м ³ /ч	275	324	453
Среднечасовая производительность, м ³	120,8	95	171

Наиболее благоприятные санитарно-гигиенические условия (запыленность, шум) установлены при работе вибропитателей ПВУ. По результатам испытаний этот вибропитатель рекомендован к серийному производству. По всем параметрам он превосходит известные отечественные и зарубежные образцы.

Возможности совершенствования вибровыпуска далеко не исчерпаны. В настоящее время проводятся работы по повышению их качества и эффективности применения. В частности, выпущен модернизированный вибропитатель «Сибирячка» (ВДПУ-4НД) направленного действия.

Одним из недостатков вибровыпуска являются большие затраты на их монтаж. Рекомендован к серийному производству вибрационный питатель колесный ВПК-3М. Он отличается мобильностью использования и низкими трудовыми затратами при установке, выдерживает большие динамические нагрузки

при взрывных работах по ликвидации завесаний руды. Производительность его 250—500 т/ч, мощность электродвигателя 13 кВт, масса 4500 кг. Параметры: длина 3635 мм, ширина 1480 мм, высота 1900 мм.

На железорудных шахтах Сибири и Урала испытана рудопогрузочная установка РПУ, позволяющая осуществлять движение руды по всей длине рабочего органа, заглубленного в рудную массу. Ее применение позволяет в несколько раз снизить количество завесаний руды, производить ее выпуск крупностью до 1800 мм. Производительность очистного забоя, оснащенного установкой РПУ, составила 1500—2000 т/смену.

Машинная погрузка и доставка руды. Погрузочные машины при очистной выемке используют для погрузки руды:

в откаточные сосуды, подаваемые к очистному забою; этот способ погрузки применяется при разработке горизонтальных и пологонадающих месторождений;

выпущенной через рудоспуск на почву откаточного горизонта;

в доставочные агрегаты (самоходные вагонетки, конвейеры и другие, транспортирующие руду до откаточных выработок или рудоспусков);

По принципу действия самоходные погрузочные машины характеризуются способами захвата, перемещения и разгрузки горной массы в откаточный сосуд или на конвейер.

Погрузочный орган всякой машины захватывает материал, подает его на передаточный конвейер или поднимает на некоторую высоту, перемещает к месту разгрузки и высыпает в транспортные сосуды.

По способу захвата погрузочные машины разделяют на две группы: с нижним захватом — ковшовые и с боковым захватом — с загребальными лапами. У первых разгрузка ковша может осуществляться опрокидыванием его или поворотом вместе с платформой к откаточному сосуду с последующим откидыванием днища (подземные экскаваторы).

Погрузочные машины выпускаются на рельсовом, гусеничном или пневмоколесном ходу; их технические характеристики приведены ниже.

Модернизированным опытно-промышленным образцом машины ППН-3 является погрузочная машина ППН-3А производительностью 108 м³/ч, а погрузочной машины ППН-2Г — ППН-2Г-1. Машина ПНБ-3Д2 — опытно-промышленный образец.

Часто погрузочные машины работают в сочетании с пневмоколесными самоходными вагонами или автосамосвалами. Применяются они при расстояниях транспортирования от 40—50 до 500—800 м, т. е. пригодны не только для доставки руды, но и для основного транспорта по откаточным выработкам. Они имеют электрический (питаемый от аккумуля-

Погрузочные машины	ППН-3	ППН-2Г	ПНБ-ЗД2	ПНБ-ЗД
Способ захвата	Нижний ковшевой		Боковой (загребаящими лапами)	
Способ передвижения	Колесный (рельсовый)		Гусеничный	
Вид энергии	Пневматический		Электрический	
Вместимость ковша, м³	0,5	0,32	—	
Тип конвейера	Без перегружателя		Скребок	
Максимальный размер погрузаемого куска, мм	600		800	600
Скорость движения скребковой цепи, м/с	—		1,0	1,0
Мощность двигателя, кВт	38	—		142
Скорость передвижения, км/ч	2,7		0,6—1,2	0,6
Ширина хода (колей), мм	750	1500	2000	2000
Габариты, мм:				
длина	3120	2600	9500	9000
ширина	1785	1900	3170	2700
высота с поднятым ковшом	2800	2600	2450	1900
Масса, т	6,5	5,0	28,1	26,5
Фронт погрузки, м	3,2	Неограниченный		
Техническая производительность, м³/ч	75	72	270	240

ляторов или сети через кабель), дизельный и дизель-электрический привод.

Самоходные вагоны от автосамосвалов отличаются способом разгрузки и загрузки. Дно их кузова оборудовано скребковым конвейером, который в процессе загрузки разравнивает, а затем выгружает транспортируемую горную массу. Возвратно-поступательное (челночное) движение вагона между забоем и местом разгрузки позволяет применять их в выработках небольшого поперечного сечения.

Вагоны с конвейерной разгрузкой менее надежны в работе и имеют меньший срок службы по сравнению с автосамосвалами.

Самоходный вагон 5ВС15М, выпускаемый Воронежским заводом горно-обогатительного оборудования, имеет пневмоколесный ход, электрический привод на каждые два колеса, кузов вместимостью 8,6 м³, оборудованный скребковым конвейером. Грузоподъемность вагона 15 т, скорость передвижения с грузом 8 км/ч. Вагон предназначен для доставки калийных руд от забоя к рудоспуску на расстояние до 200 м.

Вагон-самосвал ВС-5П1 (рис. 40) работает в комплексе с погрузочной машиной ППН-2Г-1.

Вагон может использоваться не только для перевозки горной массы, но также для доставки металлических конструкций, леса и других материалов на подэтажах.

На рудниках Джезказганского горно-металлургического комбината для доставки руды от забоя до капитальных рудоспусков на расстояние 400—800 м применяют 20-тонные автосамосвалы Могилевского завода МОАЗ-6401-9585. Руда в них

Техническая характеристика вагона-самосвала ВС-5П1

Грузоподъемность, т	5
Вместимость кузова, м³	1,6
Установленная мощность, кВт	16
Скорость движения по горизонтальному участку, км/ч:	
с грузом	3,5
без груза	4
Габариты, мм:	
длина	3000
ширина	1400
высота	1500
Масса, т	3,0

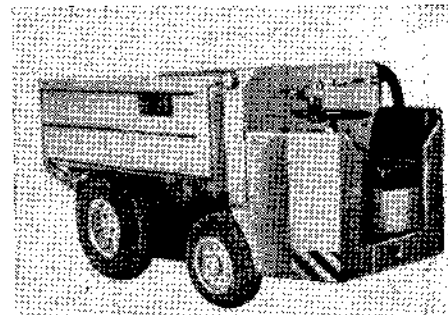


Рис. 40. Вагон-самосвал ВС-5П1 грузоподъемностью 5 т

загружается экскаваторами ЭП-1 (ЭП-1А) с ковшом вместимостью 1 м³.

С 1981 года выпускается новая модель автосамосвала ЖТМОАЗ-7405-9586 с грузоподъемностью 22 т.

Испытания автосамосвала при погрузке экскаватором ЭП-1А песчаника с коэффициентом крепости 12—16 при максимальном размере кусков 800 мм показали его высокие эксплуатационные качества. При расстоянии транспортировки 0,95 км по трассе с уклоном от 0 до 10° средняя скорость груженого автосамосвала составила 10 км/ч, а порожнего — 12 км/ч. Время загрузки автосамосвала 225 с; техническая производительность — 92 т/ч.

Из зарубежного оборудования наиболее известны подземные автосамосвалы, выпускаемые фирмами «Кируна Трак» и «Хэгглюнд» (Швеция), «Вагнер» и «Эймко» (США), «Гуте-хоффнунгсхютте» (ФРГ). Грузоподъемность автосамосвалов от 3,5 до 75 т, мощность дизельных двигателей 33—490 кВт, высота при разгрузке 3,5—7,5 м. Один из наиболее распространенных в Швеции автосамосвалов марки 412Г грузоподъемностью 18 т может эксплуатироваться в выработках сечением не менее 3,2×3,5 м² при уклоне до 10°. При работе в комплексе с колесным погрузчиком с ковшом вместимостью 2,6 м³ загрузка кузова производится за 4 мин. На разгрузку затрачивается 13 с.

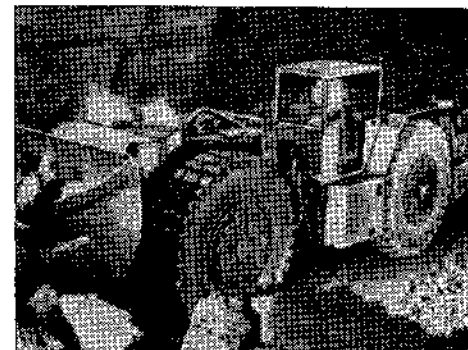


Рис. 41. Машина ПД-12 в забое

ТАБЛИЦА 4

Показатели	Ковшовые					С ковшом и кузовом		
	ПД-2	ПД-3	ПД-5	ПД-8	ПД-12	ПТ-4	ПТ-6	ПТ-10
Грузоподъемность, т	2	3	5	8	12	4	6,0	10
Вместимость кузова, м³	—	—	—	—	—	1,5	2,5	4
Вместимость ковша, м³:								
основного	1,0	1,5	2,5	4	6	0,2	0,5	1
сменного	0,8	1,0	2 и 3	3 и 4,5	4 и 8	—	—	—
Габариты, мм:								
длина	5950	7300	7850	9000	9500	3350	3600	8500
ширина	1320	1600	1900	2500	2500	1800	2010	2500
высота	1860	2120	2240	2500	2650	2120	2120	2500
Высота разгрузки ковша, мм	1200	1600	1800	2200	2300	—	—	—
Наибольшая высота при погрузке и разгрузке, мм	—	—	—	—	—	2240	2600	3250
Радиус поворота, мм	4350	4700	5500	7500	7100	4000	5600	8000
Дорожный просвет, мм	200	260	330	350	435	200	250	400
Преодолеваемый подъем, град	25	18	18	18	18	8	12	5
Привод	Дизельный					Пневматический		Дизельный
Максимальная скорость, км/ч	10	20	20	20	30	4,8	4,5	30
Установленная мощность, кВт	50	85	110	300	250	90	130	200
Масса, т	7	11	13,5	22,4	28	7,1	10	16

самоходных вагонов, кроме конструктивных данных и способа загрузки, зависит и от расстояния доставки.

В настоящее время широкое распространение получили погрузочно-доставочные (транспортно-доставочные) машины, которые подразделяются на ковшовые (ПД), транспортирующие горную массу в ковше (рис. 41), и машины с ковшом и кузовом (ПТ), транспортирующие горную массу в кузове. В настоящее время предусмотрено создание пяти типоразмеров ковшовых машин грузоподъемностью 2, 3, 5, 8 и 12 т (соответственно ПД-2, ПД-3 и т. д.) и пяти с ковшом и кузовом грузоподъемностью 2,5; 4; 6; 10 и 16 т (соответственно ПТ-2,5; ПТ-4 и т. д.). Привод у машин может быть дизельный, дизель-электрический, электрический, пневматический.

Выпуск большинства указанных типоразмеров машин освоен. Их техническая характеристика приведена в табл. 4.

У погрузочно-транспортных машин с кузовом вместимостью 1—2,5 м³ максимальная производительность достигается при

транспортировании руды на расстоянии 30—50 м. Мощные машины применяют при расстояниях транспортирования до 300 м.

Ковшовые погрузочно-транспортные машины иногда используются для загрузки транспортных средств, подаваемых непосредственно к забою. В этом случае они выполняют роль колесных ковшовых погрузчиков, заменяя погрузочные машины и экскаваторы. Так, в шахтах Джезказганского горно-металлургического комбината при работе машины ПДХ-8 (ДК-2,8Д) в комплексе с автосамосвалами в определенных условиях достигнуты более высокие показатели, чем при работе экскаватора ЭП-1.

Производительность ковшовых погрузочно-транспортных машин при различных расстояниях транспортирования приведена ниже.

Погрузочно-транспортные машины	ПД-5	ПД-8	ПД-12
Расстояние транспортирования, м . . .	100	100	45
Производительность, т/смену:			
средняя	240	400	600
максимальная	—	600	1050
Скорость движения, км/ч:			
с грузом	—	—	3,0
без груза	—	—	3,4

Из зарубежных погрузочно-доставочных агрегатов можно отметить машины фирмы «Эймко» и «Джой» (США), «Тамрок» (Финляндия), «Шопф Машиненбау» (ФРГ). Вместимость ковшей от 0,8 до 10 м³, мощность дизельных двигателей от 33 до 400 кВт.

При подземной разработке для транспортирования руды на небольшое расстояние и зачистки почвы применяют также бульдозеры на гусеничном или пневматическом ходу, с дизельным или электрическим приводом. На рудниках Ачисайского комбината для транспортирования руды при отработке пологих и наклонных рудных тел на участках, где пребывание людей было небезопасно, применяли подземный бульдозер БПДУ-2 с дистанционным управлением. При транспортировании руды на расстояние 60 м производительность его при угле 25° составила 50 т/ч, по горизонтали — 30 т/ч.

Доставка конвейерами и скреперами. Конвейерная доставка весьма перспективна, так как обеспечивает высокую производительность и в сочетании с вибропитателями позволяет вести поточную технологию добычи с перемещением полезного ископаемого от забоя непосредственно до поверхности.

По конструкции и принципу действия конвейеры бывают ленточные, скребковые, пластинчатые и вибрационные.

Обычные ленточные конвейеры целесообразно применять при малоабразивной мелкокусковой руде (крупностью кусков не более 200—300 мм). Их чаще используют при механической отбойке. Для транспортирования крупнокускова-

тых руд созданы специальные ленточные конвейеры. Одним из них является ленточно-тележечный конвейер (КЛТ), у которого верхняя грузовая ветвь ленты не перекатывается по стационарным роlikоопорам, а свободно лежит на дугообразных траверсах-тележках и увлекает их в движение силой трения. Траверсы на роликах перемещаются по рельсовым направляющим и соединены между собой неприводной бесконечной цепью, фиксирующей их взаимное расположение.

Техническая характеристика конвейера КЛТ-160

Техническая производительность, т/ч	2500
Ширина ленты, мм	1600
Тип ленты	TK-300 (пять прокладок)
Скорость движения, м/с	1
Опорный орган верхней ветви	Ходовая тележка
Расстояние между траверсами, мм	1400
Максимальный размер транспортируемого куска, мм	1500
Длина конвейера, м	150
Мощность электропривода, кВт	160
Масса конвейера, т	121

Конвейер (рис. 42) был испытан на Юкспорском руднике ПО «Апатит». Комплекс включает вибропитатели 1 (ПВРА-4,5/1,4 или ПВУ), установленные в нишах 2 под выпускными дучками, конвейер 3, установленный на почве орта 4, перегрузочный пункт 5, состоящий из двух спаренных питателей того же типа, магистральный конвейер 6 (КЛТ-160), транспортирующий руду до рудоперепускового ствола. Рудный массив был представлен апатито-нефелиновыми рудами с коэффициентом крепости 6—8. Выход кусков крупнее 1000 мм составил 3,3 %.

Руду вибропитателями выпускали непосредственно на ленту конвейера. В одновременной работе находилось 2—3 питателя. Дробление негабаритов производили непосредственно на лотке питателя. При работе конвейера были получены следующие показатели.

Производительность комплекса, т/смену:	
средняя	3757
максимальная	5700
Производительность труда рабочего на выпуске и транспортировании, т/чел-смену	750
Время чистой работы комплекса в течение смены, %	40
Вторичное дробление и проветривание, %	25
Простои, %	35

Ускорение монтажных работ и снижение трудовых затрат возможно при замене стационарных конвейеров передвижными. При этом отсутствует необходимость предварительной установки всех вибропитателей.

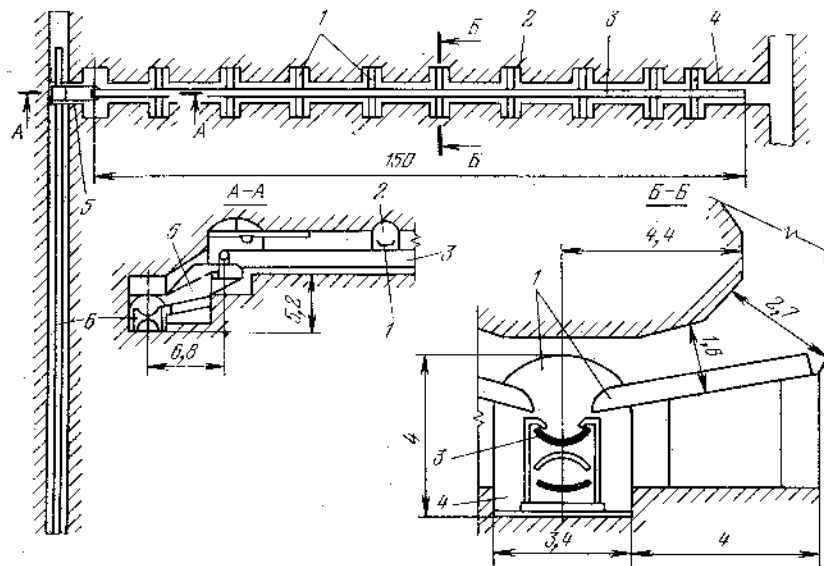


Рис. 42. Схема установки конвейерного комплекса для поточной выдачи руды

На шахте Первомайского рудоуправления в Кривбассе успешно испытан ленточный конвейер КЛЗД с шириной ленты 1200 мм, длиной 52 м при транспортировании руды с $f=8 \div 12$. Максимальный размер куска, транспортируемого без остановки конвейера, — 1200 мм. Руда выпускалась вибропитателями ПВУ на самоходный перегружатель ПЛК, изменяющий направление потока руды в соответствии с направлением установки конвейера. С конвейера руда поступала в этажный аккумулирующий восстающий, оборудованный в основании вибролюком 1 АШЛ. Среднесменная производительность составила 657 т, а максимальная 1010 т.

Для транспортирования абразивных крупнокусковых руд применяют пластинчатые конвейеры. Один из них КИС (конвейер изгибающий самоходный) длиной 73 м предназначен для транспортирования руды крупностью до 800 мм в погрузочно-доставочном агрегате (ПДА) с двухковшовым погрузчиком П2К и разгрузочным устройством, позволяющим вести разгрузку с любого участка конвейера. Техническая производительность 4—5 м³/мин.

Виброконвейеры по принципу действия и устройству аналогичны вибропитателям, но имеют большую длину. Они собираются из секций с общим или индивидуальным приводом и работают, как правило, в комплексе с вибропитателями.

Виброконвейер ВР-80 длиной 32 м состоит из 16 секций и обеспечивает транспортирование руды крупностью 0,8 м. Про-

изводительность его на Риддерском руднике составляла 300—700 т/смену.

Виброконвейер ВУР-80М1 (Текелйский свинцово-цинковый комбинат) при работе с двумя-тремя вибропитателями транспортирует 350—800 т руды в смену на расстояние 30 м.

Скребокковые конвейеры в настоящее время применяются редко.

Скреперная доставка, являвшаяся основным способом механизированной доставки на протяжении последних трех десятилетий, все еще занимает значительное место, хотя удельный вес ее в последние годы уменьшается. Например, на рудниках Кривбасса в 1980 г. в работе находилось более тысячи скреперных лебедок, которыми было доставлено и погружено $\frac{2}{3}$ всей горной массы.

Простота устройства, небольшая стоимость скреперного оборудования, легкость его перестановки, надежность в работе, небольшие расходы на ремонт, разнообразные условия применения, возможность совмещения транспортирования с погрузкой являются достоинствами скреперной доставки, благодаря которым она широко используется при многих системах разработки.

В зависимости от физико-механических свойств скреперуемых пород и необходимой производительности применяют скреперы различных форм и вместимости. В настоящее время распространены литые скреперы и шарнирно-складывающиеся гребкового типа.

Наиболее распространены скреперы вместимостью от 0,2 до 0,5 м³, реже от 0,6 до 1,0 м³. Мощность скреперных лебедок 25—100 кВт. Скреперные установки используются для транспортирования руды непосредственно в очистном пространстве от забоя до рудоспуска или погрузочного полка; на горизонте скреперования от рудоспусков до погрузочных полков.

Скреперы используют также для транспортирования в очистное пространство закладочного материала.

Обычно применяют одинарное скреперование руды по прямой в одном направлении, реже — по выработкам, расположенным под углом одна к другой. В последнем случае применяют две скреперные лебедки или скреперуют одной лебедкой «под углом» сначала в одном направлении, затем, после переноса головного блока, — в другом.

В широких очистных забоях, во избежание частого переноса скреперного блока, применяют трехбарабанные скреперные лебедки.

Схемы скреперования тесно связаны с конструкцией системы разработки и рассматриваются при их описании.

Длина скреперования колеблется от 8 до 40 м и редко достигает 80—100 м. Чем меньше вместимость скрепера, тем меньше должно быть среднее расстояние транспортирования.

В зависимости от вместимости скрепера и мощности лебедки наибольший транспортируемый кусок руды имеет размеры от 300 до 1200 мм. Производительность скреперных установок 100—500 т/смену.

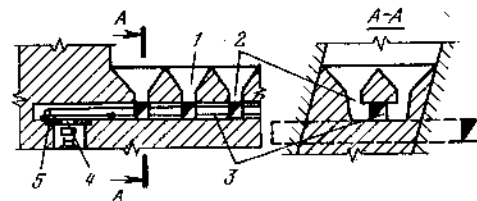


Рис. 43. Схема выработок горизонта скреперования

Широкое распространение в настоящее время получило транспортирование руды по горизонту скреперования (рис. 43). В этом случае руда в рудоприемные воронки 1 и дучки 2 поступает под действием силы тяжести, а затем скрепером транспортируется по штреку 3 (орту) до откаточной выработки. Штрек скреперования располагают либо непосредственно в кровле откаточной выработки, либо на несколько метров выше; тогда штрек скреперования соединяют с откаточной выработкой рудоспуском.

Расположение штрека скреперования в кровле откаточной выработки предпочтительнее, особенно в крепких рудах, так как позволяет избежать устройства выпускных люков. Руда поступает в вагонетки через окно 4 в скреперном полке 5.

Скреперная доставка малопроизводительна, создает большую запыленность в выработках, при ней осложняется выпуск руды из дучек. Установка вибропобудителей и вибролент под дучками, улучшающая истечение руды на выработки скреперования, увеличивает производительность скреперных установок.

Другие способы транспортирования, кроме рассмотренных, применяются редко и обусловлены специфическими условиями применяемой системы. Например, при наклонном залегании рудного тела применяется взрыводоставка, а при разработке наклонных тонких жил — гидродоставка.

§ 36. ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ И ЛИКВИДАЦИЯ ЗАВИСАНИЙ РУДЫ

Производительность выпуска, погрузки и транспортирования руды во многом определяется гранулометрическим составом ее. На многих рудниках размер кондиционного куска принимается равным 400—1000 мм. На рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, он не превышает 250—350 мм.

При взрывной отбойке выход негабаритов может достигать 25—30 %, а затраты на их дробление — до 50—80 % от расходов на отбойку руды.

Вторичное дробление негабаритных кусков осуществляют взрывным или механическим способами. Накладные заряды

в виде сыпучего, патронированного ВВ или в форме кумулятивных шашек укладывают на поверхность куска руды и взрывают огневым способом или детонирующим шнуром. Это возможно при безопасном подходе к негабариту. Современные вибропитатели и отдельные конвейеры достаточно прочны, что дает возможность разбивать отдельные негабариты руды с применением ВВ. В вязких рудах для размещения зарядов бурят мелкие шпур.

Иногда крупные куски убирают с помощью погрузочно-доставочного оборудования в сторону, а затем разрушают серийными зарядами.

Негабаритные куски часто «зависают» в рудоспуске, дучке; доступ к ним затруднителен и опасен. Зависания бывают неустойчивыми, если они возникают вследствие расклинивания в рудоспуске нескольких кусков руды.

Для ликвидации зависаний в дучку (рис. 44, а) вводят заряд ВВ 1 массой 3—5 кг с отрезком детонирующего шнура и зажигательной трубкой 2, прикрепленной к концу шеста 3 длиной 3—4 м. Длина детонирующего шнура должна быть достаточной для размещения зажигательной трубки в безопасном месте. Аналогично ликвидируют зависания в рудоспусках над люками и вибропитателями. Если при повторном взрывании увеличенного заряда зависание не устраняется, следовательно, дучка перекрыта одним крупным негабаритом. В этом случае (рис. 44, б) через падштрековый целик бурят шпур 3 до центра негабарита, затем его заряжают не на всю глубину и взрывают.

Нередко зависания руды в рудоспусках (особенно перепускных) происходят на большой высоте. В этих случаях используют динамореактивные снаряды (гранатометы) ДРС.

Гранатометы состоят из гранаты с кумулятивным или фугасным босвым зарядом и пускового ствола. Калибр гранат 130, 160, 200, 260 мм; масса от 3,6 до 21,1 кг; заряд от 1,4 до 11,5 кг.

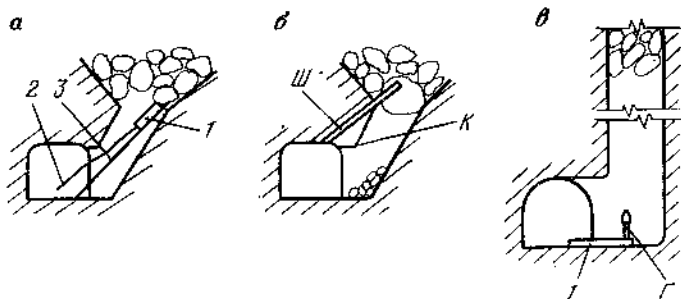


Рис. 44. Способы ликвидации зависаний руды в дучках и рудоспусках

Пусковой ствол гранатомета Г (рис. 44, в) крепится к любой опоре 1, обеспечивающей прицеливание и жесткое крепление его.

При подаче электрического импульса (из безопасной зоны) происходит воспламенение порохового заряда и гранате сообщается ускорение. При ударе с препятствием инициирует от взрывателя боевой заряд.

Применение гранатометов целесообразно при высоте зависания не менее 5—6 м. Сборка гранатомета производится на месте работ перед его использованием.

В процессе выпуска руды рудный козырек К (см. рис. 44, б) иногда от частых взрывов для ликвидации зависаний разрушается и руда пересыпается в доставочную выработку.

На шахте «Южная» Гороблагодатского рудоуправления устраивают искусственные козырьки из старых скреперов, которые обеспечивают выпуск 35—40 тыс. т руды без видимых разрушений их.

Уменьшение числа зависания в выпускной дучке достигается при установке в основании ее вибропобудителей В-2Э и В-2П. При испытаниях вибропобудителей число зависаний на 1000 т выпущенной руды уменьшилось с 7 до 2, а удельный расход ВВ на их ликвидацию — с 0,113 до 0,037 кг/м³.

На некоторых шахтах применяется посадка зависшей в дучках руды с помощью пневмопушки. При ее включении сжатый воздух через сопло направленной ударной воздушной волной воздействует на зависание, разрушая его. Если разрушения не происходит, делаются повторные выстрелы.

Ведутся работы по созданию установок для механического дробления негабаритов.

Легкий бутобой БП-2 позволяет разрушать не очень крупные куски. На Турьинском руднике Урала впервые применили бутобойную установку с дистанционным управлением УДНГ

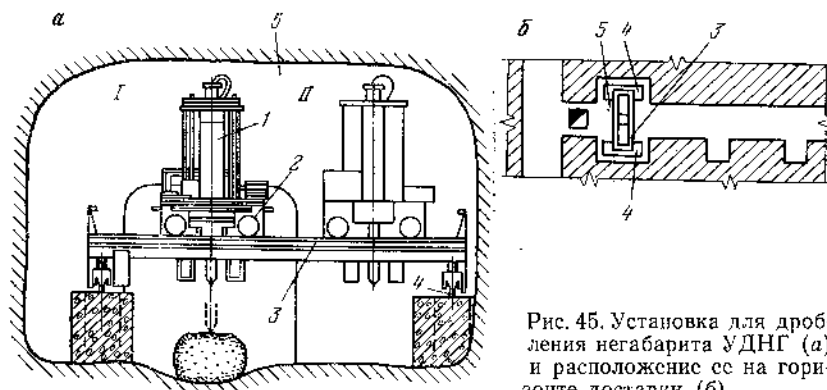


Рис. 45. Установка для дробления негабарита УДНГ (а) и расположение ее на горизонте доставки (б)

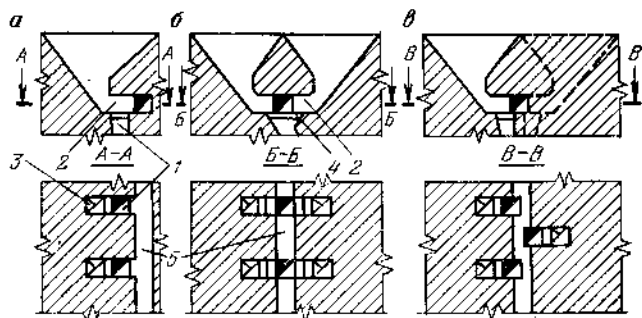


Рис. 46. Конструкция горизонтов грохочения

(рис. 45). Она состоит из блока ударного действия 1, тележки 2, моста 3, опор 4, на которых уложены рельсы для перемещения моста. Перемещением тележек и моста пневмомолот блока ударного действия можно прицельно установить над негабаритом в пределах перемещения тележки и моста. Установка монтируется в камере 5 высотой 4 м, длиной 6,6 м и шириной 7,5 м. Камера крепится анкерной крепью с сеткой; опоры моста — железобетонные тумбы с рельсами Р-50 длиной 4 м для продольного его перемещения.

При разбивке негабарита бутобой находится в положении I при транспортировании руды (скрепером, виброконвейером и др.) — в положении II. Установка может быть смонтирована и над грохотом рудоспуска. При опускании молота на кусок в течение 1—2 с происходит несколько ударов, негабарит разбивается и молот автоматически отключается.

В результате применения такой установки производительность скрепера возросла в 3 раза.

На Гайском руднике была испытана установка на базе бутобоя МТ-101, установленная у капитального рудоспуска. Она позволила дробить куски в поперечнике до 1,8 м, объемом до 2 м³. Производительность ее составила 12—15 м³/ч.

При необходимости вторичного дробления руды выше кровли выработок откаточного горизонта на 5—12 м в основании дучек сооружают выработки горизонта вторичного дробления (грохочения), которые соединяются с ним рудоспусками, перекрытыми грохотами.

На рис. 46 показаны схемы такого горизонта с односторонним (а), двухсторонним симметричным (б) и шахматным расположением камер грохочения.

Рудоспуск 1 соединяет откаточный горизонт с камерой грохочения 2, примыкающей к дучкам 3. Устье рудоспуска перекрывается грохотом 4 из металлических (рельсовых) или трубчатых колосников, просветы между которыми соответствуют

размеру кондиционного куска. Для сообщения между камерами грохочения проводится выработка 5.

Куски, не прошедшие через грохот, дробятся накладными зарядами или установленным в камере пневматическим бутобоем.

Такая технология выпуска руды нерентабельна из-за большого объема нарезных работ и трудоемкости выпуска руды через грохот.

§ 37. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

В результате проведения горных выработок равновесно-напряженное состояние горных пород, в котором они находились в нетронутом массиве земной коры, нарушается. Вокруг горных выработок возникает поле напряжений — горное давление, действующее на окружающий массив, целики и крепь.

Величина и характер горного давления зависят от многих факторов. Одни из них определяются природными условиями (глубина разработки; размеры, форма и угол падения залежи; физико-механические свойства горных пород), другие создаются в процессе разработки месторождений. К числу последних относятся: способ поддержания выработанного пространства, размеры, форма и взаимное расположение выработок, скорость подвигания забоя, способ отбойки, продолжительность отработки блока и др.

Первостепенное значение имеют устойчивость руд и вмещающих пород и глубина разработки.

С углублением горных работ способы и параметры очистной выемки необходимо изменять: уменьшать площадь обнажения пород всякого бока, ограничивать применение систем с открытым выработанным пространством, увеличивать размеры целиков. На больших глубинах напряжения в окружающих выработки горных породах имеют значительную величину и могут, достигнув определенного предела, вызвать такие явления, как горный удар и стреляние пород или пластическая их деформация — вспучивание пород, разрушение целиков и др.

Совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в подземных выработках в целях обеспечения безопасности и необходимых производственных условий работы называется управлением горным давлением. Эти мероприятия применительно к очистному пространству называют поддержанием выработанного пространства. В более узком смысле поддержание выработанного пространства — это сохранение его устойчивости путем искусственного подпора боков и кровли очистного пространства целиками, закладочным материалом, отбитой рудой или крепью.

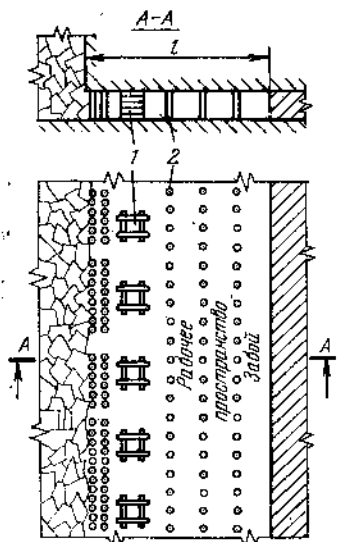


Рис. 47. Разработка с обрушением кровли:

1 — костры; 2 — отдельные стойки

При подземной разработке рудных месторождений поддержание выработанного пространства является одним из основных процессов для предотвращения на определенное время массового сдвижения пород, окружающих выработанное пространство, и обеспечения безопасных условий работы людей.

Важное значение при очистной выемке имеет правильный выбор способа поддержания выработанного пространства. От него в первую очередь зависят безопасность работ, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания, интенсивность разработки и производительность рудника. Способ поддержания очистного пространства положен в основу многих современных классификаций подземных систем разработки рудных месторождений.

Сохранение устойчивости кровли и боков очистного пространства. Ограничение пролета обнажения кровли и боков. Устойчивость пород в кровле и боках очистного пространства зависит не только от крепости этих пород и давления, которое они испытывают со стороны окружающего массива, но также и от пролета или площади обнажения.

Чрезмерное обнажение кровли и боков приводит к нежелательным последствиям: частичным или массовым обвалам кровли и боков, развитию сильного горного давления, разрушению крепи и необходимости ее восстановления, потерю руды и росту ее разубоживания, аварийному состоянию и остановке работ. Между тем при правильном подборе размеров обнажения бока и кровля, сложенные теми же породами, могут долго стоять без искусственного поддержания.

Поэтому правильное определение площади или пролета обнажения является одним из важнейших средств сохранения обнаженных пород в устойчивом состоянии.

Сохранение допустимого пролета обнажения кровли достигается обрушением вмещающих пород (обычно всякого бока) по мере производства очистной выемки (рис. 47). Если для поддержания пород при небольшом пролете достаточно крепление стойками, то с увеличением пролета давление постепенно возрастает и становится настолько сильным, что крепь разрушается не только в отдалении от забоя, но и непосредственно в рабочем пространстве. Снизить давление на за-

бой и стоящую вблизи него крепь можно, уменьшив пролет обнажения обрушением кровли. Кровлю обрушают путем удаления («выбивки») крепи, а при щитовой крепи — перемещением щита к забоя (см. гл. 7).

Допустимая длина консоли зависит от свойств пород и мощности месторождения. Соответственно этому расстояние l , через которое производится обрушение пород, — шаг обрушения — бывает неодинаковым.

Характер обрушения кровли также различен: слабые породы опускаются быстро и спокойно на небольшой площади, крепкие — обрушаются только на больших участках, иногда внезапно.

Сущность обрушения вмещающих пород по мере выемки рудного тела связана с самим процессом очистной выемки и детально может быть выяснена при изучении систем разработки.

Придание кровле камер сводообразной формы (при камерно-столбовых системах) заметно увеличивает их устойчивость.

Величина подъема свода в кровле теоретически должна быть равна высоте свода естественного равновесия, свойственного данным породам и пролету обнажения кровки. Практически от этой величины часто приходится отступать в меньшую или большую сторону исходя из конкретных условий.

Сокращение времени очистной выемки блока. Прочность пород со временем уменьшается, под действием давления со стороны окружающего массива породы растрескиваются, ранее скрытые трещины раскрываются и распространяются вглубь. Кроме того, массив обнаженной породы может терять прочность под влиянием выветривания.

Низкая интенсивность очистной выемки приводит к возрастанию расходов по креплению, а также к потерям и разубоживанию руды, увеличению числа несчастных случаев, снижению производительности труда.

Соответствие направления подвигания очистной выемки строению массива руды. Направление трещин, плоскостей ослабления или слоистости в руде должно учитываться при выборе направления подвигания очистной выемки не только для облегчения отбойки, но и для обеспечения устойчивости кровли. Если обнаженная поверхность кровли параллельна трещиноватости или слоистости, то кровля будет легко отслаиваться, обрушаться и потребует прочной крепи. Изменением направления выемки улучшается устойчивость кровли.

Нарушение рудной кровли восходящими шпурами иногда заставляет отказываться от бурения телескопными бурильными молотками в сильно трещиноватой руде.

Уменьшение сейсмического эффекта взрыва. Чем крупнее одновременно взрываемый заряд, тем мощнее сотрясательное действие, которое он оказывает на окружающий массив, вызывая растрескивание пород кровли и боков. В связи с этим от-

казываются от применения глубоких шпуров (скважин) и мощных зарядов, уменьшают диаметр шпуров, изменяют сетку их расположения и порядок взрывания. Применение короткозамедленного взрывания, особенно при массовых взрывах, способствует уменьшению сейсмического действия зарядов ВВ.

Способы поддержания. Поддержание рудными целиками широко применяется как самостоятельный способ поддержания, так и в комбинации с другими способами — креплением, закладкой, магазинированием.

Рудные целики оставляют навсегда либо только на время разработки данного участка.

В зависимости от назначения и расположения целики делятся на охранные, оставляемые для охраны от обрушения стволов и сооружений; междуэтажные, оставляемые над и под выработками основного горизонта разрабатываемых этажей; междублочные, оставляемые на границе между двумя соседними блоками; внутризайные, оставляемые внутри очистного пространства камеры или выемочного участка.

Междуэтажные целики оставляют обычно временно на период отработки этажа или его части для поддержания очистного пространства и подготовительных выработок (рис. 48, а). Междуэтажный целик состоит из потолочины 1 (или подстреккового целика) и днища 2 (надстреккового целика) вышележащего этажа. Потолочина бывает сплошной, а днище изрезано рудоприемными воронками и рудоспусками.

Междублочные целики 3, так же как и междуэтажные, служат для поддержания подготовительных выработок, напри-

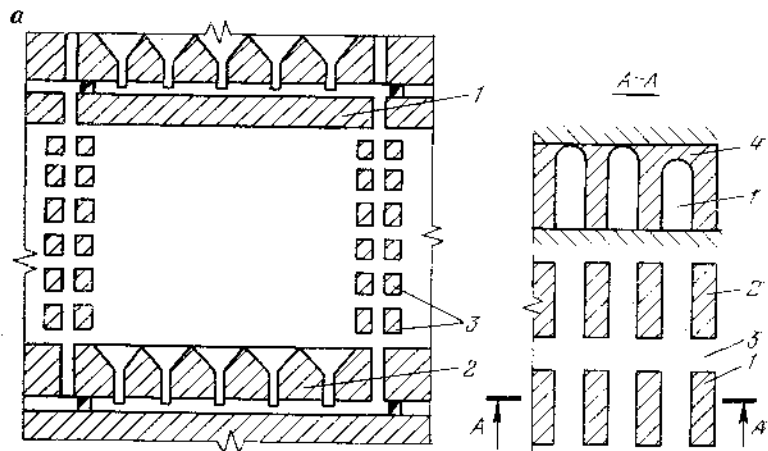


Рис. 48. Рудные целики в крутопадающем (а) и пологозалегающем (б) рудных телах

мер восстающих, и одновременно являются опорой обнаженных боков и кровли очистного пространства.

При разработке пологопадающих месторождений (рис. 48, б) между камерами 1 оставляют целики 2 прямоугольной, круглой или овальной формы. В поперечном направлении целики прорезаются рассечками 3. Иногда рассечек не делают и оставшиеся между камерами длинные целики называют ленточными. Если налегающие породы устойчивы, то руду вынимают до кровли; если же они недостаточно крепки, то над камерой оставляют подкровельный целик 4.

Внутризайные целики часто используются для поддержания кровли в пологопадающих месторождениях, разрабатываемых системами с открытым очистным пространством.

В зависимости от характера кровли, ценности руды и постоянства содержания в ней металла внутризайные целики располагают через определенные расстояния с более или менее постоянными размерами и формой или без соблюдения постоянства формы и размера целиков.

Размеры камер и междуканальных целиков изменяются в больших пределах в зависимости от назначения их, устойчивости руды и пород, мощности месторождения и глубины разработки и др.

На руднике им. Коминтерна в Кривбассе при коэффициенте крепости руды $f=6 \div 7$ и вмещающих пород $f=8 \div 10$ безопасные условия обеспечивались при следующих площадях обнажения (m^2) в зависимости от глубины разработки.

Глубина разработки, м . . .	307	367	437
Для всячего бока	900—1000	800—900	700—800
Для потолочины	700—800	600	500

На глубине 517 м из-за низкой устойчивости этаж отработывали двумя обособленными по высоте камерами.

Акад. Л. Д. Шевяковым, проф. В. Д. Слесаревым и другими разработаны методы расчета целиков для горизонтальных и пологопадающих месторождений. Однако учесть в расчетах многообразие горно-геологических и производственных условий, влияющих на устойчивость целиков, трудно, поэтому оптимальные размеры их определяют в процессе эксплуатации месторождения.

Поддержание рудными целиками — простой и экономичный способ. Однако применение его в ценных, а иногда и средней ценности рудах нецелесообразно вследствие значительных потерь руды. В случае отработки их потери руды достигают 50—60%. В последнее время при разработке ценных руд применяют искусственные целики, возводимые путем заполнения бетоном заранее созданных камер. После затвердевания бетона руду между искусственными целиками извлекают.

Поддержание целиками с увеличением глубины разработки (700—800 м и более) невозможно из-за «стреляния» горных пород.

Это явление характеризуется внезапным выбрасыванием с большой скоростью отдельных кусков породы, а иногда и значительной массы породы из забоя и боков выработок. Такие явления, сопровождаемые обычно воздушными ударами, наблюдаются в крепких породах как следствие разрядки их от перенапряженного состояния. Оставление в этих условиях рудных целиков, своеобразных «концентраторов» напряжений, способствует усилению подобных явлений. Поэтому на больших глубинах для поддержания выработанного пространства применяют закладочный материал.

Поддержание закладкой. Процесс закладки состоит в заполнении выработанного пространства закладочным материалом: пустой породой, хвостами обогатительных фабрик и т. д. Этот способ широко распространен при подземной разработке руд цветных, редких металлов и золота.

Разработка с закладкой связана с большими расходами, но иногда она является надежным средством поддержания, способствует полноте извлечения руды, уменьшению расхода крепежного леса, пожаробезопасности работ, улучшению условий вентиляции.

По степени заполнения выработанного пространства закладка может быть полной или частичной.

В зависимости от состава закладочного материала и способа его транспортирования различают: сухую закладку — закладочный материал не содержит воды сверх его естественной влажности; мокрую и глинизированную закладку — закладочный материал сухой, но поливается по мере заполнения выработанного пространства водой или пульпой из воды, глины и песка (применяется редко); гидравлическую закладку — смесь закладочного материала с водой в виде пульпы перемещается в выработанное пространство по трубам; твердеющую гидравлическую закладку, в состав которой входят компоненты, способные в водной среде отвердевать и цементировать закладочный массив; пневматическую закладку — сухой закладочный материал, перемещается по трубам под действием сжатого воздуха.

Источники получения закладочного материала, организация закладочных работ, достоинства, недостатки различных способов закладки и условия их применения рассмотрены в гл. 9.

Поддержание магазинированием руды. Отбитую руду временно оставляют в очистном пространстве для создания опоры работающим в забое и для поддержания боковых пород вместо закладочного материала (рис. 49). Поскольку руда при отбойке разрыхляется и увеличивается в объеме, излишки ее

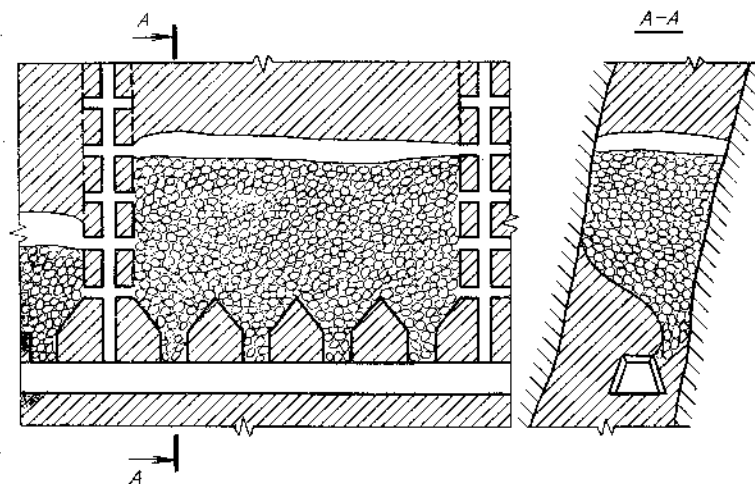


Рис. 49. Разработка с магазинированием руды

(30—40 %) выпускают по мере отбойки. Вся замагазинированная руда выпускается после отработки блока.

Движение руды в очистном пространстве происходит под действием силы тяжести, поэтому магазинирование применимо только при крутом падении рудного тела.

Отбитая руда является временным средством поддержания в период очистной выемки блока; как правило, руду магазинируют при относительно устойчивых вмещающих породах.

Магазинируют руды не слеживаемые, не возгорасные и не окисляющиеся в отбитом состоянии.

Поддержание искусственной крепью. Для крепления очистного пространства применяют дерево, реже бетон, сталь и другие материалы.

Конструкции деревянной крепи очистных выработок: распорная крепь — простая, усиленная, составная; костровая крепь; крепёжные рамы; станковая крепь.

Применение крепи различных конструкций описывается при рассмотрении систем разработки. При системах разработки с обрушением вмещающих пород используют древесный мат и щитовую крепь.

Древесный мат (рис. 50) — настил из бревен 1, укладываемых на почву отработанных выработок. На него после выемки заходок 2 обрушают крепь 3 и поддерживаемый ею мат вышележащего слоя вместе с пустыми породами. При отработке нижележащего слоя 4 древесный мат препятствует проникновению пустых пород в выработанное пространство. Таким образом, здесь сочетается поддержание крепежными рамами и древесным матом (настилом) с обрушением вмещаю-

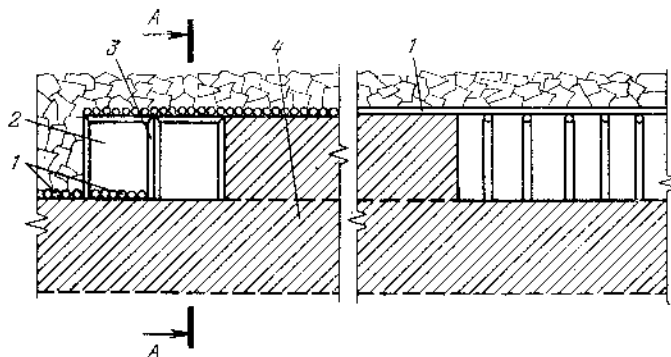


Рис. 50. Выемка руды под защитой древесного мата

ших пород для уменьшения размеров очистного пространства.

Щитовая крепь получила распространение в угольной промышленности; при разработке рудных месторождений применяется редко. Щит, под которым ведется очистная выемка руды, состоит из нескольких рядов скрепленных между собой бревен. По мере извлечения руды щит вместе с налегающими на него пустыми породами опускается.

При разработке пологих месторождений применяют металлическую механизированную щитовую крепь.

Конструкция и технология очистной выемки под защитой древесного мата и щитовой крепи рассмотрены в гл. 10.

Глава 7

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

§ 38. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ

К этому классу относятся системы разработки, при которых очистное пространство в процессе выемки остается открытым и поддержание его осуществляется рудными (иногда породными) целиками.

В ряде вариантов систем этого класса в очистном пространстве устанавливают простую крепь для поддержания отдельных участков кровли или для сооружения настила для работающих. Иногда камера частично заполняется отбитой рудой, нахождение которой в очистном пространстве вызывается не требованием технологического процесса разработки, а организационными причинами (отсутствие транспорта, необходимость создания резерва запасов отбитой руды и др.).

Несмотря на снижение удельного веса систем с открытым очистным пространством, они еще имеют широкое распространение при подземной разработке рудных месторождений. Так, на рудниках Кривбасса ими добывается около 30% железной руды, а при разработке медных руд — более 50%.

Обязательным условием применения систем с открытым очистным пространством является устойчивость руды и окружающих пород. Применение их возможно в рудных телах с разнообразной формой, размерами, углом падения ценностью руд.

Практика горных работ показывает, что разработку с открытым выработанным пространством можно вести до глубины порядка 800 м. При большей глубине усиливается опасность работ вследствие возможности горных ударов и взрывов; кроме того, в результате увеличения горного давления возникает необходимость в оставлении целиков больших размеров.

В зависимости от способа ведения очистной выемки выделяют пять основных групп систем данного класса.

Потолкоуступные системы разработки с подвиганием уступного фронта очистной выемки снизу вверх — от нижнего основного штрека к верхнему вентиляционному.

Сплошные системы разработки с подвиганием фронта очистных работ по всей длине или ширине блока с нерегулярным оставлением постоянных рудных целиков. При небольшой мощности применяют крепление. Линия очистных забоев бывает прямой или уступной.

Камерно-столбовые системы разработки отличаются систематическим чередованием параллельных выемочных камер и разделяющих их междукamerных целиков с подвиганием фронта очистной выемки в каждой камере вдоль ее длинной оси.

Системы разработки с подэтажной отбойкой. Отличительная особенность системы заключается в разделении блока по высоте на подэтажи и отбойке руды из подэтажных выработок. Фронт очистной выемки подвигается по всей высоте блока в виде вертикальной или уступной линии.

Этажно-камерные системы разработки характеризуются отбойкой руды глубокими скважинами на всю высоту камеры вертикальными слоями или на всю длину камеры горизонтальными слоями.

Применявшиеся ранее почвоуступные системы этого класса в настоящее время распространения не имеют и поэтому не рассматриваются.

Переходные системы подэтажно- и этажно-камерные с последующей закладкой камер рассматриваются в классе комбинированных систем разработки.

Потолкоуступные системы с открытым очистным пространством применяют при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью 0,6—3 м.

Так как эти системы рассчитаны в основном на доставку руды под действием силы тяжести, их применяют при крутом падении.

Вмещающие породы и руда должны быть устойчивы, так как в противном случае необходимо усиливать крепь и усложнять ее конструкцию. Такая система становится ближе к классу систем с креплением очистного пространства. Граница между системами этих двух классов устанавливается условно. К первым принято относить системы, где применяется простая распорная крепь, а ко вторым — системы со сложной усиленной крепью.

Поскольку затраты на мелкошпуровую отбойку и на крепление значительны, системы нецелесообразно применять для разработки бедных руд. Склонность руды к слеживанию, включение в ней пустых пород, а также характер контактов существенного значения не имеют.

Характерная особенность потолкоуступных систем состоит в уступной форме забоев, расположенных над работающими, которые находятся на настиле, уложенном на распорную крепь.

Если отбойка ведется горизонтальными шпурами (рис. 51, а), то уступы делают короткими (длиной 2—4 м); при отбойке восходящими шпурами наиболее удобны уступы длиной 10—12 м (рис. 51, б). Длинные уступы более распространены — они обеспечивают широкий фронт работ для высокопроизводительного бурения телескопными перфораторами. Высота уступов 1,8—2,2 м.

На рис. 51, в показан вариант потолкоуступной системы с отбойкой восходящими шпурами.

Подготовительные работы заключаются в проведении откаточного штрека 1 и проходке восстающих. В рассматриваемом варианте восстающий 2 проходит в центре блока, а на флангах по мере выемки руды сооружают материально-ходовые восстающие 3.

Высота этажа от 30 до 60 м и принимается в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения. Устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют принимать наибольшую высоту этажа. С увеличением высоты этажа усложняются условия доставки крепи, передвижения рабочих, проходки восстающих и поддержания выработанного пространства.

Над откаточными штреками оставляют надштрековые целики высотой 2—2,5 м или устанавливают распорную крепь.

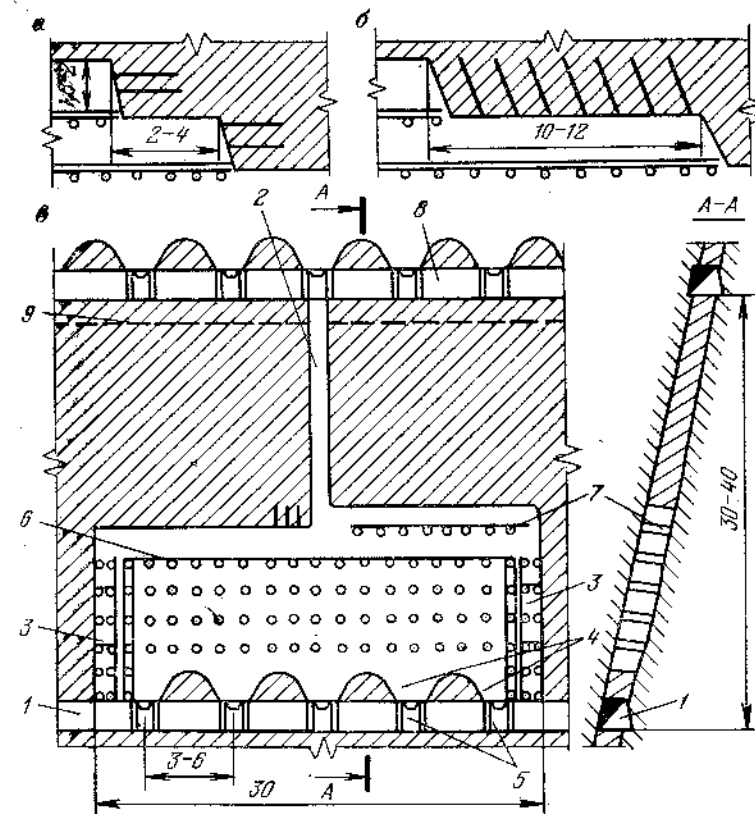


Рис. 51. Короткие (а) и длинные (б) уступы. Потолкоуступная система разработки (в)

В надштрековых целиках через 3—6 м проходят рудоспуски, верхняя часть которых расширяется в воронки 4.

Длину блока принимают в пределах 30—80 м. Восстающий крепят распорками, разделяя его на два отделения: ходовое, оборудованное лестницами, и материальное — для доставки крепи.

Очистные работы ведут одновременно в нескольких блоках, расположенных рядом. Начинают их с проведения подсечного штрека на высоту 1,8—2 м над целиком. Горизонтальные шпуры бурят ручными перфораторами, отбитую руду через рудоспуски выпускают на почву откаточного штрека и затем убирают погрузочными машинами. После этого в рудоспусках устанавливают люки 5.

При разделении блока на два уступа улучшается организа-

ция очистных работ, передвижение рабочих становится более безопасным. Наличие восстающего в центре блока упрощает доставку материалов с верхнего горизонта.

Глубина восходящих шпуров обычно равна высоте уступа. Бурят их с временных полков 6, укладываемых на распорную крепь 7. Распорная крепь служит опорой для настила и предохраняет вмещающие породы от местных вывалов.

Расстояние между распорками равно высоте уступа, между распорками в ряду — 1,6—1,8 м. В случае необходимости в местах нарушения боковых пород устанавливают дополнительные распорки.

Перед взрывом настил с распорок убирают и руда под действием силы тяжести перемещается между распорками до выпускного люка.

Для проветривания очистных забоев свежий воздух подается через фланговые восстающие. Отработанный воздух через центральный восстающий поступает на вентиляционный штрек 8 и затем к вентиляционному стволу.

Во время отбойки руды распорная крепь ломается или выбивается. На ее восстановление затрачивается дополнительный труд в сложных и опасных условиях. Поэтому иногда руду доставляют по рудоспускам, сооружаемым путем обшивки досками соседних вертикальных рядов распорной крепи.

Для сохранения верхнего вентиляционного штрека оставляют подштрековый целик 9 толщиной 2,5—3 м, отрабатываемый позднее.

Оценка системы. Непрерывное обновление кровли и возможность ее своевременной оборки снижают опасность от обрушения руды.

Обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места, и поэтому отдельные обрушения крупных кусков породы безопасны. Однако возможность падения рабочих в очистное пространство с настила, особенно после нарушения его взрывами, создает опасность работ и снижает производительность труда забойных рабочих. Небезопасна и работа крепильщиков при восстановлении нарушенной взрывами распорной крепи.

По данным практики, производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 1—2 м³/смену, расход крепежного леса — 0,06—0,12 м³ на 1 м³ очистного пространства.

Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлений жилы, а также гибкость системы, позволяющая при необходимости изменять технологию и конструктивные элементы, являются достоинствами системы разработки.

Вместе с тем отмеченные выше недостатки приводят к замене ее системой с магазинированием руды.

На руднике «Приморский» успешно прошел испытания вариант с панельной потолкоуступной выемкой

с помощью механизированного комплекса, передвижающегося по монорельсу.

Сущность варианта состоит в следующем. Блок (рис. 52) длиной 30—50 м и высотой 60—80 м буровыми восстающими 1 делится на панели. В буровом восстающем по лежащему боку монтируется монорельс 2 из секций длиной 1,5 м. По нему перемещается самоходный полок 3 с двумя колонковыми перфораторами ПК-60. Размеры полка: высота — 4500 мм, длина (по простиранию рудного тела) — 3500 мм, ширина — 1750 мм. Комплекс может обруивать рудные тела мощностью до 5 м при глубине бурения до 12,5 м.

Глубина бурения, определяющая число панелей в блоке, зависит от характера рудного тела. При невыдержанных элементах залегания она снижается до 1,5—3 м.

После обруивания слоя толщиной 1,5—3 м скважинами (Ск) производится зарядание шпуров (скважин) и демонтаж 1—2 секций монорельса. Полок с рабочими перемещается в вентиляционный штрек.

После проветривания цикл повторяется.

Отбитая руда через воронки и дучки поступает на штрек скреперования 4 и через рудоспускное отделение восстающего 5 грузится в вагоны на откаточном штреке 6.

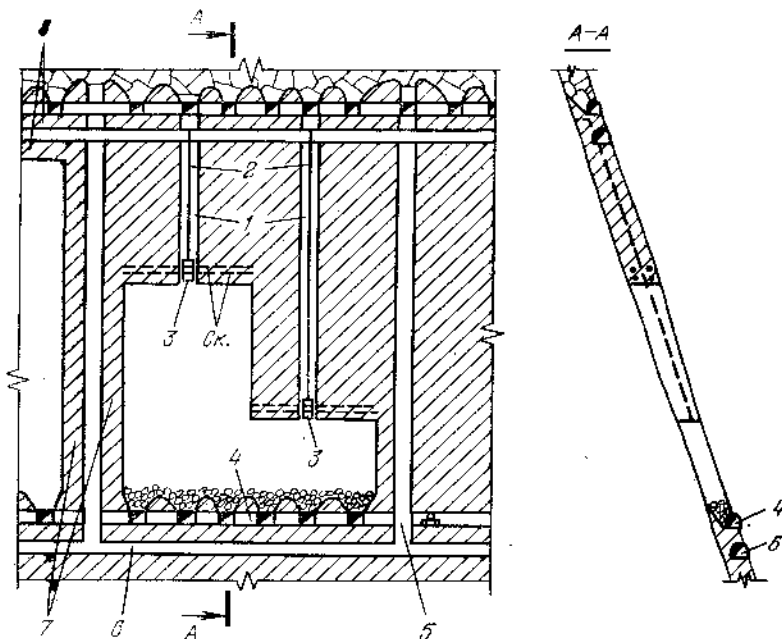


Рис. 52. Вариант потолкоуступной системы с панельной выемкой руды механизированным комплексом

В блоке одновременно может работать 1—2 комплекса.

Поддержание вмещающих пород осуществляется междукамерными 7 и междуэтажными 8 целиками.

По сравнению с обычным вариантом потолкоуступной системы применение механизированного комплекса позволяет обеспечить более безопасные условия труда бурильщиков, исключить установку распорной крепи и повысить производительность труда.

На руднике «Приморский» при отработке руд с коэффициентом крепости $f=14$, средней мощности рудного тела 2,5—2,8 м и глубине скважин 12 м производительность труда бурильщика, забойного рабочего и рабочего по системе составила соответственно 18,7; 13,9 и 5,4 м³/чел.-смену. При этом расход ВВ на отбойку достиг 2,1 кг/м³, а удельный метраж скважин — 0,73 м/м³.

В рассмотренном варианте большой объем подготовительно-нарезных работ связан с проходкой большого числа восстающих, особенно при небольшой ширине панели. Поэтому для проходки их необходимо применять механизированный комплекс КПВ.

§ 40. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ

К системам со сплошной выемкой относятся системы с открытым очистным пространством, применяемые при разработке полных, реже наклонных рудных тел средней и ниже средней мощности. В рудных телах мощностью 10—12 м эти системы применяют в порядке исключения, часто заменяют их камерно-столбовыми. Форма забоя прямолинейна или слегка искривленная; в мощных месторождениях она бывает уступной. Вследствие недостаточного падения залежи доставка руды под действием силы тяжести невозможна.

Поддержание кровли в выработанном пространстве осуществляется нерегулярно оставляемыми целиками, преимущественно на участках руд с пониженным содержанием металла, а при небольшой мощности — простейшими видами крепи (стойки, костры).

К сплошным относят также системы, применяемые и в крутопадающих рудных телах с прямолинейной формой забоя, подвигаемой по всей длине блока снизу вверх или сверху вниз.

В эту группу включают также системы с уступным забоем для пологозалегающих рудных тел небольшой мощности.

Устойчивость кровли является обязательным условием применения сплошных систем с открытым очистным пространством. При разработке мощных рудных тел должна быть устойчивой и руда.

Вследствие значительных потерь в целиках применение этой системы целесообразно в рудах сравнительно невысокой ценности.

Системы со сплошной выемкой для рудных тел небольшой мощности. Варианты систем различают по направлению очистной выемки в блоке: по простиранию (рис. 53, а), по восставанию (рис. 53, б) и по падению (рис. 53, в).

Во всех случаях отбойка руды осуществляется мелкими шпурами, а доставка — скреперованием. При очень пологом падении и соответствующей мощности пласта возможно применение погрузочно-транспортных машин.

Поддержание выработанного пространства осуществляется стойками, кустовой крепью, рудными междублоковыми и междупанельными целиками.

Хорошие экономические показатели обеспечиваются при варианте сплошной системы с выемкой по падению. В этом случае упрощается транспортирование руды, так как она после взрыва не разбрасывается, а сосредоточивается в основном вдоль линии очистного забоя.

Для подготовки из откаточного штрека через каждые 80—120 м проходят блоковые восстающие длиной 60—70 м и сечением 6 м² (см. рис. 53, в). По центру блока проходится доставочный восстающий. Очистная выемка начинается с проведения отрезной щели шириной 2,5—3 м параллельно вентиляционному штреку. В последующем для облегчения транспортирования линии забоя придают уклон в сторону доставочного восстающего.

Руду транспортируют вдоль забоя до восстающего. Скреперная лебедка может устанавливаться как в выработанном

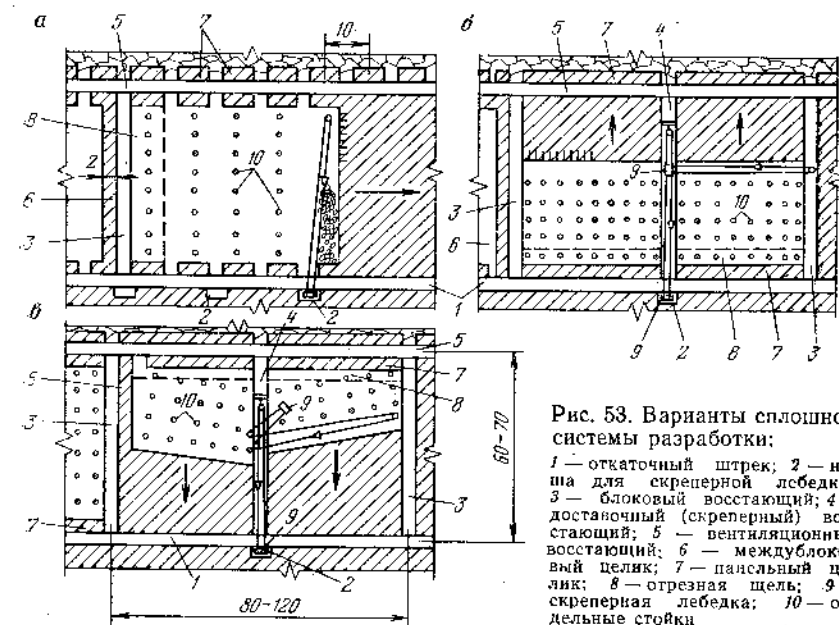


Рис. 53. Варианты сплошной системы разработки:

1 — откаточный штрек; 2 — на-
ша для скреперной лебедки;
3 — блоковый восстающий; 4 —
доставочный (скреперный) вос-
стающий; 5 — вентиляционный
восстающий; 6 — междублоко-
вый целик; 7 — панельный це-
лик; 8 — отрезная щель; 9 —
скреперная лебедка; 10 — от-
дельные стойки

пространстве (см. рис. 53, в), так и на тележке в самом восстающем (см. рис. 53, б). В последнем случае перед каждым взрывом ее откатывают по рельсовому пути в восстающем вниз. Второй лебедкой, установленной в камере против восстающего, руду транспортируют до откаточного штрека.

На одном редкометальном месторождении с углом падения 10—15° и коэффициентом крепости руды $f=8+12$ были испытаны все три варианта сплошной системы. При этом были достигнуты следующие технико-экономические показатели (%).

	По прости- ранию	По восста- нию	По падению
Суточная производительность блока	100	133	164
Производительность труда	100	103	116
Себестоимость 1 т руды	100	94	93

Сплошные системы разработки в мощных пологопадающих рудных телах. Эти системы целесообразно применять в рудных телах, имеющих участки непромышленных руд, которые можно оставлять в целиках.

Сплошная выемка мощных рудных тел по сравнению с выемкой маломощных и средней мощности имеет следующие особенности:

1. Отбойка руды производится иногда с разделением залежи по мощности на несколько уступов.

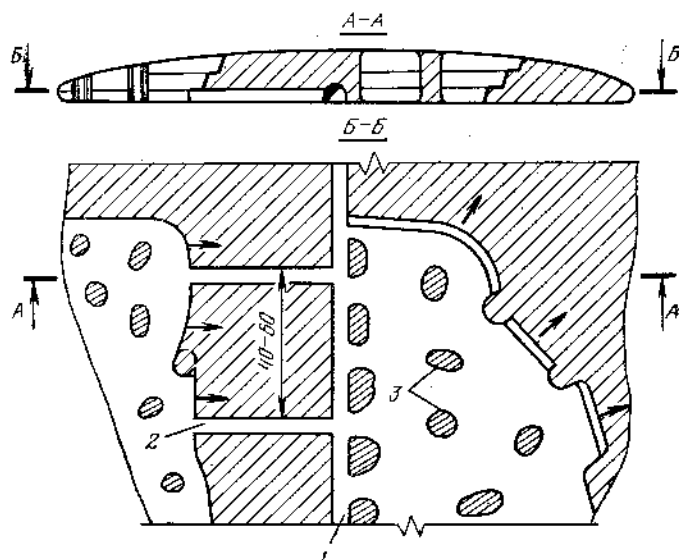


Рис. 54. Система со сплошной выемкой в мощных рудных телах

2. Применяется скреперная доставка, но ввиду большого выхода негабаритов она не всегда эффективна. Значительная высота очистного забоя позволяет применять мощные погрузочные машины.

Так же, как при камерно-столбовых системах разработки, возможно применение безрельсовых самоходных машин: экскаваторов, погрузочных машин, бурильных установок, автосамосвалов, самоходных вагонеток и др.

При наступающем порядке очистную выемку начинают сразу после сбойки рудным откаточным штреком 1 (рис. 54) главного подъемного ствола со вспомогательным. Фронт очистной выемки подвигается одновременно в нескольких направлениях, вслед за ним наращивают откаточные забойные пути.

При вскрытии уклоном или штольной применением автосамосвалов позволяет упростить схему подземного транспорта; возможно движение автосамосвала непосредственно от забоя до обогатительной фабрики на поверхности.

При наступающей выемке перемещение людей и оборудования происходит через все выработанное пространство, кровля и междуканальные целики в котором могут быть нарушены. Поэтому необходимо на участках, где происходит движение людей, тщательно следить за кровлей, своевременно удалять заколы. Для этого применяют самоходные тележки с телескопической колонной и самоходные бурильные установки. Применение штанговой крепи также уменьшает опасность ведения работ.

При отступающей выемке условия труда безопаснее, лучше проветривание. В этом случае до начала очистных работ до границы шахтного поля проводят поперечные штреки 2 (см. рис. 54). Целики 3 являются основным средством поддержания кровли. Форма целиков, их размеры и расстояние между ними непостоянны и зависят как от размеров и расположения участков бедной или непромышленной руды, так и от характера кровли. В большинстве случаев расстояние между целиками, т. е. пролет облаженной кровли, не превышает 20 м; горизонтальные размеры целиков 5—10 м. При таком соотношении размеров пролета и целиков последние занимают в среднем от 10 до 25 % площади залежи.

В мощных рудных телах сплошные системы применяют редко, так как нерегулярное оставление целиков не обеспечивает устойчивости кровли и безопасности работ.

§ 41. КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ

Особенностью этих систем разработки является систематическое чередование параллельных выемочных камер и постоянных, как правило, поддерживающих целиков.

Камерно-столбовые системы связаны с оставлением в целиках более 15—20 % запасов полезного ископаемого. При разработке неценных полезных ископаемых, таких, например, как соль, в целиках оставляют до 50—60 % всех запасов.

Камерно-столбовые системы применяют при разработке горизонтальных и пологопадающих рудных тел мощностью от 2 до 30 м (редко больше) с устойчивой рудой и падающими породами.

Ввиду больших потерь применение системы целесообразно для разработки малоценных полезных ископаемых.

Варианты камерно-столбовой системы различают по способам отбойки руды и форме забоя, транспортировки руды и форме целиков. Выработки основного горизонта располагают либо по руде на уровне почвы пласта, либо в подстилающих породах на глубине 4—10 м от почвы пласта.

Полевая подготовка применяется при скреперной транспортировке, а также при наклонном залегании рудных тел.

Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования. Представленный на рис. 55 вариант применяется при разработке Джезказганского месторождения с мощностью рудной залежи 3—8 м. Руда отрабатывается безуступным (сплошным) по вертикали забоем.

Между главным откаточным штреком 1 и вентиляционным штреком 2 на расстоянии 150 м располагаются панельные штреки 3. Из них через каждые 40 м проводят заезды 4, которые по мере выемки панели сбивают разрезными штреками 5.

Очистная выемка начинается с образования отрезной цели путем отбойки руды в кровле и с боков разрезного штрека.

Для улучшения проветривания линии забоев придаетя уступная форма. При бурении шпуров применяют бурильные установки 6 марки СБУ-2М в забоях высотой до 5 м и СБУ-2К в забоях высотой до 8 м. Диаметр шпуров 42 мм, глубина 2,3—3,8 м. Производительность отбойки 200—300 т/смену, выход горной массы 1,25 м³/м шпура. Шпуры заряжаются с помощью пневматической машины ПМЗШ-2.

Погрузка отбитой руды в самоходные вагоны 7 марки МОАЗ осуществляется погрузочными машинами 8 марки ПНБ-4, а при высоте камеры 6,5—8 м — подземным экскаватором ЭП-1 или ковшовыми погрузчиками ПДМ-8. Производительность погрузки 300—500 т/смену. Для зачистки почвы применяется бульдозер БПД-2Д.

Поддержание кровли осуществляется оставлением ленточных целиков 9 и внутрипанельных цилиндрических целиков 10 диаметром 6—8 м. Кровля камер крепится железобетонными анкерами с бурильной установки СП-8А, а в необходимых случаях кровлю покрывают торкрет-бетоном толщиной 35—40 мм.

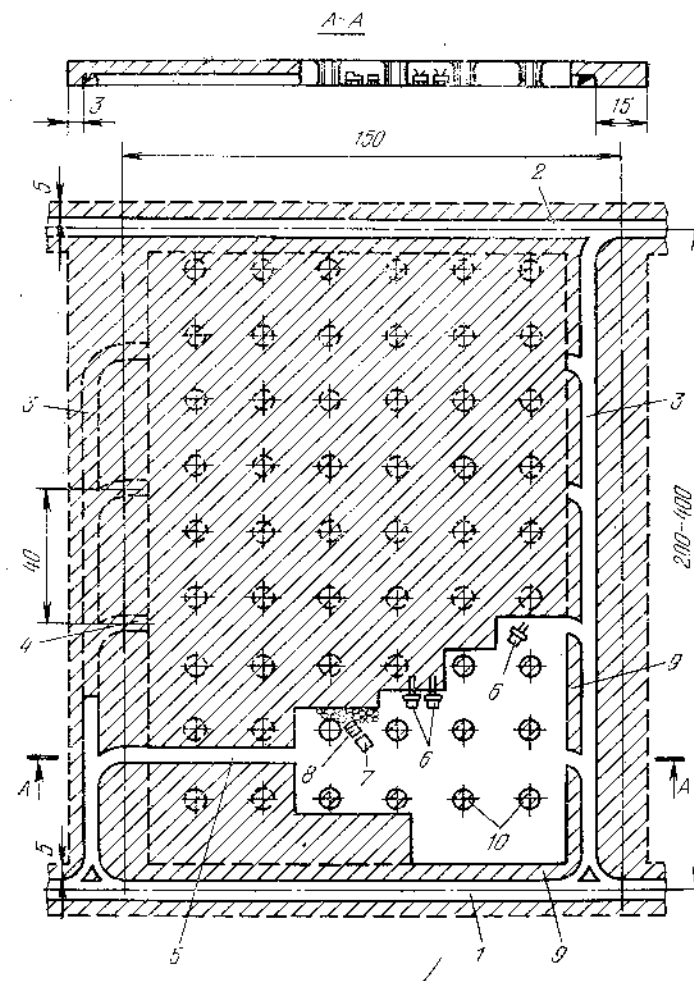


Рис. 55. Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования

Производительность труда забойного рабочего — 30 м³/смену.

Как показали промышленные испытания, повысить эффективность использования самоходного оборудования и производительность труда можно путем поточного перемещения оборудования вдоль замкнутого контура очистных забоев (рис. 56, а). В этом случае ликвидируются простои забойного оборудования из-за отсутствия фронта работ и потери рабочего времени на перегоны машин при взрывных работах в места укрытия и об-

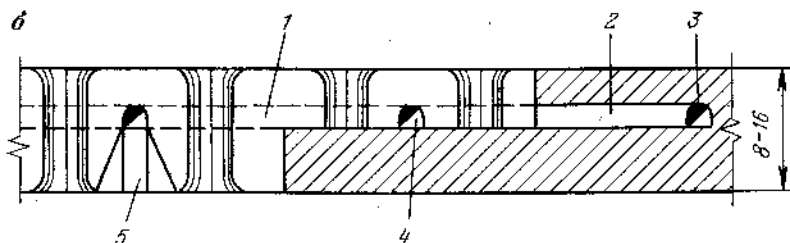
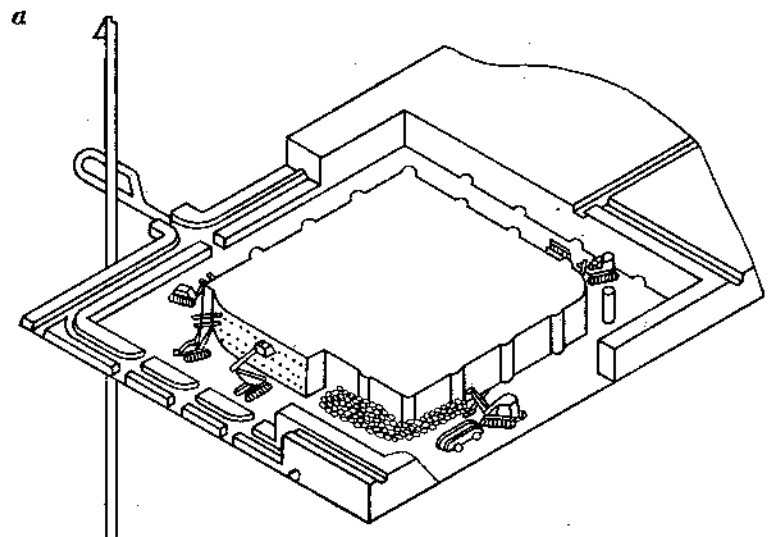


Рис. 56. Замкнутый контур очистных забоев при камерно-столбовой системе разработки (а) и послойная отработка панели (б):

1 — панельный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — сборный вентиляционный штрек; 4 — транспортно-вентиляционный штрек; 5 — съезд на почву нижнего слоя

ратно. Коэффициент использования оборудования при этом составляет 0,65.

При мощности рудного тела от 8 до 16 м применяется послойная уступная выемка (рис. 56, б). В каждом слое применяется тот же комплект оборудования, что и при сплошной выемке. Нижний слой зарезается из заездов после продвижения верхней подсежки на 40 м. По центру панели проводится вентиляционный штрек. При мощности более 16 м руду отбивают тремя слоями. При большой высоте кровли для ее осмотра и крепления применяют самоходные полки СП-18А и СП-25.

Рассмотренный вариант камерно-столбовой системы с перемещением самоходного оборудования по почве пласта можно

применять при углах падения рудного тела до 8—10°. При больших углах предпочтительнее применение систем без нахождения людей в очистном пространстве.

Вариант камерно-столбовой системы с самоходным оборудованием для наклонно-залегающих рудных тел. В качестве примера рассмотрим вариант, применяемый на Ачисайском полиметаллическом комбинате (рис. 57) при мощности рудного тела 10 м и угле падения 10—20°.

Этаж высотой 90 м разбивается на два подэтажа. На откаточном горизонте проводят рудный и полевой штреки 1 и орты 2. В основании каждого подэтажа проводят транспортные штреки 3 и штреки подсежки 4. По центру каждой камеры проходят буровой восстающий 5, из которого бурильной установкой СБУ-2М бурят веерные комплекты скважин. После взрывания и проветривания через буровой восстающий на тресе в камеру спускают бульдозер 6 марки БПДУ-2 с дистанционным управлением. Он зачищает почву пласта, перемещая руду к погрузочным ортам. Производительность бульдозера 250—300 т/смену.

Транспортно-погрузочной машиной 7 руда транспортируется по транспортным штрекам к разгрузочным камерам 8 и 9 и через восстающий 10 и рудоспуск (на нижнем подэтаже) поступает в транспортные средства на откаточном горизонте.

При ширине камер 15 м оставляют ленточные целики толщиной 5 м.

Производительность труда забойной группы составляет 50 т/смену.

При углах падения свыше 30—35° зачистки почвы не требуется, так как руда полностью отбрасывается к выпускным выработкам, направленным по падению залежи взрывом, т. е. имеет место переход к варианту камерно-столбовой разработки с доставкой руды силой взрыва.

Обычно послойное взрывание скважин начинают после полного оборудования блока. Взрывные работы в соседних блоках ведут с опережением на несколько метров, что способствует лучшей устойчивости кровли и целиков. Скважины в веере взрывают с миллисекундными задержками. Системы с доставкой руды взрывом нашли широкое применение на Миргалымсайском месторождении при углах падения залежи 35—55°.

Камерно-столбовой системой разрабатывали пласт мощностью 15—17 м с углом падения 2° на одной из шахт Новомосковского гипсового комбината. Коэффициент крепости гипса $f=2$. Ввиду неустойчивости кровли оставляли потолочину (рис. 58). Просеки в целиках, расположенные в шахматном порядке, служили для перемещения машин из камеры в камеру.

Забой был сплошной. Шпуров глубиной 2,5 м бурили электросверлами. Производительность труда бурильщика составляла 120—140 м³ горной массы в смену.

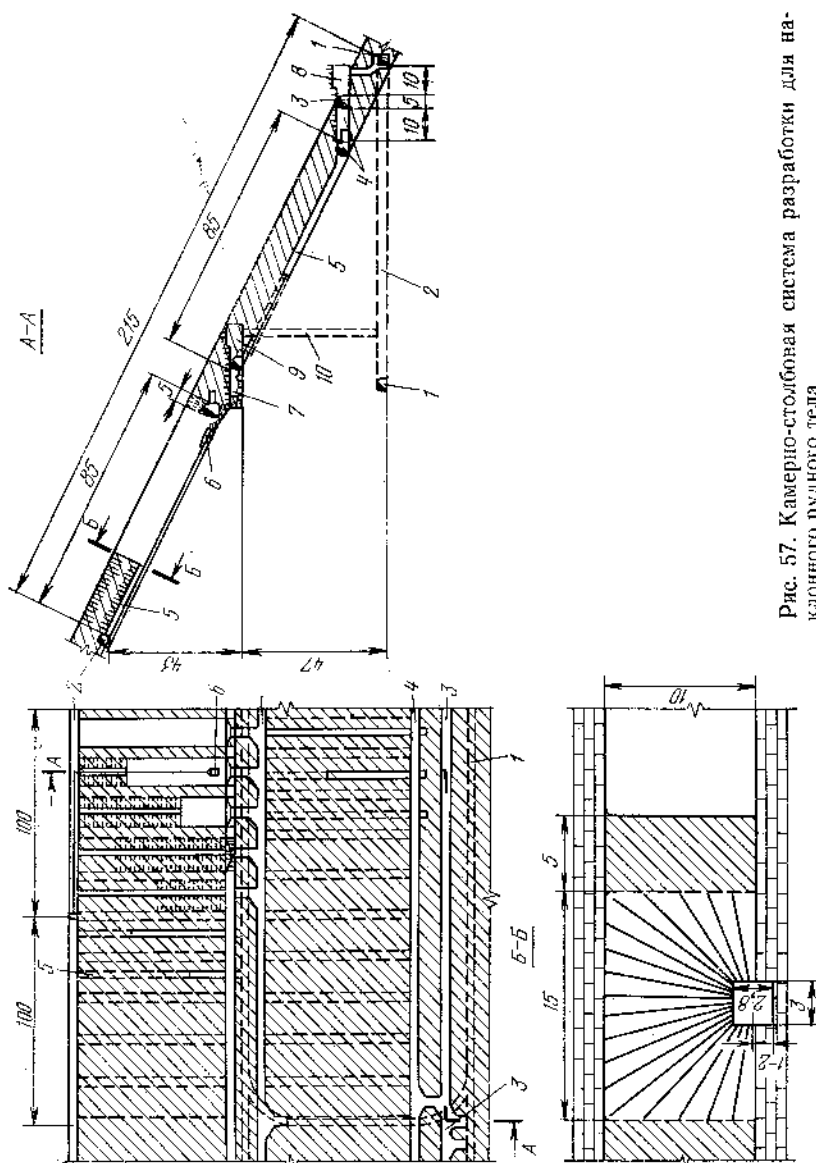


Рис. 57. Камерно-столбовая система разработки для наклонного рудного тела

Погрузку гипса в автосамосвалы производили экскаваторами.

Камерно-столбовые системы получили широкое применение при разработке калийных солей. Это связано с недопустимостью проликования подземных вод при обрушении вмещающих пород.

При отработке камер Старибского месторождения при работе комбайнов были достигнуты высокие технико-экономические показатели: производительность труда забойного рабочего составила 80—150 т/смену, участковая себестоимость руды — 0,6—0,9 руб/т.

Оценка перспектив совершенствования системы. По достоинствам, недостаткам, условиям применения и технико-экономическим показателям сплошные и камерно-столбовые системы сходны между собой. Камерно-столбовые системы обладают теми же особенностями или отличиями, что и сплошные системы, а в применении их различия незначительны. При одинаковых условиях эксплуатации и в том же оборудовании они являются равнозначными.

Основные достоинства сплошных и камерно-столбовых систем заключаются в простоте производства, широком фронте работ, возможности применения высокопроизводительного оборудования и низкой себестоимости добычи руды.

Повышенная опасность ведения работ в камере под обнаженной кровлей, значительные потери руды в целиках являются основными недостатками этих систем. Разубоживание руды невелико и не превышает 6—7 %. Удельный объем подготовительных работ изменяется от 1,5—2,5 м на 1000 т в мощных месторождениях и при применении самоходного оборудования — до 7—8 м при небольшой мощности и полевой подготовке.

Дальнейшее развитие камерно-столбовых систем разработки связано с использованием тяжелого самоходного оборудования, которое, как показывает опыт Миргалимсайского рудника, целесообразно при разработке не только пологих, но и

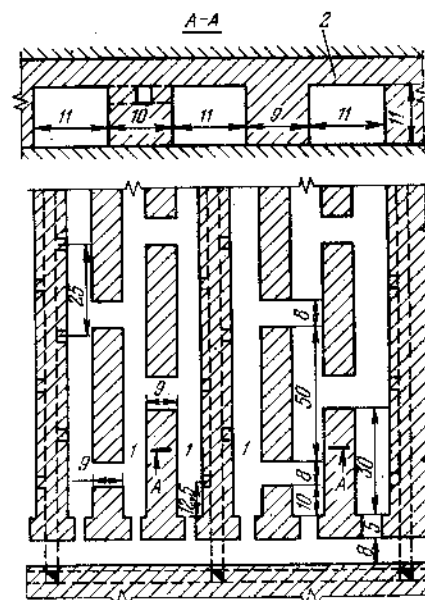


Рис. 58. Камерно-столбовая система разработки гипсового месторождения:
1 — камеры; 2 — потолочина

наклонных пластовых (30—40°) месторождений при расположении камер по простиранию.

Широкие возможности для применения камерно-столбовых систем с самоходным оборудованием имеются при разработке пластовых месторождений каменной соли, гипса и других.

С целью уменьшения потерь руды в ряде случаев целесообразен переход от камерно-столбовой системы к системам с последующей закладкой камер твердеющим материалом и отработкой целиков.

§ 42. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПОДЭТАЖНОЙ ОТБОЙКОЙ

Условия применения. В настоящее время область применения систем разработки с подэтажной отбойкой сократилась вследствие замены ее системами этажно-камерного, этажного и подэтажного обрушения.

Применение данной системы целесообразно при следующих условиях: при крутом падении рудного тела при мощности его от 10 до 20 м; при средней крепости и крепкой руде; при сравнительно невысокой ее ценности; при отсутствии включений пустой породы; при устойчивых боках.

При небольшой мощности и значительной крепости руды удорожаются подготовка и отбойка. Недостаточный угол падения, большая мощность, высокая ценность руды, наличие в ней крупных включений пустой породы отрицательно сказываются на показателях системы: увеличиваются затраты труда на транспортирование руды, возрастает ущерб от ее потерь, снижается производительность труда и интенсивность разработки. Применение системы при этих условиях нецелесообразно, так как при этом требуются изменения в технологическом процессе, а это связано с удорожением добычи руды.

Неустойчивость боковых пород или руды при применении данной системы вызывает большую опасность работ, увеличение разубоживания и потерь руды.

Для выяснения сущности системы рассмотрим вариант с отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин (рис. 59) и выпуском руды на почву выработок основного горизонта.

Подготовительные работы состоят в проведении откаточного 1, вентиляционного 2 штреков и проходки блоковых восстающих 3. Из откаточного штрека проходят погрузочные камеры 4 с двухсторонним расположением дучек 5. Погрузочные камеры сбивают с вентиляционным штреком сбойками 6. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 7, а в центре блока проходят отрезной восстающий 8.

Начальная стадия очистной выемки заключается в расширении дучек в воронке 8 с одновременной подсечкой блока над

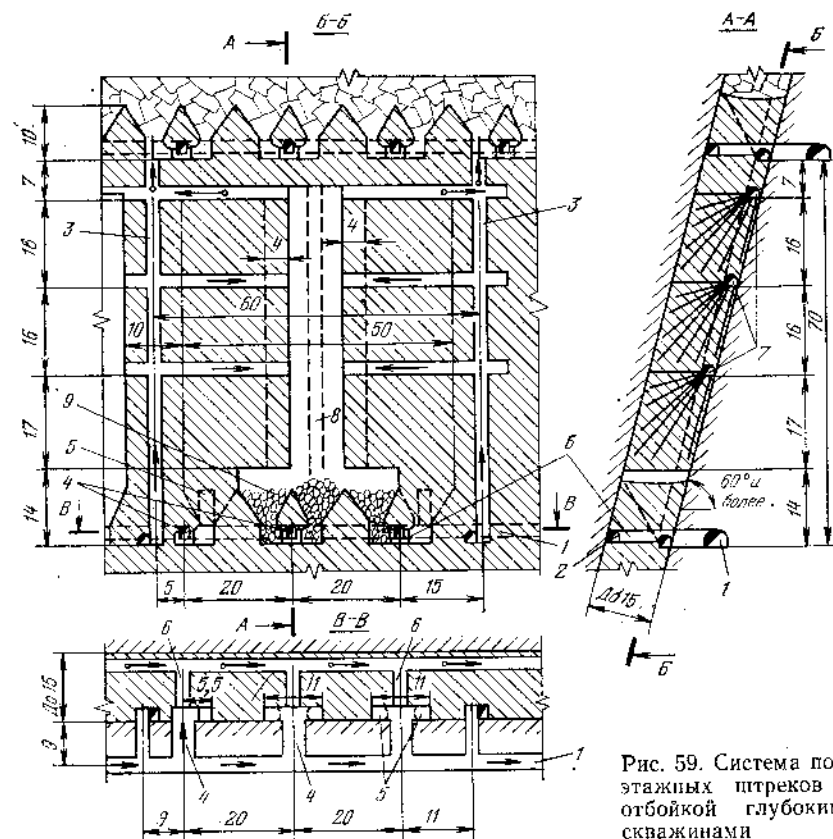


Рис. 59. Система подэтажных штреков с отбойкой глубокими скважинами

ними на всю мощность рудного тела и расширении отрезного восстающего в отрезную щель.

Для подсечки в дучках на высоте 1,5—2 м сооружают полук, с которого бурят комплект анкерных шпуров глубиной 6—8 м (рис. 60, а). В результате одномоментного короткозамедленного взрывания шпуров образуется воронка и подсечка камеры на площади 25—35 м². В рудах средней крепости проходить дучки до кровли подсечки не обязательно; штанговые шпуров в этом случае бурят из коротких (1,5—2 м) дучек (рис. 60, б).

Для образования отрезной щели (рис. 60, в) на каждом подэтаже проводят буровые орты 1 и из них бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа. Скважины располагают в два ряда симметрично или в шахматном порядке на расстоянии 1,5—3 м и взрывают последовательно по одной-две от восстающего 3 к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель на полную длину и высоту камеры шириной около 2—3 м.

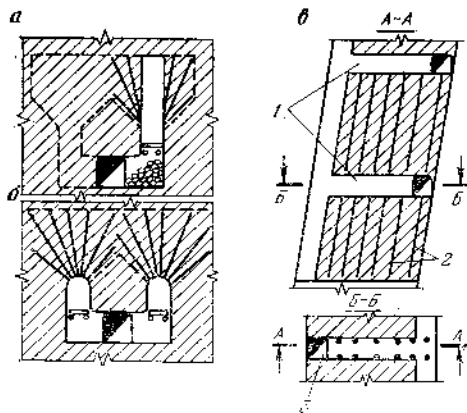


Рис. 60. Подсечка штанговыми шпурами и образование отрезной щели

этом улучшаются условия труда, увеличивается производительность и снижается себестоимость проходки. Однако хорошие результаты проходки могут быть получены при отклонении скважин от заданного направления не более чем на 0,5 м. В противном случае происходят запрессовка скважин, прострелы их, сужение сечения восстающего, вызывающее зависания руды. Указанные недостатки возможны и при образовании отрезной щели, если отклонения скважин превышают допустимые.

Для образования отрезных щелей применяют секционное взрывание глубоких скважин. Сущность его заключается в одновременном зарядании скважин на высоту одного яруса (5—10 м) и последовательном их взрывании.

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего подэтажа. Отбитая руда поступает через воронки и дучки на подошву погрузочных камер, где самоходными погрузочными машинами грузится в вагоны. Для бурения глубоких скважин необходимо применять самоходные буровые станки.

Указанный вариант целесообразен при разработке крутопадающих залежей мощностью до 15 м.

Междукамерные 10 и междуэтажные 11 целики отрабатывают после выемки двух и более соседних камер обычно массовым взрывом скважинных и камерных зарядов.

Подготовка блоков, размеры основных элементов очистной выемки. Способы подготовки и нарезки блоков, а также проходка дучек, выпуск руды и другие операции при системе подэтажных штреков характерны и для многих других систем разработки (этажно-камерные, с обрушением руды и вмещающих пород, комбинированные системы разработки).

Отрезной восстающий 3 при расширении его в отрезную щель с помощью скважин проходят со стороны вислячего бока. В зависимости от наклона восстающего скважины бурят вертикально или наклонно.

Такой способ образования отрезной щели обеспечивает наряду с безопасностью высокую производительность труда.

Отрезной восстающий проходят и с помощью глубоких скважин. При

Схема подготовки основного горизонта при системах с подэтажной выемкой выбирается в зависимости от мощности рудного тела и принятого способа выпуска отбитой руды: через люки, камеры грохочения, горизонт скреперования, вибропитатели или с помощью погрузочных машин. Конструкция днища при разных способах транспортирования рассмотрена в гл. 6.

При скреперной доставке размеры и расположение дучек должны обеспечивать хорошее истечение руды, минимальное число зависаний и безопасность производства работ на горизонте выпуска. Поступающая из дучки руда не должна пересыпать штрек скреперования или грохот.

Довольно распространены вертикальные дучки, проходимые из горизонтальных рассечек 1 (рис. 61, а). Величина a пересыпания рудой штрека скреперования зависит от размеров козырька 2 и не должна превышать $\frac{2}{3}$ ширины выработки.

В горизонтальной рассечке при скреперной доставке образуется «мертвая зона» С, вследствие чего сечение потока руды, поступающей из дучки, сужается до величины b и затрудняется выпуск. Поэтому целесообразно нижнюю часть дучки в месте сопряжения ее со штреком устраивать наклонной (рис. 61, б). Угол наклона зависит от кусковатости и влажности руды.

Дучки проходят одновременно с выработкой скреперования либо последовательно. Сечение их принимается от 2 до 5 м², при крупнокусковой руде до 6—7 м². Большие размеры выпускных отверстий значительно сокращают зависание руды в дучках и тем самым увеличивают производительность выпуска. В процессе проходки дучки сооружают временные буровые полки 3.

Высота дучек 6—8 м, считая от почвы штрека скреперования.

В процессе выпуска руды вследствие многократного взрывания при ликвидации зависаний руды дучки расширяются,

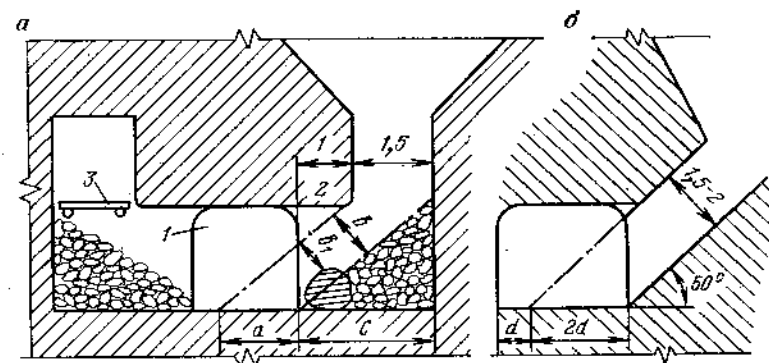


Рис. 61. Конструкции дучек

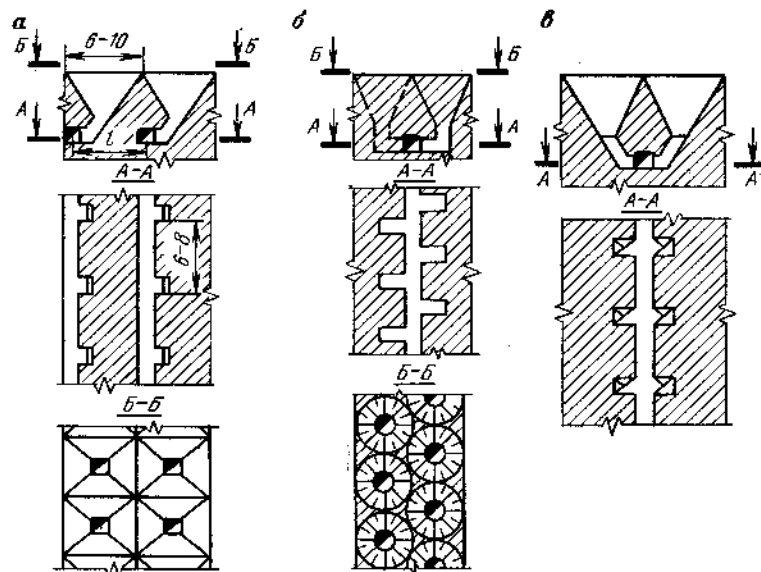


Рис. 62. Схема расположения дучек

козырек разрушается и поступающая по дучкам руда пересыпает скреперную выработку. Это необходимо учитывать при выборе глубины горизонтальной рассечки, из которой проходит дучка.

Различают одностороннее (рис. 62, а) и двустороннее (рис. 62, б и в) расположение дучек. При двустороннем расположении уменьшается число штреков скреперования. Однако при одностороннем расположении вместе с числом выработок скреперования увеличивается и число лебедок, а отсюда — производительность блока. Кроме того, при одностороннем расположении легче избежать пересыпания скреперной выработки рудой путем расширения ее в сторону массива руды. Поэтому при крупнокусковой руде применение одностороннего расположения дучек целесообразней, чем при двустороннем. Оно и безопаснее для передвижения людей.

В тех случаях, когда несколько выработок скреперования из одной камеры выходят в кровлю одного откаточного штрека (орта), расстояние между ними должно быть кратным длине вагонетки. Это позволит вести одновременную загрузку вагонеток одного состава несколькими скреперными лебедками.

Различают шахматное (см. рис. 62, б) и симметричное (см. рис. 62, в) двустороннее расположение дучек.

Шахматное расположение имеет больше сопряжений, требует значительных расходов на поддержание выработок. Оно опаснее при передвижении людей по выработкам и ликвида-

ции зависаний руды в дучках, так как в штреке скреперования практически нет места, которое было бы защищено от попадания руды при внезапном обрушении зависаний. Чаще применяют симметричное расположение дучек.

Аналогичные схемы расположения дучек (рудоспусков) возможны и при установке вибропитателей в сопряжении дучек с откаточными выработками.

В крепких рудах при правильной форме рудного тела с относительно постоянной мощностью вместо воронок выпуск ведут через траншеи (траншейная подсека).

Дучки (рис. 63) на высоте 2—3,5 м от кровли выработки скреперования сбивают траншейным штреком, из которого бурят веерные комплекты шпуров глубиной 6—8 м на расстоянии 1,2—2 м один от другого. Взрывание ведут по одному комплекту, взрыва-

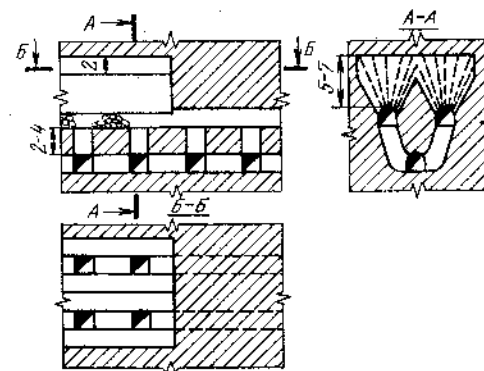


Рис. 63. Траншейная подсека

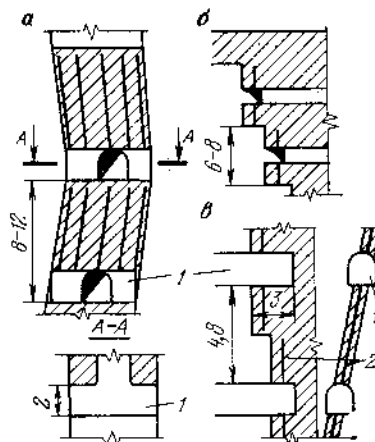


Рис. 64. Отбойка подэтажей штанговыми (а) и мелкими шпурами (б, в)

вая шпуров одновременно или последовательно, начиная с центральных. В результате образуется канавообразная выработка — траншея, соединенная дучками с горизонтом скреперования. В траншее между дучками остаются навалы отбитой руды.

Применявшийся ранее мелкошпуровой способ образования воронок и подсекающего пространства в настоящее время применяется весьма редко.

Способы отбойки. Как было отмечено ранее, число подэтажных штреков, их взаимное расположение определяются физико-механическими свойствами руд и пород, характером контактов и мощностью рудного тела (см. рис. 30). В случае необходимости уменьшают высоту подэтажа до 8—12 м и переходят на отбойку штанговыми шпурами с веерным или параллельным

их расположением. В последнем случае шпуров бурят из коротких буровых заходок 1 (рис. 64, а) шириной 2—2,5 м.

В рудных телах сложной формы при включениях пустых пород применяют мелкошпуровую отбойку (рис. 64, б). В тонких рудных жилах шпуров 2 бурят из штреков 1 только по жиле; после их взрывания образуется узкая щель шириной 30—40 см (рис. 64, в).

На рис. 65, а показана система разработки подэтажными штреками с мелкошпуровой отбойкой и селективной выемкой руды на Хрустальненском месторождении. Мало мощные рудные тела характеризуются неравномерным распределением олова и наличием в них участков пустых пород или забалансовых руд.

Подготовка блока к очистной выемке заключается в проведении откаточного и вентиляционного штреков и проходке восстающих, из которых по мере отработки рудного тела проводят подэтажные штреки 1. Очистная выемка заключается в отработке междуштрекового целика толщиной 2,8—3,5 м заходками длиной до 5 м. Пустые породы 2, по данным опробования верхнего и нижнего подэтажных штреков, оставляют в целиках.

Руда по подэтажному штреку транспортируется к рудоспускному отделению 3 восстающего скрепером.

Из рудоспуска (рис. 65, б) горная масса 1 питателем 2 подается на виброшелевой грохот 3. Материал, прошедший грохочение, делится на два класса крупности: мелкий собирается в бункере 4, а крупный в бункере 5. Каждую фракцию выпускают с помощью питателей 6 и раздельно выдают на поверхность.

В качестве питателей используют виброленты типа ВЛЖ-1М. Применение указанной технологии добычи по сравнению с системой разработки с magazинированием позволило повысить содержание металла в добытой руде в 2,2 раза и значительно снизить себестоимость добычи (в пересчете на 1 т металла).

Высота этажа складывается из высоты штрека основного горизонта, надштрекового целика, толщины потолочины и высоты камеры. Увеличение высоты этажа связано с сокращением потерь руды в междуэтажных целиках.

Практически высота камеры и этажа ограничивается величиной пролета обнажения боковых пород, которую можно допускать, не опасаясь их массового обрушения, а также временем отработки камеры.

Максимальная высота этажа 75 м (очень редко 100 м) принимается при небольшой мощности рудного тела, угле падения около 90°, крепкой руде и весьма устойчивых боковых породах, небольшой длине камер. Минимальная высота этажа 60 м.

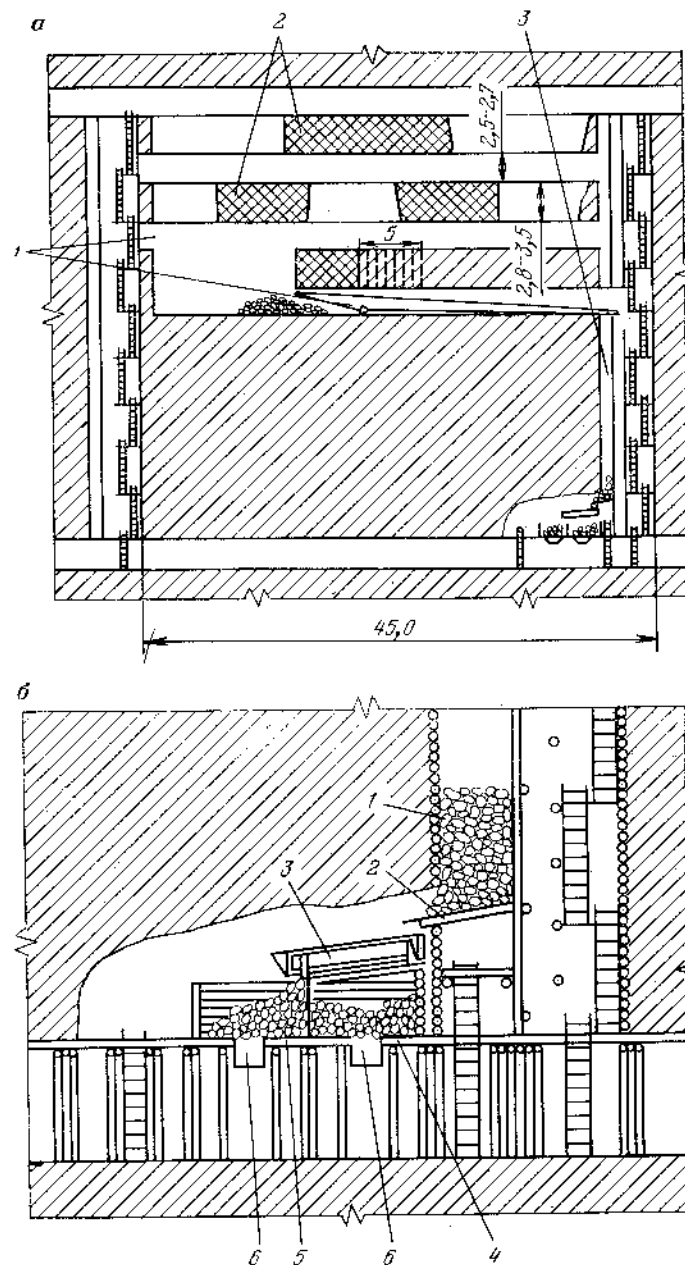


Рис. 65. Система разработки подэтажными штреками с мелкошпуровой отбойкой и селективной выемкой руды (а) и устройство камеры грохочения над откаточным штреком (б)

Длина блока по простиранию — 50—60 м. Одной из причин, ограничивающих длину блока, является трудоемкость работ при проведении длинных подэтажных штреков. На длину блока влияет также устойчивость боковых пород и допускаемая площадь их обнажения; прочность потолочины, зависящая от ее толщины и устойчивости руды.

Максимальная длина блоков 100 м принимается при тех же условиях, что и при установлении максимальной высоты этажа.

Толщина междуканерных целиков должна быть такой, чтобы они служили надежной опорой для потолочины и висячего бока камеры, а пройденные в них выработки сохранялись на весь срок отработки блока. При этом, должен учитываться способ их последующей отработки. Минимальную ширину целиков 4—6 м принимают при мощности рудного тела до 12 м; если мощность больше 12 м, то ширину их увеличивают до 10, а иногда и до 15 м.

§ 43. ЭТАЖНО-КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ

Этажно-камерные системы разработки применяют на рудниках, разрабатывающих залежи крепких железных, медных и других руд. Так, на рудниках Кривбасса удельный вес этих систем составляет около 15 %. Они представляют собой дальнейшее развитие систем с подэтажной отбойкой, поэтому условия их применения идеальные: крутое падение, крепкие руды и вмещающие породы. Отличие их в применении заключается в основном в мощности рудных тел: этажно-камерные системы применяют, как правило, в весьма мощных рудных телах. Камеры при мощности более 25—30 м располагают вкрест простирания. При выдержанных элементах залегания применение этажно-камерных систем может быть целесообразным и при меньшей мощности (8—10 м).

Как правило, при этажно-камерных системах предъявляют большие требования к устойчивости руды в связи со значительной массой одновременно взрывааемых зарядов.

По конструктивным признакам варианты этой системы с расположением камер вкрест простирания следует относить к комбинированным. При этом этаж разбивается на регулярно чередующиеся, близкие по размерам камеры и целики; выемка камер и междуканерных целиков ведется в две стадии.

Как отмечалось выше, различают две группы систем этого класса: с отбойкой руды вертикальными и горизонтальными слоями.

Системы разработки с отбойкой руды вертикальными слоями. На рис. 66 показан вариант применения системы при разработке очень мощных рудных тел с расположением камер вкрест простирания.

Основной горизонт подготовлен двумя полевыми откаточ-

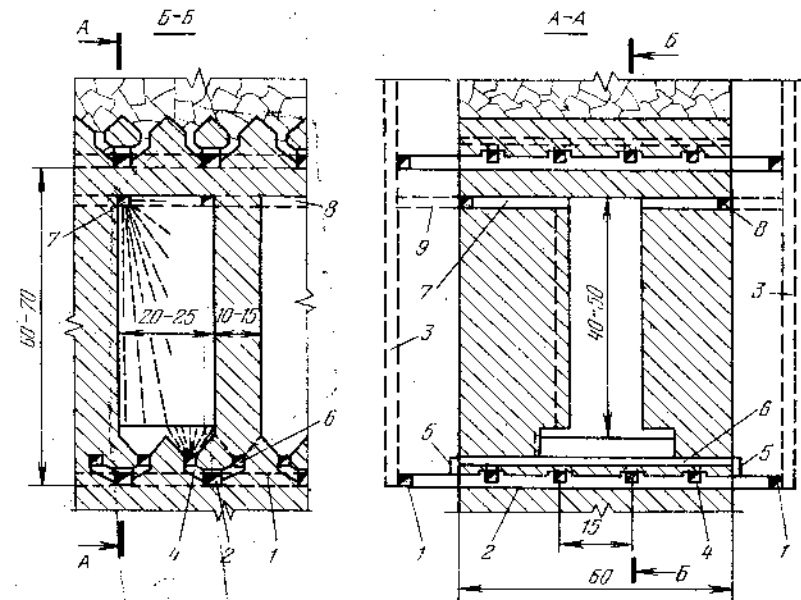


Рис. 66. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

ными штреками 1 и ортами 2, проведенными через 20—30 м. На 3—5 блоках проходят участковый восстающий 3. Из откаточных ортов проводят ниши 4 для установки вибропитателей и ходки 5 со штреками 6 для траншейной подсечки блока.

Буровой горизонт состоит из буровых ортов 7 и вентиляционно-ходовых штреков 8. Последние сбиваются с участковыми восстающими сбойками 9.

Начальная стадия очистной выемки аналогично подэтажно-камерной системе заключается в подсечке камеры и расширении отрезного восстающего в отрезную щель. Отрезной восстающий может располагаться как по центру камеры (двухсторонняя выемка), так и по контакту с пустыми породами (односторонняя выемка). Двухсторонняя выемка обеспечивает более высокую производительность блока, что сокращает время его отработки и способствует большей сохранности целиков, но при этом увеличивается объем подготовительно-нарезных работ, усложняется проветривание блока.

Для очистной выемки из ортов выбирают всея глубоких скважин на полную высоту камеры. Расстояние между всеями по длине орта 3—5 м. На обустройство одного слоя станками типа НКР-100м затрачивается 10—20 смен. За взрыв одного слоя отбивается 10—15 тыс. т. руды. Расход ВВ на слой 2000—3000 кг.

Отбитая руда выпускается с помощью вибропитателей. Выпуск руды и бурение — независимы, и частично руда может магазинироваться в нижней части камеры. Производительность камеры изменяется от 30 до 100 тыс. т. в месяц.

Выбор схемы расположения скважин в отбиваемом слое зависит от крепости руды, формы рудного тела, диаметра скважины (см. рис. 30).

На некоторых рудниках для отбойки применяют параллельные скважины — вертикальные или наклонные в зависимости от угла наклона стенок камеры.

Наклонные параллельные скважины (рис. 67, а) располагают в один ряд и бурят из штрека 1 и буровых ортов 2, расстояние между ними по простиранию (толщина слоя) 5 м.

При толщине отбиваемого слоя меньше 4,5—5 м целик между буровыми выработками имеет недостаточную толщину и разрушается во время проведения буровой выработки или массового взрыва. При толщине отбиваемого слоя не более 4 м скважины располагают по схеме, показанной на рис. 67, б.

Буровые выработки проводят широкими и в них располагают по два ряда параллельных скважин. Для улучшения

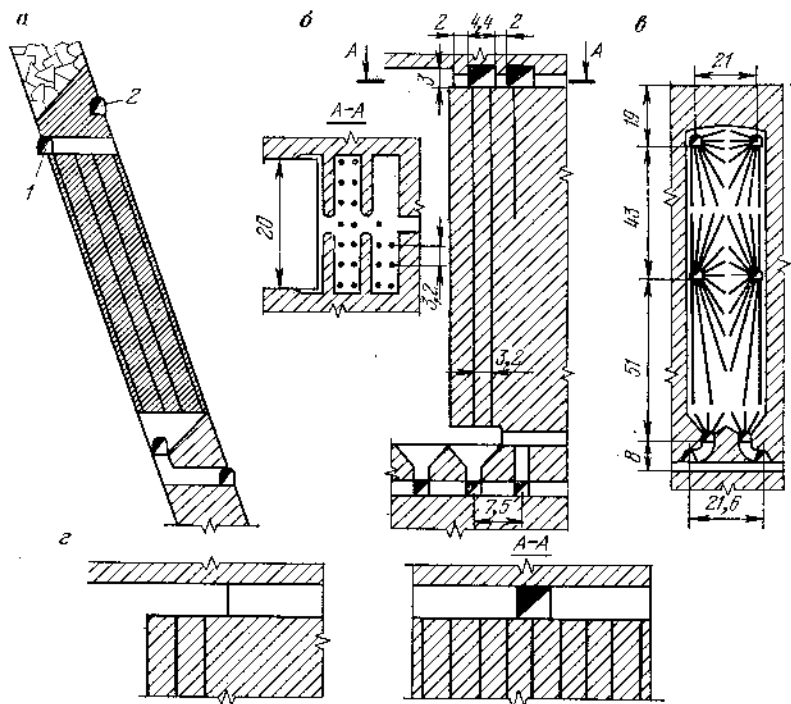


Рис. 67. Варианты расположения скважин при отбойке вертикальными слоями

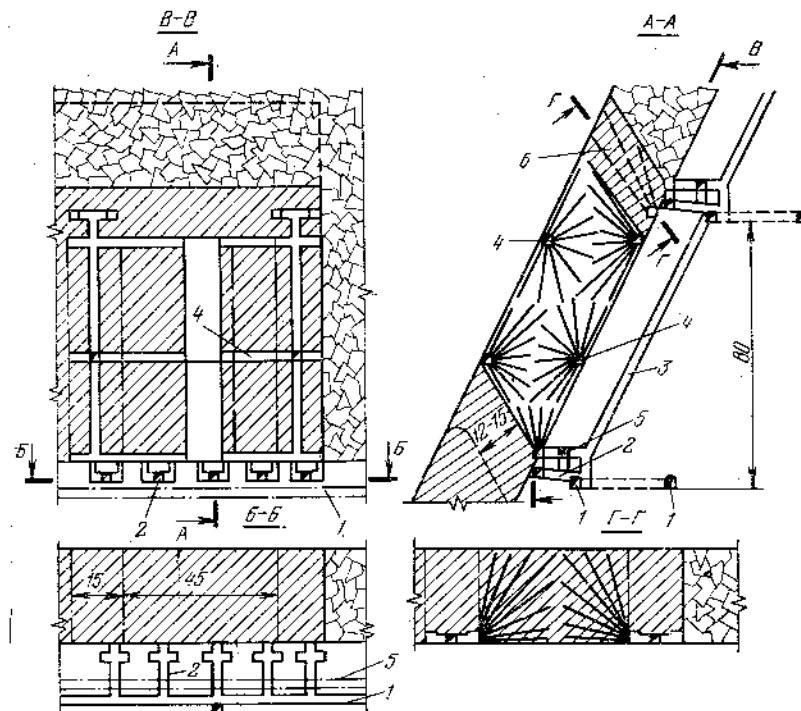


Рис. 68. Подэтажно-камерная система с расположением камер по простиранию, наклонной потолочной и вибровыпуском руды:

1 — откаточный штрек; 2 — яна для вибропитателя; 3 — вентиляционно-ходовой восстающий; 4 — буровые штреки; 5 — вентиляционный штрек; 6 — наклонная потолочная

дробления руды и снижения сейсмического эффекта взрывания производят электродетонаторами короткозамедленного действия.

На рудниках Дальневосточного ГОКа параллельные скважины бурили с нижней и верхней (рис. 67, г) подсечки. Для уборки породы с верхней подсечки во время ее проведения использовали электробульдозер с дистанционным управлением.

Отбойка слоя веерными комплектами скважин (рис. 67, в), пробуренных из четырех буровых выработок, применяется на никелевых рудниках Канады в рудах и вмещающих породах с большим коэффициентом крепости. При высоте этажа 121 м высота камеры составляет 94 м, ширина 21 м. Восходящие скважины глубиной до 19 м бурят перфораторами, нисходящие диаметром 60 мм и глубиной до 43 м — алмазными коронками. Толщина отбиваемого слоя и расстояние между концами скважин 3 м. Выход руды с 1 м скважины 19,5 т, производительность станка 15,5 м/смену.

Вариант с обуриванием слоя из четырех штреков показан на рис. 68. Обуривание слоя из нескольких выработок позволяет сократить глубину скважин, а следовательно, увеличить производительность бурения и качество отбойки. Наклонная потолочина, в которой отсутствуют выработки, имеет ту же устойчивость, что и горизонтальная при значительно меньшей толщине.

Веерное расположение скважин вследствие меньшего объема нарезных работ применяется чаще.

Обуривание всего слоя веерными или параллельными скважинами из нижней подсечки позволяет сократить объем нарезных работ. Вследствие того, что скважины направлены в потолочину, последняя подвергается разрушению взрывами. Кроме того, возникает сложность заряжания скважин, затрудняется точное оконтуривание рудного тела. Эта схема отбойки целесообразна при пологом падении рудного тела мощностью не более 30 м.

На руднике им. Дзержинского в Кривбассе в рудах с коэффициентом крепости $f=12-14$, при горизонтальной мощности пласта 30—60 м с углом падения 40—50° были достигнуты следующие показатели этажно-камерной системы с отбойкой вертикальными слоями.

	Веерными комплектами скважин	Пучками параллельных восходящих и нисходящих скважин
Удельный объем подготовительных работ, м/1000 т	5,7	5,9
Выход руды с 1 м скважины, т	11,4	13,9
Расход ВВ, кг/т:		
на отбойку	0,45	0,43
на вторичное дробление	0,09	0,7
Выход негабарита, %	10—12	6—8
Сменная производительность труда:		
бурового мастера, м	11,2	13,8
машиниста ВДПУ-4ТМ, т	284,0	307,0
по системе, т	27,8	32,4
Себестоимость руды (франко-люк), руб/т	1,3	1,2

Системы разработки с отбойкой руды горизонтальными слоями. Условия применения этих систем идентичны предыдущей. Некоторые отличия в условиях будут выяснены после рассмотрения основного варианта. Первоначально этот вариант появился в Криворожском бассейне.

Подготовительные работы на основном горизонте такие же, как при системах с подэтажной и этажной выемкой. Схема нарезных выработок определяется расположением скважин (параллельное или веерное).

Начальная стадия очистной выемки состоит в подсечке камер по всей площади. В отличие от ранее рассмотренных ва-

риантов подэтажной и этажной выемки подсечка должна быть закончена полностью к моменту отбойки первого слоя.

При полном развитии очистных работ массив руды обуривается горизонтальными веерами скважин глубиной 20—30 м, а по контактам с висячим и лежащим боками — 40—45 м. Скважины в слое взрывают одновременно или с миллисекундным замедлением. К моменту взрывания нижнего слоя вышележащий должен быть обурен.

Сложность в механизации уборки породы при проведении буровых камер, необходимость проходки большого числа восстающих, а также сложность заряжания скважин являются недостатками этой системы. Кроме того, значителен объем вспомогательных работ, связанных с перемещением бурового станка, монтажом и демонтажом труб, уборкой кабеля и лестниц из ходового отделения восстающего и последующими восстановительными работами в восстающем.

На рудниках «Бодас» (Швеция) и «Сноу Лейк» (Канада) скважины бурят непосредственно из восстающих, пройденных в отбиваемом рудном массиве. В этом случае бурение осуществляют с подвесных полков или клетей, перемещающихся по монорельсу. Аналогичные системы находят применение и на отечественных рудниках.

Широко применявшийся ранее вариант этажно-камерной системы разработки с отбойкой камерными зарядами в настоящее время применяется в исключительных случаях, поэтому описание его не приводится.

§ 44. ОЦЕНКА ЭТАЖНО-КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ СИСТЕМ С ПОДЭТАЖНОЙ ОТБОЙКОЙ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Системы разработки с подэтажной отбойкой по сравнению с системами этого же класса с мелкошпуровой отбойкой имеют следующие преимущества:

1. Большая безопасность работ, так как бурильщик работает в выработках небольшого сечения и имеет возможность своевременно ликвидировать заколы руды в кровле. Несколько опаснее вариант с бурением из открытых заходов, поэтому его следует применять только в очень устойчивых рудах с соблюдением мер безопасности.

2. Низкая себестоимость добычных работ вследствие более высокой производительности труда бурильщиков, механизации транспортирования и отсутствия расходов на поддержание очистного пространства.

3. Высокая производительность камеры, позволяющая развить значительную добычу руды при небольшом числе одновременно действующих блоков, что создает благоприятные условия для надзора за работами.

При отбойке штанговыми шпурами, и особенно глубокими скважинами, эта система имеет следующие недостатки:

значительные потери и разубоживание руды при отработке целиков массовым обрушением; в междуканальных целиках потери руды составляют 25—30 %, а в потолочинах до 50 %;

для многих вариантов большие трудности в осуществлении селективной выемки руды и невозможность оставления в камере крупных включений пустых пород;

опасность массовых обрушений потолочины и висячего бока при неправильном выборе параметров системы разработки;

значительный объем нарезных работ при разработке тонких и средней мощности месторождений.

Система с подэтажной отбойкой и этажно-камерные системы различаются только характером отбойки руды и оформлением буровых горизонтов. Чем меньше подэтажей при системах с подэтажной отбойкой, тем меньше они отличаются от этажно-камерных как конструктивно, так и по условиям применения, показателям, достоинствам и недостаткам.

Основные преимущества этажной отбойки перед подэтажной состоят: в повышении безопасности работ, так как все они выполняются в закрытых выработках небольшого поперечного сечения; в улучшении условий труда буровых рабочих вследствие меньшего пылеобразования при бурении скважин по сравнению с бурением шпуров; в снижении расходов по добыче руды благодаря меньшему объему нарезных работ и более высокой производительности труда буровых рабочих.

Отбойка глубокими скважинами при этажно-камерных системах разработки имеет следующие недостатки:

1. Значительные потери и разубоживание руды не только при отработке целиков, но и при выемке камер, особенно если они расположены по простиранию. Глубокими скважинами невозможно отбивать руду точно по контурам рудного тела; отклонение скважин от заданного направления вследствие их искривления и неточного забуривания. Величина отклонения конца скважин глубиной 40 м составляет от 1 до 3,5 м, а иногда и больше.

2. Трудность соблюдения проектных размеров междуканальных целиков, так как скважины в результате искривления нередко входят в контур целика и при взрыве нарушают его. К таким же результатам приводят одновременные взрывы больших количеств ВВ при отбойке слоев.

3. Повышенный выход негабарита, также связанный с отклонением скважин от заданного направления. Значительное количество негабарита образуется при отслаивании руды от междуканальных целиков и потолочины в момент отбойки слоев. Большой объем работ по вторичному дроблению руды приводит к снижению производительности камер и увеличению себестоимости добычи руды.

Выбор между подэтажной и этажной отбойкой зависит от элементов залегания рудного тела и физико-механических свойств руды и вмещающих пород. При небольшой мощности залежи, недостаточной устойчивости руд и вмещающих пород, непостоянстве элементов залегания, наличии смещений и неправильности контуров рудного тела необходимо применять подэтажно-камерную систему разработки.

Осуществление мероприятий по устранению отмеченных недостатков — уменьшение диаметра скважин, применение короткозамедленного взрывания, увеличение интенсивности очистной выемки, применение искусственной потолочины и других — способствует расширению области применения камерных систем. Так, если в 1964 г. удельный вес этажно-камерных систем и систем с подэтажной отбойкой на рудниках Кривбасса составлял 23,6 %, то в 1978 г. он увеличился до 32—34 %.

Дальнейшее совершенствование этажно-камерных систем связано: со снижением потерь и разубоживания; с повышением устойчивости целиков; уменьшением выхода негабаритов; интенсификацией выпуска руды из блока; увеличением камерного запаса и точного обуривания взрываемого массива; уменьшением сейсмического действия массовых взрывов за счет внедрения многоступенчатого короткозамедленного взрывания и переходом на отбойку скважинами небольшого диаметра (40—60 мм); уменьшением отклонения скважин от заданного направления.

Для уменьшения искривления скважин необходимо производить выбор направления скважин относительно напластования и трещиноватости руды. Иногда целесообразен переход на обуривание слоя из нескольких буровых выработок с целью уменьшения глубины скважин до 20 м, так как их основное искривление начинается с глубины свыше 20 м.

Перспективной является новая технология разработки рудных тел при этажно-камерных системах разработки с применением машин, перемещающихся по монорельсам.

Один из вариантов такой системы — вариант с отбойкой наклонными слоями на подконсольное пространство. Он предназначен для разработки залежей средней мощности и мощных. При этом основной горизонт состоит из рудного и полевого штреков, сбитых между собой погрузочными ортами для заезда погрузочно-доставочных машин.

Через каждые 30—40 м по центру залежи от нижнего до верхнего штрека проходят буровые восстающие под углом 60—70° к линии простирания. Для сохранения выхода из восстающего и обеспечения вентиляции над ним оставляют целик, отработку которого производят в последнюю очередь. Обуривание панели осуществляется с буровых полков, перемещающихся в восстающем по монорельсу. Зарядание скважин и демонтаж монорельса осуществляют с вспомогательного полка.

Число одновременно взрываемых слоев зависит от мощности рудного тела и физико-механических свойств руды и вмещающих пород. По сравнению с обычными при рассматриваемом варианте сокращается объем подготовительно-парезных работ (на 17—22 %), увеличивается производительность труда по системе (на 14 %), снижаются потери (в 1,5—2 раза) и разубоживание руды из-за отсутствия междуканальных и уменьшения размеров междуетажных целиков.

В связи с тем, что отбитая руда с одной стороны имеет контакт с пустой породой по наклонной поверхности, вариант имеет некоторое сходство с системами VII класса, однако главный признак систем с обрушением руды и вмещающих пород — выпуск основной части руды под обрушенными породами — отсутствует, что дает основание относить эту систему к I классу.

Замена целиков искусственными из твердеющей закладки расширяет область применения камерной выемки руды.

Глава 8

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

§ 45. СУЩНОСТЬ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ

Отличительная особенность этих систем заключается в том, что выработанное пространство блока в процессе его отработки заполняется отбитой рудой. Ввиду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, необходимо до 30 % руды по мере отбойки выпускать на откаточный горизонт, оставляя под кровлей свободное рабочее пространство высотой около 2 м.

По окончании отбойки в блоке производят общий выпуск руды, выработанное пространство остается открытым, реже заполняется закладкой или подвергается обрушению.

Как и при системах с открытым очистным пространством, для поддержания вмещающих пород оставляют междуетажные и междуканальные целики, безрудные участки или применяют закладку. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород в процессе выемки блока и служит основанием (платформой) для рабочих очистного забоя.

Системы с магазинированием применяются в крепких устойчивых рудах и устойчивых вмещающих породах. Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться. Угол падения рудного тела должен быть не менее 55—60°.

Широкое распространение эти системы разработки получили при разработке крутопадающих жильных месторождений с мощностью от 0,5 до 5 м и выдержанным залеганием.

Ценность руды влияет только на выбор варианта: при разработке ценных руд для сокращения потерь разработку ведут без оставления междуетажных и междублоковых целиков, заменяя их распорной крепью.

Удельный вес систем с магазинированием при разработке жильных месторождений в СССР составляет около 50 %.

Значительное распространение эти системы получили также на месторождениях жильного типа в США, Канаде, КНР, ГДР, Болгарии и других странах.

По способу отбойки руды системы разделяются на три группы: со шпуровой отбойкой из магазина; с отбойкой руды из специальных выработок; с отбойкой руды глубокими скважинами.

Наиболее многообразной является первая группа систем, в которой по форме и способу образования магазина можно выделить два вида: системы с полным магазинированием — отбитая руда заполняет выработанное пространство на всю высоту этажа или блока; системы с частичным магазинированием — отбитая руда заполняет этаж только на часть высоты блока (слой, подэтаж).

Вторая подгруппа является переходной между системами с магазинированием и открытым очистным пространством и может быть отнесена к любому из этих классов.

§ 46. СИСТЕМЫ СО ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ ИЗ МАГАЗИНА

На рис. 69 показан вариант этой системы при разработке крутопадающих рудных тел. Откаточный штрек 1 располагается в рудном теле посередине мощности его или по контакту с лежащим блоком.

В крепкой руде штрек проводят без крепи и его кровле придают форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек 2 вышележащего этажа. Высота этажа 50—60 м.

Этаж по простиранию разделяют на выемочные блоки длиной от 40 до 100 м восстающими, расположенными в междуканальных целиках по их оси. Восстающие закрепляют распорками и через 4—6 м по вертикали сбивают с камерами ходками 3. Иногда посередине блока большой длины проходят дополнительный восстающий для обеспечения удобной доставки в камеру материалов и оборудования и улучшения проветривания очистных забоев. При наличии его фланговые восстающие проходят меньшим сечением и в них устраивают только одно лестничное отделение.

Расстояние между рудоспусками не превышает 5—6 м, так как при увеличении расстояния происходит неравномерное опускание руды в магазине.

Очистная выемка блока состоит из четырех стадий: подсечки магазина и образования в его подошве воронок; отбойки руды

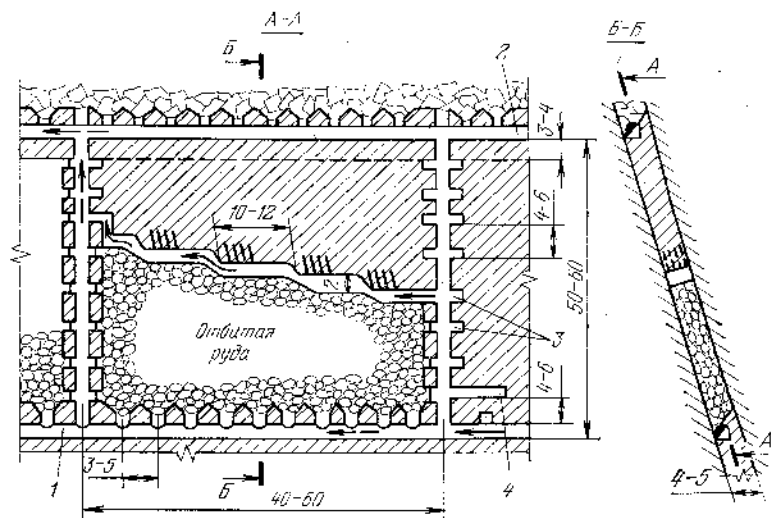


Рис. 69. Типичный вариант системы разработки с магазинированием

до уровня подштрекового целика и магазинирование ее; выпуска руды и выемки междуэтажных и междукамерных целиков.

Подсечку и образование воронок производят сразу по всей длине блока. В месторождениях тонких рудных залежей для этого проводят подсечный штрек 4.

Очистную выемку ведут потолкоуступным забоем с длиной уступов 10—12 м и высотой 1,5—2 м или сплошным забоем по всей длине блока.

Уступы обуривают восходящими или горизонтальными шпурами с поверхности замагазинированной руды. Одновременно разбуривают крупные куски на поверхности отбитой руды.

Цикл очистной выемки, включающий бурение и взрывание шпуров, проветривание, выпуск излишков руды и обorkу кровли, продолжается обычно две или три смены. Количество выпускаемой в каждом цикле руды зависит от ее разрыхления. После выпуска высота рабочего пространства находится в пределах 1,8—2,5 м.

При достижении очистной выемкой границы подштрекового целика, начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Его ведут равномерно из всех люков. Целики под и над вентиляционным штреком извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, выемку междуэтажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды. Целики не извлекают только при добыче малоценных руд. В этом случае потери руды в целиках достигают 15 % и выше.

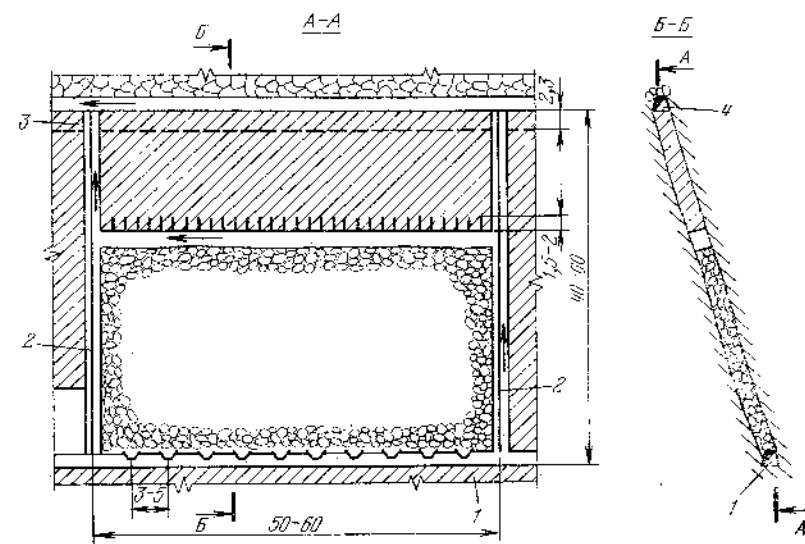


Рис. 70. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой

Для удобства отработки целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежащего бока. В этом случае над наклонными рудоспусками располагают подсечный рудный штрек, из которого в местах сопряжения его с рудоспусками разбуривают воронки. Сокращение потерь руды и удобство работ компенсируют перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

Для предотвращения динамических ударов в выработанное пространство обрушают вмещающие породы шпурами глубиной до 6 м, пробуренными из коротких восстающих и рассечек.

При разработке жил небольшой мощности (до 1,5—2 м), особенно с ценной рудой, вместо оставления междуэтажных и междукамерных целиков устанавливают крепь в штреке и восстающих. Устранение потерь руды в целиках, сокращение проходки большого числа рудоспусков по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками являются основным преимуществом этого варианта системы (рис. 70).

Для подготовки блока проходят откаточный штрек 1 и восстающие 2. Первый слой извлекают одновременно с проведением откаточного штрека или после его проведения. В первом случае проводят штрек высотой от 3 до 5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки с укладкой на них прочного настила. В настиле через 3—5 м устраивают люки. Восстающие имеют два отделения, закрепленные распорной или срубовой крепью.

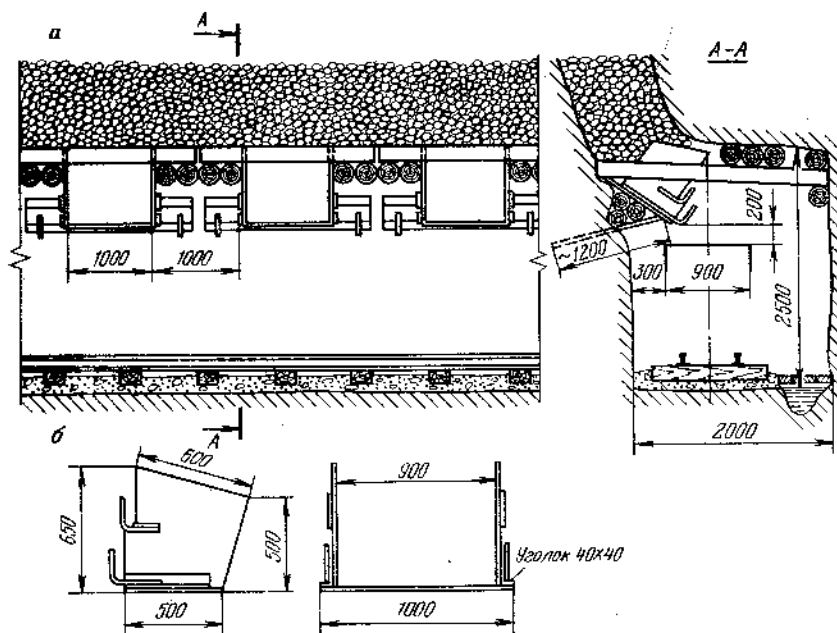


Рис. 71. Схема установки (а) и конструкция металлических подвесных люков (б)

Порядок очистной выемки аналогичен рассмотренному выше. Сплошная форма забоя позволяет создать широкий фронт бурения, более удобные и безопасные условия для передвижения рабочих и обеспечивает высокую производительность труда забойных рабочих.

Подштрековый целик 3 вынимают перед окончательным выпуском руды из блока путем обурирования почвы штрека 4 участками длиной по 8—10 м. При необходимости сохранения штрека подштрековый целик не отрабатывают.

Затраты труда на выпуск составляют иногда 50—60 % от всех затрат на очистную выемку. Выпуск руды через люки, расположенные через 2—2,5 м один от другого, позволяет снизить трудоемкость выпуска за счет устранения затрат на разравнивание руды в камере, ликвидацию завесаний и ремонт люков.

Одна из схем установки сближенных металлических подвесных люков и их конструкция приведены на рис. 71.

Выпуск руды через сближенные люки получил широкое применение на рудниках Забайкалья, Казахстана, Магаданской области и многих других.

Очистная выемка и варианты подготовки. Буровзрывные работы. Наиболее распространенной формой забоя является

сплошная; достоинства ее указаны выше. Бурение шпуров ведется телескопными перфораторами.

Наклонное положение общей линии забоев и уступов целесообразно в том случае, когда направление трещиноватости или слоистости руды неблагоприятно для отбойки при горизонтальной линии забоя.

В жилых месторождениях целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра 32—34 мм; уменьшение диаметра шпуров увеличивает производительность труда бурильщика, снижает разубоживание руды вследствие сокращения ширины очистного пространства и меньшего нарушения боковых пород, обеспечивает более равномерное дробление руды, что благоприятно сказывается на ее выпуске.

Глубина шпуров обычно 1,8—2,2 м. В крепких рудах эффективность буровзрывных работ можно увеличить, применяя мощные ВВ.

Доставка руды в пределах магазина осуществляется под действием силы тяжести. Несмотря на это, полные затраты труда на доставку, включая выпуск или погрузку, разравнивание поверхности руды, ликвидацию завесаний, составляют 25—60 % всех затрат на очистную выемку.

Задержки и перебои в выпуске отражаются на производительности рудничного транспорта, а ликвидация заторов в рудопусках путем взрывания нарушает ритмичную работу на участке или горизонте, приводит к большим перерасходам на ремонт люков и на зачистку почвы откаточного штрека от просыпавшейся руды. От скорости и бесперебойности выпуска за-

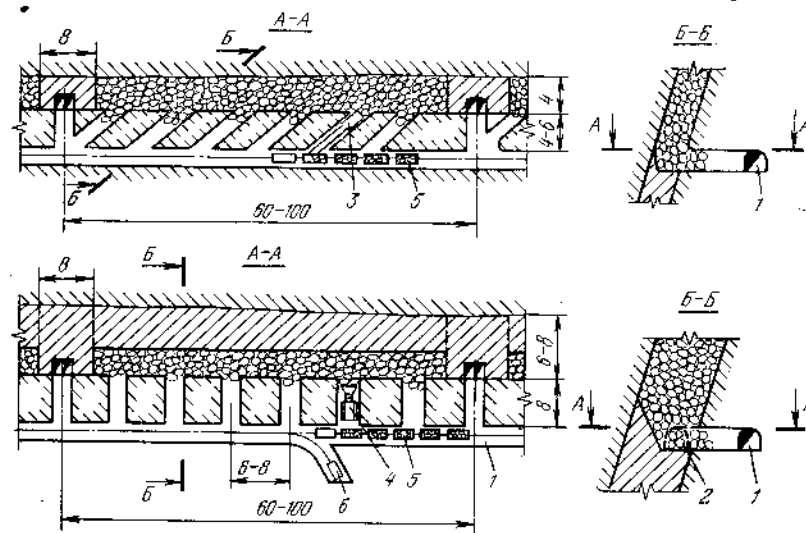


Рис. 72. Конструкция днищ при выпуске руды на почву откаточного горизонта

висит общая интенсивность выемки блока, которая определяет размер добычи из блока, а при недостаточно устойчивых боковых породах, склонных к отслаиванию,—величину разубоживания руды.

Производительный выпуск руды зависит от схемы расположения подготовительных и конструкции выпускных выработок.

Кроме рассмотренных выше способов выпуска непосредственно через люки или рудоспуски и люки, в практике применяют и другие способы, например безлюковый выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей загрузкой вагонеток погрузочными самоходными машинами. На рис. 72 показана конструкция выработок основного горизонта при такой схеме погрузки при разработке месторождений средней мощности и мощных. Из откаточного пологого штрека 1 проводят короткие погрузочные квершлагги. Подсечку ведут из рудного подсечного штрека 2, расположенного на уровне откаточного. Отбитую руду, поступающую в квершлагги, машинами с загребальными лапами 3 или ковшового типа 4 грузят в вагонетки 5. Перестановку машин из одной выработки в другую осуществляют специальной самоходной тележкой 6.

При применении безлюкового выпуска с погрузкой руды самоходными машинами упрощается подготовка блока, повышается безопасность труда, исключаются расходы на сооруже-

ние и ремонт люков, улучшаются условия вторичного дробления руды, ускоряется отработка блока.

Однако при небольшой мощности рудных тел выпуск на почву откаточного горизонта может быть нецелесообразным, так как большая производительность при погрузке не всегда компенсирует затраты на полевую подготовку. В таких условиях хорошо зарекомендовал себя выпуск на вспомогательный горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточного штрека или на почве надштрекового целика.

Данная схема выпуска была применена на Дарасунском золотом руднике (рис. 73). Блок длиной 60 м разделен на два участка: в одном установлены погрузочные люки, в другом устроен горизонт скреперования. Конструкция крепления этого горизонта: кронштейны для подвески верхняков и крюки, поддерживающие задвижки люков, крепятся в шпурах глубиной 1 м. Тщательно расклинив крепление и установив под прогоны и верхняки временные стойки, отбивают слой руды. Затем в лежачем боку образуют ниши для выпуска руды. Форма ниш овальная, глубина в сторону лежащего бока 1 м. Вместимость скрепера 0,15 м³.

На руднике «Згид» Садонского рудоуправления применение этой схемы выпуска позволило сократить затраты на вторичное дробление на 60—70 %, снизить себестоимость 1 т руды. При близко расположенных выпускных нишах обеспечивается ровная поверхность отбитой руды в забое.

Выпуск руды через камеры вторичного дробления производят только в мощных рудных телах при отбойке штанговыми шпурами или скважинами. В этом случае горизонт вторичного дробления по конструкции такой же, как при других системах. При мелкошпуровой отбойке негабариты дробят на поверхности отбитой руды, и только в редких случаях устраивают камеры дробления, располагая их в кровле откаточного штрека.

Поддержание боков и кровли камеры в процессе очистной выемки с помощью возведения крепи производят редко. Отдельные заколы в кровле иногда временно поддерживают распорками, устанавливаемыми на лежнях.

Практика применения системы с магазинированием на ряде жильных рудников показала возможность применения распорной крепи для поддержания недостаточно устойчивых боковых пород, благодаря чему удалось существенно расширить область применения систем с магазинированием, уменьшить разубоживание руды в процессе выпуска.

Для того чтобы распорная крепь не препятствовала движению руды при выпуске, необходимо:

крепь располагать вертикальными рядами по оси люков; если ряды распорок находятся между осями люков, выпуск руды ухудшается;

минимальное расстояние между рядами распорок (от 2 до

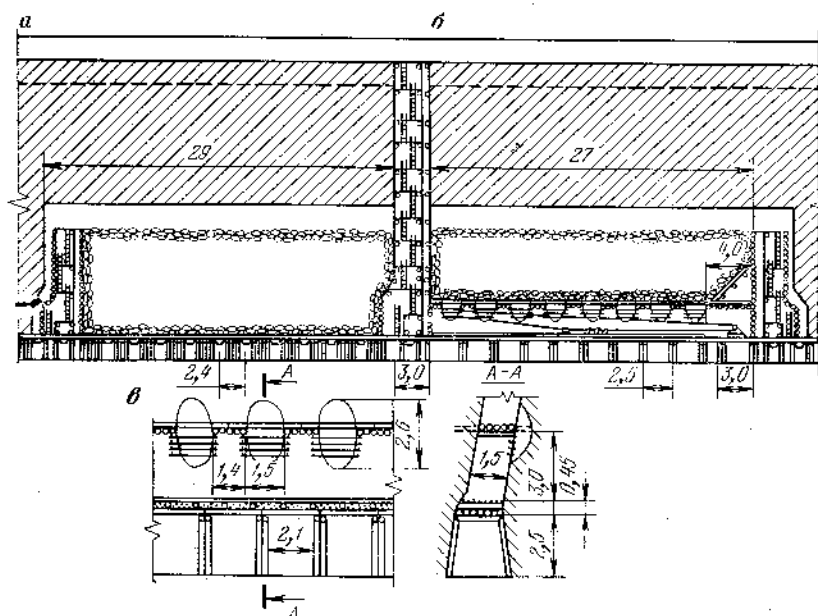


Рис. 73. Варианты системы с магазинированием:

а — со сближенными люками; б — с горизонтом скреперования; в — схема устройства горизонта скреперования

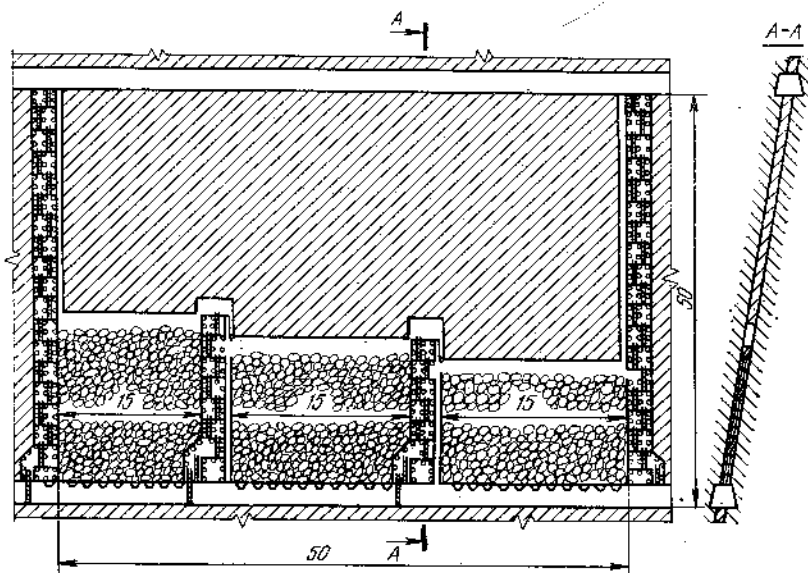


Рис. 74. Система разработки короткими магазинами

4 м) принимать в зависимости от ширины очистного пространства и кусковатости руды.

Для поддержания боковых пород при системе с магазинированием руды еще эффективнее применение штанговой крепи. По сравнению с распорной крепью она имеет ряд преимуществ: требует меньше затрат труда и средств на изготовление, транспортирование и установку; позволяет сократить размер незакрепленной призабойной части; не нарушается при взрывах и не мешает их производству; не влияет на процесс выпуска.

Применение ее наиболее эффективно, когда отслаивание боковых пород происходит по трещинам или слоистости.

Прочность и эффективность штанговой крепи зависят от правильного подбора длины, диаметра штанги, толщины клина и диаметра шпуров.

Штанги устанавливают по сетке $1,5 \times 1,5$; $1,5 \times 2$ м.

Наиболее трудоемкой операцией при штанговом креплении является бурение шпуров.

Производительность труда забойного рабочего благодаря замене системы разработки с распорной крепью системой с магазинированием руды и штанговой крепью увеличивается в среднем на 25—40 %.

Применение штанговой крепи при системах с магазинированием руды позволяет уменьшить ширину очистного пространства, сократить разубоживание руды, снизить потери ее в деликах.

Чтобы предотвратить отслоение боковых пород в процессе выпуска руды, иногда вместо крепи (и наряду с ней) применяют выемку «короткими магазинами».

На рис. 74 показан один из вариантов системы с магазинированием руды, применяемый при разработке тонких сульфидных жил с вмещающими породами, сильно измененными и образующими у контакта с жилой зону вкрапленных руд. Пустые боковые породы разбиты сетью трещин и склонны к вывалам большими глыбами и слоями.

Для снижения разубоживания и потерь отбитой руды на таких участках жил были применены «короткие магазины».

Блок длиной 50 м ходками, наращиваемыми в отбитой руде, разделяют на три магазина длиной по 15—16 м. Каждый магазин отрабатывают самостоятельно сплошным забоем. Концентрация работ на участках небольшой длины повышает интенсивность выемки и последующего выпуска магазина и тем самым уменьшает возможность образования заколов и отслоений в процессе выемки и выпуска руды.

Производительность труда забойных рабочих при системе с магазинированием в зависимости от крепости руды и мощности рудного тела колеблется в пределах от 0,7 до 6 м³/смену, достигая при разработке мощных рудных тел 12 м³/смену.

Значительные успехи в увеличении производительности труда были достигнуты на оловянных рудниках Хрустальнинского комбината.

На рудниках с магазинированием руды разрабатывали крутопадающие жилы и минерализованные зоны мощностью от 0,1 до 2 м, редко больше. Вмещающие породы (сланцы) перемежаются с линзами песчаников, склонных к отслаиванию.

Новая технология очистной выемки, созданная на этих рудниках Институтом горного дела им. А. А. Скочинского и работниками комбината, основана на комплексном усовершенствовании всех операций, при котором снижение трудоемкости одной из них способствует снижению трудоемкости других операций.

На рис. 75 представлены схемы блока в стадии окончания очистной выемки (а) и схема расположения сплошных люков (б).

К усовершенствованиям процесса очистной выемки по новой технологии относятся:

1. Отбойка руды шпурами диаметром 32—36 мм вместо обычных 42—44 мм, что позволило на 70—80 % увеличить сменную производительность труда бурильщиков при том же буровом оборудовании.

2. Применение быстроударных телескопных перфораторов ПТ-29 независимо от диаметра шпуров увеличило скорость бурения на 20 %.

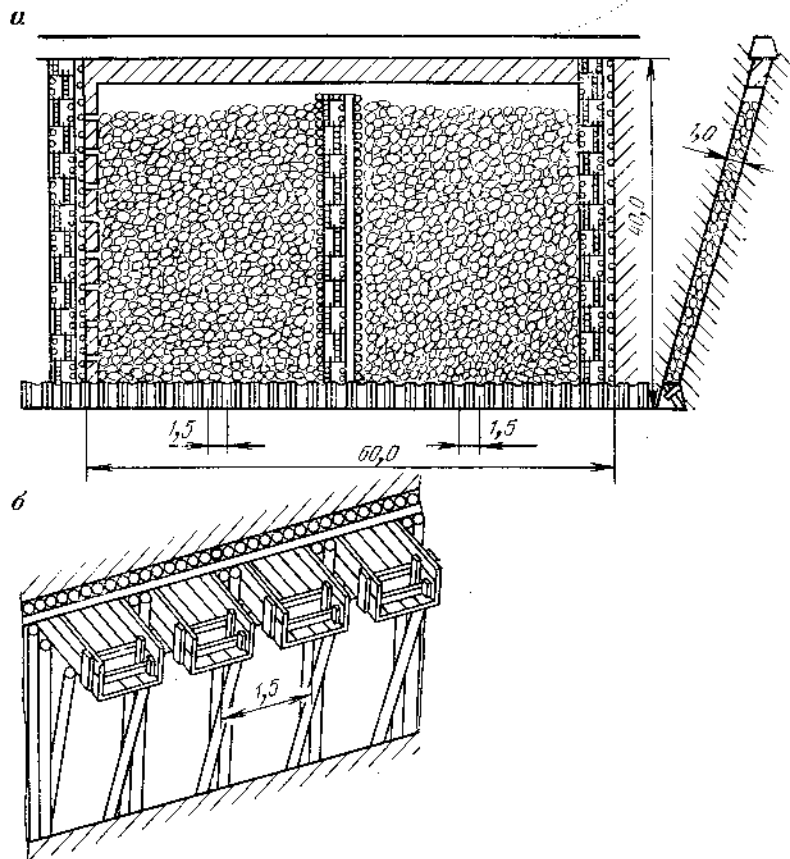


Рис. 75. Система с магазинированием руды на руднике «Хрустальный»

3. Замена долотчатых твердосплавных коронок съемными крестовыми с прерывистым лезвием увеличила скорость бурения в трещиноватых породах еще на 15—20 %.

4. Применение мощного ВВ детонита в патронах уменьшенного диаметра в сочетании с уменьшенным диаметром шпуров и разреженной сеткой их расположения позволило повысить эффективность отбойки, добиться необходимой крупности дробления руды без излишнего ее переизмельчения, уменьшить разубоживание руды за счет боковых пород как при отбойке, так и в процессе выпуска.

5. Устройство сближенных люков обеспечило бесперебойность и интенсивность выпуска руды со снижением его общей трудоемкости почти вдвое за счет резкого сокращения затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды в магазине в процессе выемки блока, устранения зависания руды в люках

и затрат труда на их ремонт, очистку откаточных путей под люками и др. Время на выпуск блока сократилось вдвое. Помимо этого, выпуск через сближенные люки создал условия для бесперебойной работы транспорта на откаточном горизонте и увеличил его производительность.

6. Использование внутри магазина распорной крепи позволило расширить область применения высокопроизводительной системы с магазинированием руды и снизить разубоживание в недостаточно устойчивых боковых породах.

В результате внедрения описанной технологии очистной выемки на рудниках Хрустальнинского комбината производительность труда забойного рабочего на очистной выемке увеличилась в среднем в 2,5 раза. В отдельных блоках производительность труда забойного рабочего составила 10—12 м³/смену. Продолжительность полной отработки блока с 5—6 мес уменьшилась до 1,5—3 мес.

Системы с частичным (слоевым) магазинированием руды. Эти системы являются переходными между потолкоуступной системой с распорной крепью и системой с магазинированием.

Условия применения слоевого магазинирования и обычной потолкоуступной системы с распорной крепью почти аналогичны, поэтому последняя во многих случаях может быть заменена слоевым магазинированием.

Характерные особенности слоевого магазинирования: разделение блока на горизонтальные полосы (слои) высотой 4—6 м, вынимаемые сплошным забоем снизу вверх; временное магазинирование отбитой руды на настиле и выпуск этой руды после выемки полосы; особое устройство настила, позволяющее выпустить отбитую руду через передвижное выпускное окно.

Эта система позволяет в значительной мере устранить основные недостатки систем с распорной крепью: неудобство работы на временных полках и опасность падения рабочих в выработанное пространство; большой объем работ по креплению и восстановлению выбиваемой крепи, значительный расход крепежного леса; низкую интенсивность очистной выемки. В отличие от обычной системы с магазинированием слоевое магазинирование можно применять при недостаточно устойчивых вмещающих породах, в рудах, склонных к слеживанию, при наличии пережимов, местных выполаживаний рудного тела.

Подготовка и крепление основных выработок аналогичны вариантам системы с магазинированием без оставления надштрекового целика: в блоке длиной 50—100 м проводят откаточный штрек и двухотделенные восстающие. Штрек крепят неполными рамами через 0,7—1 м с люками через 6—8 м.

На рис. 76 показаны стадии очистной выемки полосы, характеризующие процесс очистной выемки.

I стадия. Перед началом отбойки первого слоя расстая-

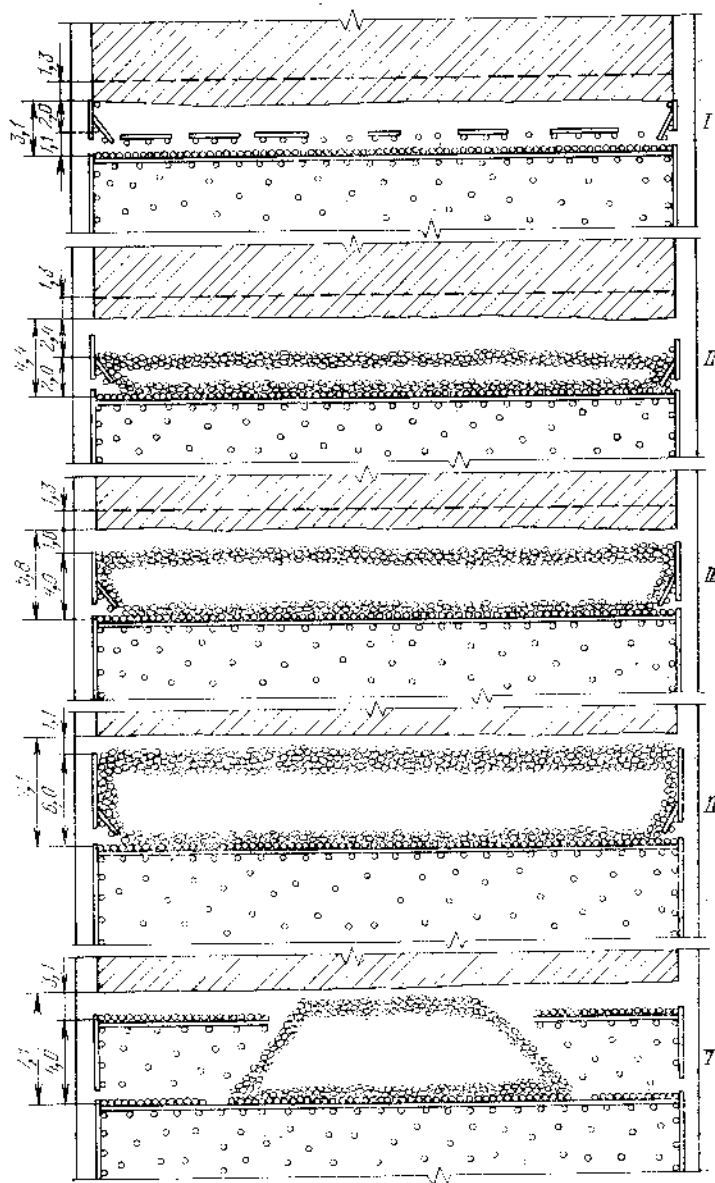


Рис. 76. Стадии выемки полосы при слоевом магазинировании

ние между настилом и линией забоя равно 3,1 м; слой руды высотой 1,3 м обуривается телескопными бурильными молотками с промежуточных временных полков.

II стадия. Высота первого слоя отбитой руды, лежащей на настиле, 2 м; расстояние между линией забоя и отбитой рудой 2,4 м. Второй слой обуривают с поверхности замагазинированной руды.

III стадия. После отбойки второго слоя высотой 1,3 м расстояние между отбитой рудой и линией забоя составляет 1,8 м; толщина слоя отбитой руды 4 м, высота от настила до забоя 5,8 м. Третий слой обуривают также с поверхности магазинированной руды.

IV стадия. После отбойки третьего слоя высота замагазинированной руды 6 м, расстояние между отбитой рудой и забоем составляет около 1,1 м.

V стадия. Начинается выпуск замагазинированной руды от границ блока через окна, образуемые в настиле, путем перемещения накатника.

Основной настил устраивается следующим образом. На распорки диаметром 18—25 см, расположенные на расстоянии 0,8—1,5 м одна от другой, укладывают два деревянных прогона диаметром 15—20 см и длиной, равной трем-четырем пролетам между распорками.

Прогон в местах их сопряжения укрепляют расстрелами. На прогоны укладывают накатник диаметром 10—12 см.

Для облегчения передвижения накатника при выпуске замагазинированной руды длина его должна быть меньше ширины очистного пространства на 10—15 см.

Нкатник и прогоны после выпуска замагазинированной руды первой полосы переносят выше для устройства следующего основного настила. Вместо снятого накатника для передвижения рабочих укладывают временный дощатый трап.

§ 47. СИСТЕМЫ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ИЗ СПЕЦИАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Главное отличие их от систем предыдущей группы заключается в обуривании рудного массива не с поверхности отбитой руды, а из специальных выработок обычно небольшого сечения. Крылья магазина подрабатываются не снизу, а сверху.

Эти отличия в способе отбойки и положении бурильщиков несколько изменяют область применения, порядок очистной выемки и конструктивные элементы систем данной группы.

В противоположность системам с обычной шпуровой отбойкой системы с отбойкой из специальных выработок применяются в основном для разработки мощных рудных тел. Существенным различием является также возможность их применения в рудах менее устойчивых, так как рабочие, занятые на очист-

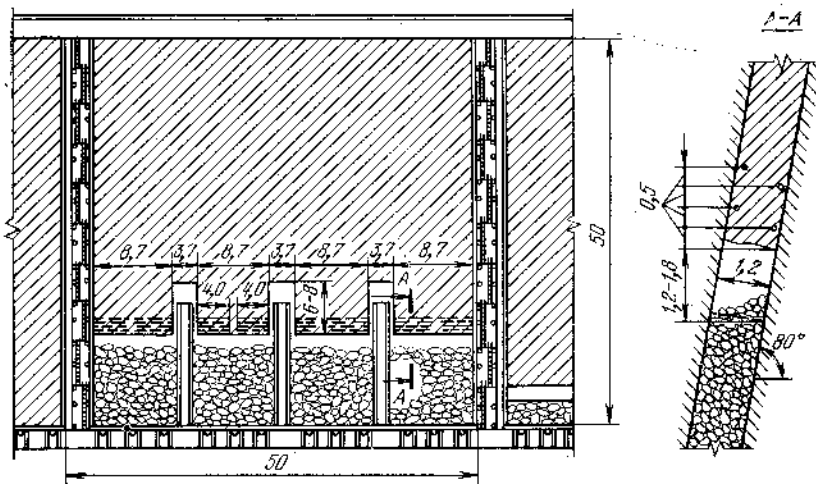


Рис. 77. Система с отбойкой руды глубокими шпурами из восстающих

ной выемке, находятся в узких выработках и не подвергаются опасности от вывалов руды кровли.

Для систем с отбойкой из специальных выработок характерны: более сложная и трудоемкая подготовка; трудность контроля полноты отбойки руды у контактов; высокие потери и разубоживание руды, особенно в случае неровных и прочных контактов.

На руднике «Дарасун» применение одного из вариантов системы с магазинированием и отбойкой руды из специальных восстающих (рис. 77), пройденных с небольшим опережением очистной выемки, было связано с неустойчивостью сульфидных вкрапленников, склонных к вывалам большими глыбами и слоями. Мощность жилы 1,2—2,5 м; угол падения 75°; коэффициент крепости руды $f=6-8$.

В блоке длиной 50 м с опережением над очистной выемкой на 6—8 м проходили три восстающих на расстоянии между их осями 10 м и между стенками 8 м. В замагенированной руде возводили восстающие из двух рядов распорной крепи.

Шпуры глубиной 3,5—4 м располагали в шахматном порядке на расстоянии 1 м.

На этом же руднике применяли варианты системы с глубиной шпуров от 2 до 7 м. Соответственно изменялось и расстояние между восстающими от 5 до 15 м.

Опыт показал, что отбойку глубокими шпурами можно применять только на участках жил с выдержанными элементами залегания и четкими ровными контактами.

Отбойка из восстающих обеспечивает безопасность работы бурильщиков в неустойчивых породах и руде, но значительный

объем нарезных работ и большой расход крепежного леса снижают эффективность системы.

При разработке мощных крутопадающих месторождений применяли и системы с подэтажной шпуровой отбойки и магазинированием руды. По конструктивным признакам эта система аналогична системе разработки подэтажными штреками с открытым очистным пространством, поэтому описание ее не приводится. При устойчивых боковых породах магазинировать руду, отбиваемую из подэтажных штреков, нецелесообразно; в таких случаях применяют обычную систему разработки подэтажными штреками.

§ 48. СИСТЕМЫ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Системы этой группы имеют небольшое распространение и применяются только в мощных месторождениях. Наиболее распространенным вариантом этой группы является система с послойной отбойкой руды горизонтальными или слабонаклонными скважинами (рис. 78).

По способу подготовки, нарезки и очистной выемки этот вариант сходен с этажно-камерной системой с отбойкой руды горизонтальными слоями. Отличие заключается в том, что при первой руду из камеры перед взрывом выпускают почти полностью, а при второй магазинируют, выпуская только излишки — 30—40 %. Переход от одной системы к другой не вызывает затруднений.

Применение этой системы целесообразно, когда в результате сильных взрывов при отбойке слоя нарушаются целики или происходит отслаивание вмещающих пород. Заполнение выработанного пространства отбитой рудой частично предотвращает эти явления.

Отбойку и доставку руды ведут так же, как при этажно-камерных системах. Отбойка слоя несколькими веерами скважин (см. рис. 78) позволяет увеличить толщину слоя и уменьшить объем буровых выработок.

Иногда буровые камеры устраивают не в междуканерном целике, а в конце магазина. Станок при этом устанавливается на поверхности отбитой руды.

Показатели систем с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами практически не отличаются от показателей этажно-камерных систем.

При замесе шпуровой отбойки глубокими скважинами в мощных рудных телах увеличиваются производительность труда забойного рабочего, снижаются расходы по очистной выемке, повышается безопасность труда, так как рабочие не находятся под обнаженной кровлей в камере, уменьшается пылеобразование.

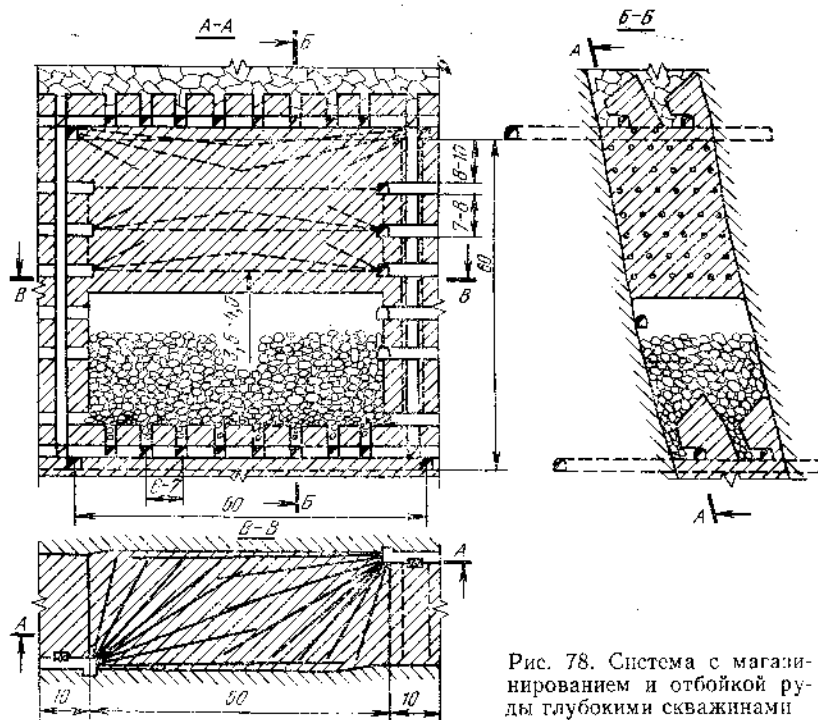


Рис. 78. Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами

Одним из существенных недостатков этой отбойки при системе с магазинированием, так же как и при других системах, являются повышенные потери и разубоживание руды в тех случаях, когда контакт рудного тела с вмещающими породами неровный, прочный и резко меняется мощность рудного тела.

§ 49. ОЦЕНКА СИСТЕМ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ

Поскольку системы с магазинированием руды в мощных и весьма мощных рудных телах применяют редко, остановимся на оценке этих систем для разработки крутопадающих жил мощностью 0,5—5 м, где они и получили широкое применение.

К числу основных достоинств систем с магазинированием относятся:

1. Небольшой объем подготовительных и нарезных работ, особенно для вариантов без оставления целиков над откаточным штреком и около восстающих. Исключение в этом составляют системы с магазинированием и отбойкой из специальных выработок.

2. Благоприятные условия для работы бурильщиков и высокая эффективность буровзрывных работ и наряду с этим

минимальный объем работ по креплению очистного пространства и доставке руды.

Эти достоинства обеспечивают высокую производительность труда, низкую себестоимость добычи и высокую интенсивность выемки блока. По сравнению с выемкой с распорной крепью и открытым очистным пространством интенсивность очистной выемки выше примерно в 2—2,5 раза, а по сравнению с выемкой с закладкой — в 3—4 раза.

Постоянный надзор за кровлей забоя и правильное ведение выпуска руды обеспечивают безопасность работающих на очистной выемке. Улучшение проветривания очистных забоев создает благоприятные гигиенические условия для забойных рабочих.

3. Простота системы, легкость изменения размеров конструктивных элементов с учетом горно-геологических условий, возможность перехода на другую систему разработки.

Существенными недостатками системы являются:

1. Довольно ограниченные условия применения: угол падения не менее 55—60°, отсутствие резких раздувов и пережимов, а также отвлечений от рудного тела, включений и прослоев пустых пород, недопустимость слеживания, возгорания и окисления руды.

2. Необходимость тщательного наблюдения за поверхностью отбитой руды с целью выявления и устранения скрытых полостей, зависаний руды, обрушение которых может вызвать несчастные случаи с бурильщиками.

3. Невозможность выдачи руды из блока по сортам.

4. При недостаточно устойчивых боковых породах, наличии породных включений в рудном теле и мощности его меньше 0,7—0,8 м происходит большое разубоживание руды, так как отбирать пустую породу и оставлять в очистном пространстве или выдавать из блока отдельно от руды невозможно.

Одним из направлений дальнейшего совершенствования разработки весьма тонких жил является уменьшение выемочной мощности. При этом увеличивается себестоимость добычи 1 т рудной массы, но уменьшается себестоимость добычи 1 т балансовой руды, снижаются затраты на переработку (обогащение).

Эффективность систем с магазинированием может быть достигнута за счет совершенствования выпуска и погрузки руды. Перспективным в этом отношении является выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей ее погрузкой.

Техника безопасности. Основные меры безопасности сводятся к своевременной оборке кровли и боков и предупреждению образования пустот внутри замагазинированной руды. Для безопасной оборки заколов расстояние от кровли до навала руды не должно превышать 2,5 м. Кровле забоя рекомендуется придавать сводчатую форму.

Отсутствие людей в магазине во время выпуска руды — необходимое условие безопасности. Целесообразно обеспечить передвижение и работу бурильщиков с деревянного настила, уложенного непосредственно на отбитую руду. Эта мера предохранит рабочих при внезапном обрушении «скрытых» пустот.

Контроль за поверхностью руды в процессе выпуска позволяет своевременно обнаружить зависания; задержка оседания поверхности отбитой руды в блоке после выпуска ее из люка указывает на образование пустот, которые необходимо ликвидировать (выпуском руды из соседнего люка или взрыванием заряда ВВ).

Глава 9

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В отличие от систем с открытым очистным пространством, где крепь применяется в качестве вспомогательного средства поддержания или как рабочая площадка, системы с креплением характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания руды и вмещающих пород. Одновременно крепь является и основанием рабочей площадки.

По условиям применения системы с креплением и системы следующего класса с креплением и закладкой наряду со сходством имеют и существенное различие.

Как те, так и другие пригодны для разработки месторождений любой формы, мощности и с любыми углами падения, но системы с креплением без закладки применяют в месторождениях мощностью до 4 м, редко больше. Это объясняется тем, что поддержание очистного пространства крепью без закладки с увеличением мощности усложняется, а при слабых боковых породах становится практически невозможным.

Имеется много переходных разновидностей между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением. Постепенно усиливая распорную крепь, применяемую при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же простативная решетка из крепи не может противостоять горному давлению, то вместе с крепью применяют закладку.

Неустойчивую руду со слабыми прослоями также нельзя разрабатывать системами с открытым очистным пространством или с закладкой, даже с крепкими боковыми породами.

Очистная выемка с креплением без закладки производится, как правило, горизонтальными слоями или потолкоуступно,

с последовательной выемкой слоев снизу вверх, а каждого слоя или уступа — по простиранию.

Основным видом крепи является усиленная распорная крепь (рис. 79). Станковая крепь применяется при разработке мощных и весьма мощных месторождений, как правило, в сочетании с закладкой. Схему (см. рис. 79, б) применяют для неустойчивых пород лежащего бока, схему (см. рис. 79, в) — для неустойчивых пород висячего бока. Как бока, так и кровля при необходимости затягиваются накатником или досками. Концы распорок помещают в лунки глубиной 5—10 см.

Расстояния между рядами распорок и между распорками в ряду зависят от давления пород, размеров поддерживаемого пространства, мощности рудного тела, конструкции и толщины крепи. Часто при определении расстояния между распорками исходят из толщины имеющегося леса. Иногда в основу принимают необходимое по условиям работ расстояние между распорками и по нему подбирают толщину крепи.

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали составляет 1—2 м и по вертикали — между рядами 1,8—2,5 м; диаметр распорок 150—250 мм, иногда больше.

Вместо одиночных распорок иногда применяют кустовое крепление, представляющее собой несколько установленных рядом распорок.

В очистных выработках с большим первичным давлением распорная крепь должна быть податливой. Для этого в конструкцию крепи вводят элементы, работающие на сжатие поперек волокон (подкладки, подхваты), или заостряют один из концов распорки.

При системе с усиленной распорной крепью очистная выемка ведется уступами по простиранию (рис. 80).

Высота уступов 2—2,5 м, длина от 6—8 м до размеров длины блока (сплошной забой). Размеры блока показаны на схеме. Увеличение высоты этажа свыше 40—45 м нецелесообразно вследствие возрастания давления на крепь и затрат на ее возведение.

Обычно крепь устанавливают сразу вслед за выемкой. Руда по крыльчатым скатам поступает к рудоспускам, наращиваемым через 8—10 м. На руднике «Дарасун» в центре каждого такого рудоспуска соорудили лестничное отделение. Технология отбойки и транспортировки видоизменяется в зависимости от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, а также от элементов залегания рудного тела.

Разработка пологопадающих месторождений этой системой очень сходна с технологией отработки сплошными системами и отличается от последних регулярным возведением крепи. Очистной забой, имеющий сплошную форму, перемещается по простиранию, падению или восстанию.

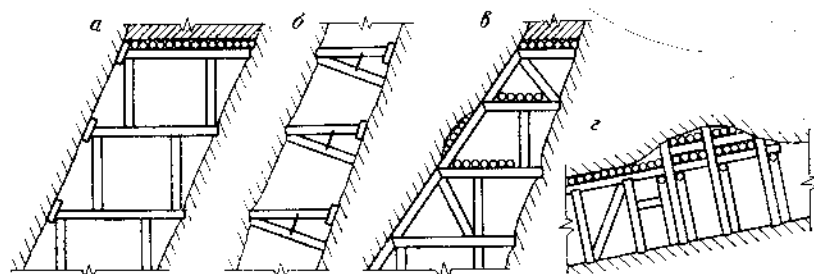


Рис. 79. Конструкции усиленной распорной крепи при крутом (а, б, в) и пологом (г) залегании

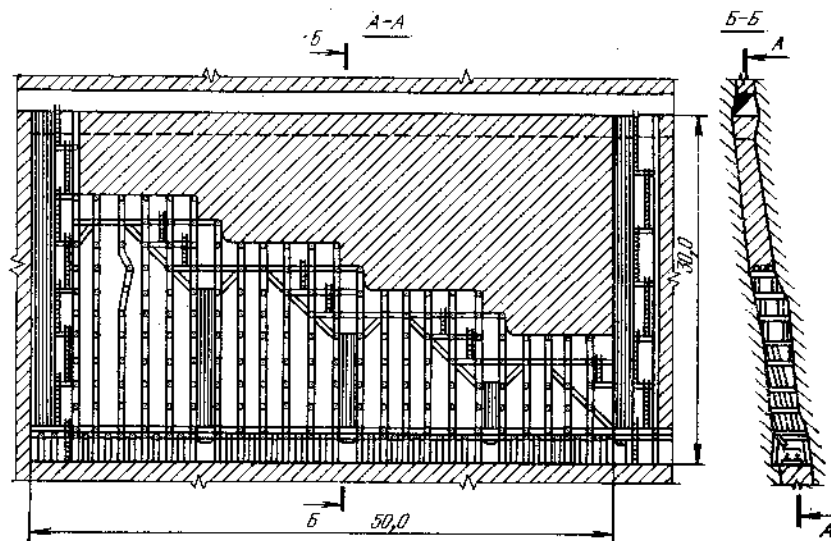


Рис. 80. Система разработки с усиленной распорной крепью

Транспортирование руды — преимущественно скреперами. В качестве крепи применяют крепежные рамы, костры, стойки, каменную кладку, бетонные столбы.

Станковую крепь применяют в сочетании с закладкой, так как в широких забоях станковая крепь без закладки неспособна выдерживать большое горное давление.

Недостатки систем с креплением — большой расход крепежных материалов (0,1—0,2 м³ на 1 м³ руды) и значительная трудоемкость работ по креплению. Производительность труда забойного рабочего составляет 0,5—2 м³/смену.

Сравнительная безопасность работ, возможность благодаря гибкости системы обрабатывать рудные тела в очень сложных

горно-геологических условиях с малыми потерями и разубоживанием являются основными достоинствами систем с креплением, оправдывающими их применение в отдельных случаях.

Глава 10

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 50. ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ ИХ

Отличительной особенностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Операция закладки входит в цикл очистных работ уступа или слоя.

От систем разработки с закладкой камер, последующая закладка выработанного пространства применяется при системах разработки с открытым очистным пространством, с magazинированием руды и комбинированных. Она служит для того, чтобы предотвратить сдвигание вмещающих пород после выемки блока, а иногда для создания благоприятных условий для выемки целиков. В последнем случае применяют твердеющую закладку, позволяющую до минимума сократить потери руды при выемке целиков.

Применение закладки выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, исключает возможность самовозгорания руд, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород.

В настоящее время на рудниках цветной металлургии удельный вес подземной добычи руд системами с закладкой выработанного пространства составляет около 25 % и с каждым годом увеличивается. При применении самоходного оборудования, использовании дешевых закладочных материалов и освоении гидротранспорта их системы разработки с закладкой становятся наиболее эффективными.

Группы систем разработки с закладкой выработанного пространства отличаются друг от друга направлением очистной выемки, способом получения закладочного материала и формой очистного забоя. В зависимости от этих признаков различают:

1. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой.
2. Системы разработки наклонными слоями с закладкой.

3. Потолкоуступные системы разработки тонких жил с раздельной выемкой и закладкой.

4. Нисходящие системы послойной разработки с закладкой.

5. Системы разработки со сплошной выемкой руды и закладкой.

Для систем с закладкой наиболее характерны следующие условия применения:

1. Небольшая мощность рудного тела — от нескольких сантиметров до 6 м и более.

Это объясняется тем, что для закладки выработанного пространства небольшой ширины необходимое количество закладочного материала можно получить за счет проходки горнокапитальных и подготовительных выработок, а также попутной подрывки боковых пород в очистном пространстве. Кроме того, для маломощных жил с неустойчивыми вмещающими породами систему с закладкой почти невозможно заменить какой-либо другой системой, тогда как мощные рудные тела в этих условиях можно разрабатывать системами с обрушением вмещающих пород, в частности слоевым обрушением. В мощных месторождениях системы с закладкой применяют в том случае, когда необходимо сохранить от сдвижения налегающие породы или земную поверхность.

2. Крутое падение рудных тел. Пологое падение затрудняет размещение в очистном пространстве закладочного материала, поэтому системы с закладкой в пологопадающих рудных телах применяют реже.

3. Устойчивые руды, так как в случае применения регулярной крепи система относится к классу систем с креплением и закладкой.

4. Как правило, неустойчивые вмещающие породы, так как крепкие руды при устойчивых вмещающих породах можно разрабатывать более производительными системами разработки с открытым очистным пространством и магазинированием. Однако устойчивость боковых пород не влияет на применение систем с закладкой; когда необходимость в них бывает связана с какими-либо обстоятельствами, например, необходимостью подрывки боков, наличием в рудном теле значительных включений или прослоев пустой породы, недопустимостью сдвижения вмещающих пород.

5. Высокая ценность руды вследствие значительной себестоимости добычи.

В отношении формы и постоянства элементов залегания рудного тела условия применения различных вариантов систем с закладкой неодинаковы. Некоторые из них, например системы разработки наклонными слоями, неприемлемы, если резко меняется мощность рудного тела, имеются местные его выполаживания, тектонические нарушения, крупные включения и прослои пустой породы. Напротив, применение систем разработки горизонтальными слоями в таких условиях не вызывает затруднений.

Большинство вариантов систем с закладкой позволяет отделять отбитую вместе с рудой пустую породу и оставлять ее в очистном пространстве. Возможна раздельная отбойка руды и пустой породы, а также выдача из блока руды разных сортов. Эти достоинства систем с закладкой нередко играют решающую роль при выборе систем разработки. Иногда системы с закладкой применяют для разработки колчеданных месторождений в связи с тем, что системы с обрушением более опасны в пожарном отношении.

§ 51. ЗАКЛАДОЧНЫЕ МАТЕРИАЛЫ, СПОСОБЫ ИХ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ

Закладочный материал должен удовлетворять ряду требований: быть дешевым и легко транспортабельным, не давать большой усадки, быть инертным в пожарном отношении. Иногда к закладочному материалу предъявляются дополнительные требования. Например, когда предусматривается его перепуск с этажа на этаж по мере опускания выемки, закладка не должна слеживаться. Напротив, для отработки целиков между заложными камерами закладочный материал должен уплотняться и обладать устойчивостью, для этой цели в него иногда добавляют цементирующие вещества. Если подача его ведется водой (гидравлическая закладка), то в закладочном материале не должно быть илистых частиц и после размещения он должен легко отдавать воду.

В качестве закладочных материалов применяют песок, дробленые горные породы, полученные в шахте или добытые на поверхности, породы от моск и сортировок, из отвалов на поверхности, хвосты обогатительных фабрик, котельные и металлургические шлаки.

В зависимости от способов транспортировки закладочных материалов в отработанное пространство камер и состояния закладки различают сухую самотечную, механическую, пневматическую, гидравлическую и твердеющую закладки.

Для самотечной сухой закладки рекомендуется дробленый материал в кусках смешанной крупности, песчанистый гравий, хвосты обогатительных фабрик, гранулированные шлаки. Добавка глины к такому закладочному материалу не должна превышать 15—20 %.

Для механической закладки используются породы от проходческих работ с крупностью кусков до 150—200 мм.

Для пневматической закладки используют дробленые малоабразивные породы крупностью от 5 до 60 мм с примесью глины до 10—15 %. Максимальные размеры отдельных кусков не должны быть более трети диаметра трубопровода.

Для гидравлической закладки наилучшие результаты дает использование крупнозернистых песков и обесшламленных хвостов обоганительных фабрик. Хорошими свойствами обладает закладочная шихта, состоящая из 60 % кварцевого песка и 40 % сланцевого щебня с крупностью кусков не более 20 мм. Общая усадка такого материала не превышает 6—9 %.

В зависимости от материала закладки соотношение твердого к жидкому принимается: для песка от 1:0,75 до 1:1; для более крупного материала от 1:1,5 до 1:2,5.

Увеличение крупности материала приводит к повышенным притокам воды в горные выработки и их заиливанию, а также к увеличению нагрузки на водоотливные установки.

Закладочный материал после размещения его в выработанном пространстве оседает. Величина коэффициента усадки (%) колеблется в пределах:

при сухой самотечной закладке	20—25
при механической закладке	20—30
при пневматической закладке	10—15
при гидравлической закладке	5—10

Твердеющая закладка представляет собой смесь ряда компонентов — вяжущего, заполнителя и воды. После укладки она затвердевает, образуя монолитный массив. В некоторых случаях для повышения пластичности и транспортабельности в ее состав вводят тонкомолотые инертные и слабоактивные добавки, так называемые микрозаполнители, а также пластифицирующие добавки, обеспечивающие минимальные углы растекания смеси.

Твердеющая закладка применяется с целью отработки месторождений с минимальными потерями. Кроме того, она применяется при совместной открыто-подземной разработке месторождений, опережающей выемке ценных руд при сохранении более бедных для последующей повторной разработки, разработке месторождений на больших глубинах с повышенной опасностью горных ударов, отработке пожароопасных месторождений, а также месторождений, находящихся под охраняемыми объектами и водоемами.

Состав и стоимость твердеющей закладки зависят от наличия местных материалов необходимой прочности, принятой схемы ее приготовления и способа подачи закладочного материала в выработанное пространство (табл. 5).

Из таблицы видно, что наиболее дешевая твердеющая закладка получается при использовании местных материалов и отходов производства для приготовления вяжущих вместо портландцемента.

Перспективным является применение упрочненной закладки. В качестве инертного заполнителя в этом случае используются породы от проходческих работ или перенушенные с верхних

ТАБЛИЦА 5

Рудник	Вяжущие	Заполнители	Расход вяжущ., кг/м³	Водоцементное отношение	Прочность на сжатие, МПа	Площадь обожжения, м²		Средняя прочность, МПа
						вертикальная	горизонтальная	
«Текел»	Цемент $P_d = 250$	Песчано-гравийная смесь	300	1,0	$P_{180} = 5-6$	1300	400	13,4
«Гайский»	Доменный гранулированный шлак с добавкой цемента	Песок	400	0,9	$P_{180} = 5-6$	2500	—	3,7
«Первомайский»	Доменный гранулированный шлак	Песок	400	0,9	$P_{180} = 9$	440	340	2,2
«Лениногорский»	Цемент $P_d = 400$	Песок, хвосты, щебень	244	1,0	$P_{28} = 5-6$	—	—	12
«Агты-Топканский»	Цемент $P_d = 400$	Порода	160	0,7	$P_{60} = 3,5-6,2$	—	—	3-6
«Красногвардейский» (г. Красноуральск)	Цемент	Гранулированный шлак	40—120	—	$P_{180} = 4-6$	—	—	2,5—4,0
«Маяк»	Цемент	Песок, гравий, щебень, хвосты	350—400	1,1	$P_{180} = 5-13$	700	—	24—27
«Зыряновский»	Цемент $P_d = 400$	Песчано-гравийная смесь	160	1,0	$P_{28} = 4-5$	270	32	13

* В индексе указан возраст закладки в сутках.

этажей из ранее заложенных камер. Закладку упрочняют методом инъекции цементным, цементно-шлаковым или другими вяжущими растворами. Себестоимость 1 м³ упрочненной закладки составляет 1,5—2,0 руб.

Прочность закладки изменяется с течением времени; сначала она возрастает, затем в течение длительного времени остается примерно постоянной.

Транспортирование закладочных материалов. В современной практике на горнодобывающих предприятиях оборудуются механизированные закладочные комплексы, позволяющие осуществлять добычу, дробление, хранение, транспортирование закладочных материалов и укладку их в выработанное пространство.

Сухие закладочные материалы в подземные выработки транспортируют по специальным породопускам, а при большой глубине — по трубам, проложенным в шахтном стволе, или по скважинам. Трубы из марганцовистой стали имеют диаметр 400—600 мм и толщину стенок 8—10 мм. Износ стенок на 1 мм наступает после пропуска по трубам 25 000 м³ пород средней крепости. Под трубоспуском устраивают бункер вместимостью 25—30 м³ с люковым затвором.

По горизонтальным выработкам закладочный материал транспортируют в вагонетках, конвейерами, а внутри блоков и камер самотеком, скреперами, реже конвейерами. Наиболее производительное перемещение закладочного материала по трубам с помощью сжатого воздуха или воды.

При механическом способе возведения закладки закладочный материал доставляется в выработанное пространство закладочной машиной или скрепером. Основные недостатки — сложная организация работ в забое, низкая плотность закладочного массива, громоздкость применяемого оборудования — ограничивают область применения этого способа.

При гидравлическом транспорте смесительные устройства, из которых закладочный материал поступает в блок, располагают на поверхности (рис. 81, а) или в подземных выработках (рис. 81, б). Конструкции поверхностных установок зависят от гранулометрического состава поступающего материала. Из подземных просты по устройству смесительные установки для песчаного закладочного материала (рис. 82). Эти установки не требуют оборудования для дробления или размыва.

Измельченная порода с поверхности поступает в бункер 1 вместимостью несколько десятков кубометров, который перекрывается затвором 2, приводимым в действие от пневмоцилиндра 3. Вода по трубопроводу 4 при открывании вентиля 5 поступает в нижнюю часть бункера. При открытом затворе закладочная пульпа через лоток 6 и воронку 7 поступает в закладочный трубопровод 8. Консистенцию пульпы регулирует оператор путем изменения количества подаваемой воды, высоты вы-

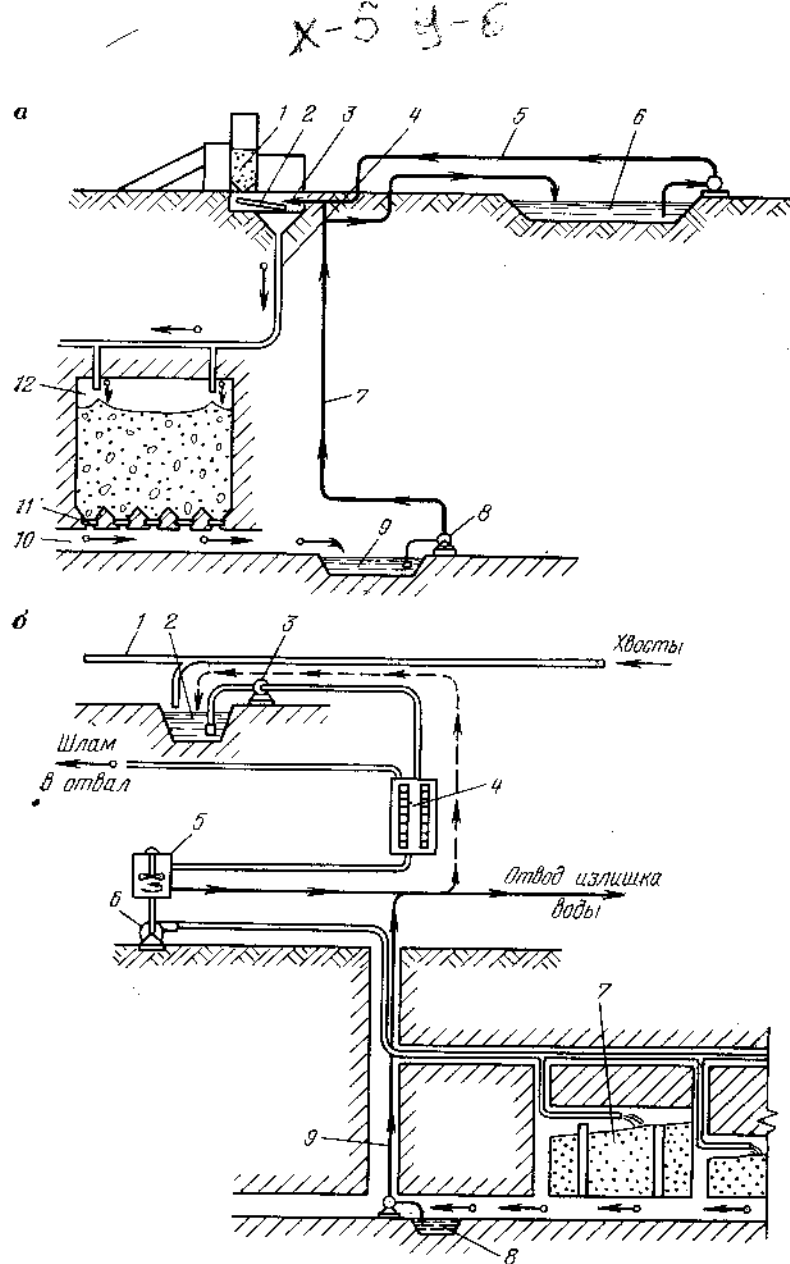


Рис. 81. Схемы гидрозакладочных комплексов: а — с использованием гравия, щебня и т. п., смесительная установка на поверхности (1 — бункер; 2 — смесительный лоток; 3 — гидромонитор; 4 — закладочный трубопровод; 5 — трубопровод для подачи осветленной воды к гидромонитору; 6 — водоотстойник; 7 — водопровод; 8 — насос; 9 — водосборник; 10 — выработки с водоотводными канавками; 11 — фильтрующие перемычки; 12 — выработанное пространство); б — с использованием хвостов обогатительной фабрики (1 — хвостопровод с обогатительной фабрики; 2 — зумпф; 3 — грязевый насос; 4 — классификатор; 5 — агрегат; 6 — песочный насос; 7 — гидрозакладка; 8 — водосборник; 9 — водопровод)

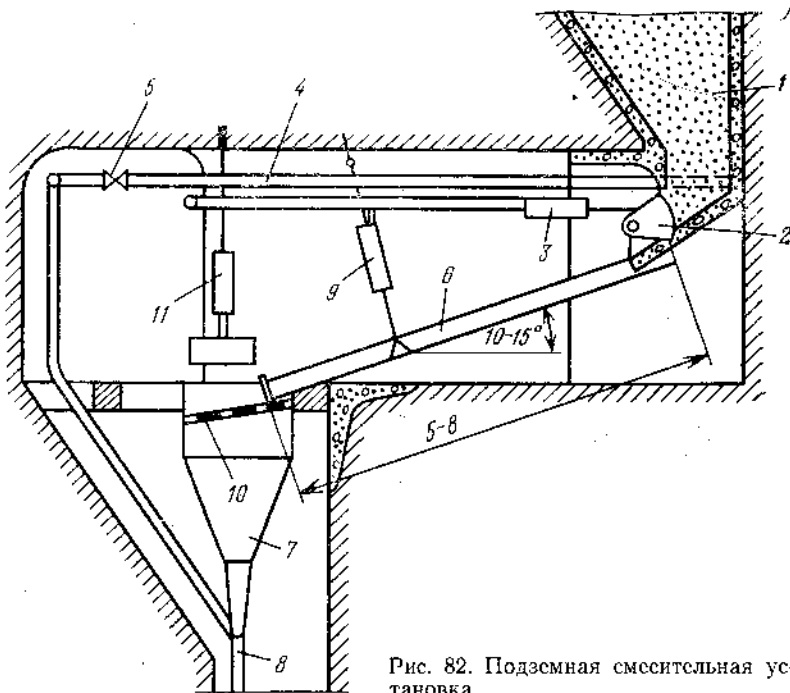


Рис. 82. Подземная смесительная установка

пускного отверстия и наклона лотка. Подъем лотка осуществляется с помощью пневмоцилиндра 9. Не прошедшие через решетку 10 (с ячейками 65×65 мм; 90×90 мм) куски породы удаляются оператором в сторону с помощью механического скребка 11, установленного над решеткой.

Если в качестве закладочных материалов используют хвосты обогатительных фабрик, то их до подачи в смесительные устройства обесшламвливают, т. е. освобождают от тонкой илстой фракции, которая препятствует отдаче воды после размещения закладки в камере.

Хвосты обогатительных фабрик, содержащие небольшое количество шламов, а также природные крупнозернистые кварцевые пески используют для закладки без предварительной классификации и обесшламвливания. Иногда ограничиваются простым обесшламвливанием путем слива шламов с водой при перемешивании материала в баке.

Магистральные трубопроводы гидротранспорта собирают из стальных цельнотянутых труб длиной 5—6 м с толщиной стенки 9—12 мм.

На медноколчеданных рудниках, применяющих для гидрозакладки гранулированный шлак, диаметр трубопровода 100—125 мм. Трубы соединяют вращающимися фланцами с резино-

вой прокладкой. Для удлинения срока службы магистральный трубопровод после пропуска 15—20 тыс. м³ закладочного материала разворачивают на 120°. Применение труб, футерованных плавленым базальтом, удлиняет срок службы трубопровода примерно в два раза при работе на крупнокусковых материалах.

Разводящий трубопровод для облегчения сборки и разборки монтируют из труб длиной 2 м с толщиной стенки 3 мм с помощью быстроразъемных соединений.

Для транспортирования закладочных материалов по трубам сжатым воздухом применяют пневматические закладочные машины, позволяющие производить загрузку породы в трубопровод, находящийся под давлением сжатого воздуха. Они подразделяются на два вида: камерные, действующие периодически и барабанные, работающие непрерывно. Закладочные машины располагают на поверхности или вблизи от нее; в подготовительных выработках на небольшом расстоянии от очистных работ; в закладываемом очистном пространстве. В последнем случае машины служат только для выбрасывания материала.

В отечественной практике применяют пневматические закладочные машины камерного (ПЗМ-1 м; ДЗМ-2) и барабанного (ПЗБ) типа, позволяющие транспортировать породу на расстояние до нескольких сот метров (рис. 83).

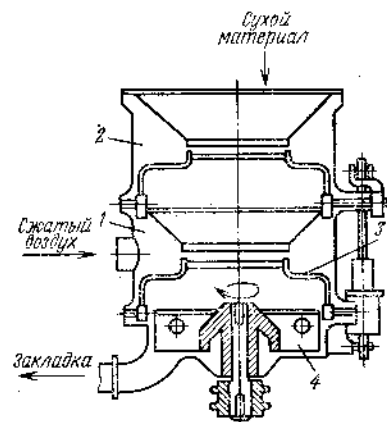


Рис. 83. Схема двухкамерной закладочной машины ДЗМ-2:

1, 2 — камеры; 3 — затворы секторного типа; 4 — ячейковое колесо

Техническая характеристика машины ДЗМ-2

Производительность, м ³ /ч	120
Приведенная дальность транспортирования материала по трубам, м	до 1500
Давление воздуха в закладочном трубопроводе, МПа	0,43
Давление воздуха, поступающего в машину, МПа	0,55
Средний расход воздуха на 1 м ³ закладочного материала, м ³	100—110
Диаметр закладочного трубопровода, мм	175, 200
Габариты, мм:	
длина	2440
ширина	1130
высота	2440

При пневматическом транспорте материал по трубам движется со скоростью 30—40 м/с и более. Абразивный закладоч-

ный материал в сочетании с большой скоростью вызывает быстрый износ трубопровода, особенно в местах закруглений, поэтому его арматура должна иметь максимальную износостойчивость и небольшую массу, обеспечивать быструю замену изношенных деталей.

Магистральный трубопровод собирают из стальных цельнотянутых труб длиной 5—6 м с толщиной стенки 8—10 мм. Забойный трубопровод для облегчения сборки и разборки собирают из коротких двухметровых труб с толщиной стенки 3—4 мм.

Необходимость мощной компрессорной установки, повышенные требования к качеству закладочного материала, быстрый износ трубопровода и сильное пылеобразование являются основными недостатками пневматической закладки, поэтому она редко применяется при разработке рудных месторождений.

Бетонную или другую твердеющую закладку в большинстве случаев транспортируют к закладываемым блокам от смешительных установок, расположенных на поверхности или на промежуточном горизонте под землей, по трубам. Перемещение закладочного материала происходит за счет давления, создаваемого силой тяжести самого бетона, находящегося в вертикальных трубопроводах.

Такой способ перемещения твердеющей закладки называется самотечным.

Дальность перемещения смеси по горизонтали в 3—5 раз превышает высоту вертикального столба смеси. Скорость транспортирования не менее 0,3—0,7 м/с для предупреждения расслаивания смеси в трубах и не более 4 м/с для уменьшения износа труб.

При транспортировке твердеющей закладки самотечным способом используют толстостенные стальные трубы диаметром 150—200 мм.

На рис. 84 показана схема закладочного комплекса на подземном руднике Гайского ГОКа для приготовления и подачи в отработанные камеры твердеющей закладки. Технологический процесс заключается в приготовлении вяжущего, инертных заполнителей и подаче этих материалов в определенных дозах в смеситель для смешивания их с водой. Одновременно с этим шнековым питателем в смеситель подаются активизирующие добавки (7—10 % цемента от массы вяжущего).

Приготовленная смесь через питатель и приемные воронки по трубопроводу в закладочном стволе подается в отработанные камеры.

В тех случаях, когда твердеющие материалы необходимо подать на расстояние, превышающее длину самотечного участка, применяют самотечнопневматический трубопроводный транспорт.

Для этой цели в горизонтальный участок трубопровода через каждые 50—60 м врезают воздушные форсунки-трубки диа-

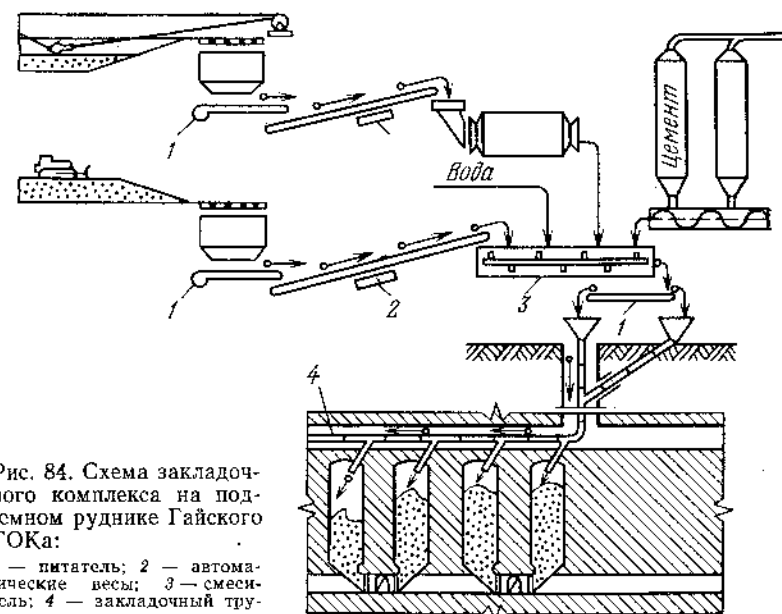


Рис. 84. Схема закладочного комплекса на подземном руднике Гайского ГОКа:

1 — питатель; 2 — автоматические весы; 3 — смеситель; 4 — закладочный трубопровод

метром 18—25 мм с обратным клапаном и вентилем. Применение такого способа транспортировки на Норильском комбинате позволило перемещать твердеющую закладку на расстояние до 1500 м.

После окончания транспортирования материалов ставы труб промывают или продувают сжатым воздухом.

§ 52. ТЕХНОЛОГИЯ ЗАКЛАДКИ

Гидравлическую закладку чаще применяют при разработке рудных месторождений горизонтальными слоями с закладкой.

Подготовка выработанного пространства блока для закладки сводится к возведению перемычек и отшивок для удержания закладочного массива, к устройству дренажных каналов для стока воды и тонких шламов.

Для предотвращения выпаса мелочи на подошве первого закладываемого слоя укладывают плотный настил. Наружные стенки восстающих и рудоспусков обшивают тесом. Все неплотности и щели законопачивают сеном или паклей.

Закладочный трубопровод прокладывают на полную длину блока (камеры), а затем по мере возведения закладочного массива укорачивают.

Если закладочный материал плохо отдает воду, то в месте стока гидросмеси (обычно на одном из флангов закладываемого блока) собирается вода со взвешенными в ней частицами гли-

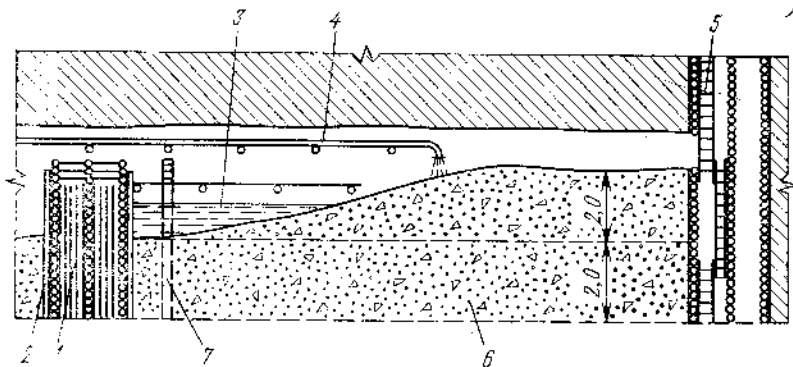


Рис. 85. Схема гидрозакладки горизонтального слоя и дренажа воды из «прудка»:

1 — рудоспуск; 2 — деревянная обшивка рудоспуска; 3 — «прудок» воды; 4 — пульпопровод; 5 — восстающий; 6 — закладочный массив; 7 — деревянная дренажная труба

нистого материала, образуя «прудок». Эту воду необходимо удалять, для чего в закладочном массиве по всей его высоте, там где образуется «прудок», прокладывают дренажные трубы (рис. 85), обычно деревянные с отверстиями в стенках, обтянутые сверху мешковиной. Вынос мелочи и ила в зависимости от качества закладочного материала составляет 2—5 % от общей массы закладочного материала.

Процесс возведения закладочного массива начинается после сообщения о готовности забоя к приему закладочного материала. Оператор открывает вентиль основного става водоподающего трубопровода и в течение 3—4 мин промывает рабочий трубопровод. После этого в смесительную установку подают закладочный материал и воду. Образовавшаяся гидросмесь начинает поступать через лоток на решетку смесительной воронки (см. рис. 82). Оператор доводит плотность гидросмеси до требуемой и одновременно наблюдает за решеткой смесительной воронки, устраняя скопление материала и удаляя крупные куски породы.

Вода вместе с мелкими фракциями закладочного материала, фильтруясь через закладочный массив, поступает на откаточный горизонт в водоотливную канаву, по которой вместе с шахтной водой стекает в водосборник.

По сравнению с сухой закладкой гидравлическая позволяет значительно увеличить производительность труда, обеспечить полную механизацию, хорошую плотность закладочного массива и снизить себестоимость 1 т добычи.

Существенными недостатками гидравлической закладки являются высокие капитальные затраты и заиливание горных выработок.

В процессе гидравлической закладки наиболее трудоемкой операцией является подготовка к приему закладочного мате-

риала; в себестоимости закладки эта операция составляет 47—64 %. Поэтому заслуживает внимания способ использования для закладки всей массы хвостов обогатительных фабрик без их обесшламливания с поглощением воды компонентами, входящими в состав закладочного материала.

Такой способ закладки в последние годы все более широко применяется на уральских золотодобывающих предприятиях.

Возведение закладочного массива при использовании твердых смесей включает в себя следующие операции:

1. Изоляцию закладываемых камер от примыкающих к ним горных выработок.

2. Монтаж закладочных трубопроводов.

3. Укладку твердеющего материала в массив.

Подвижные закладочные смеси, транспортируемые с поверхности по трубопроводам, подают в выработанное пространство непосредственно без трубопровода через закладочные выработки и скважины. При разработке крутопадающих рудных тел заполнение камер не представляет затруднений и закладочная смесь полностью заполняет выработанное пространство.

При отработке пологопадающих и горизонтальных залежей

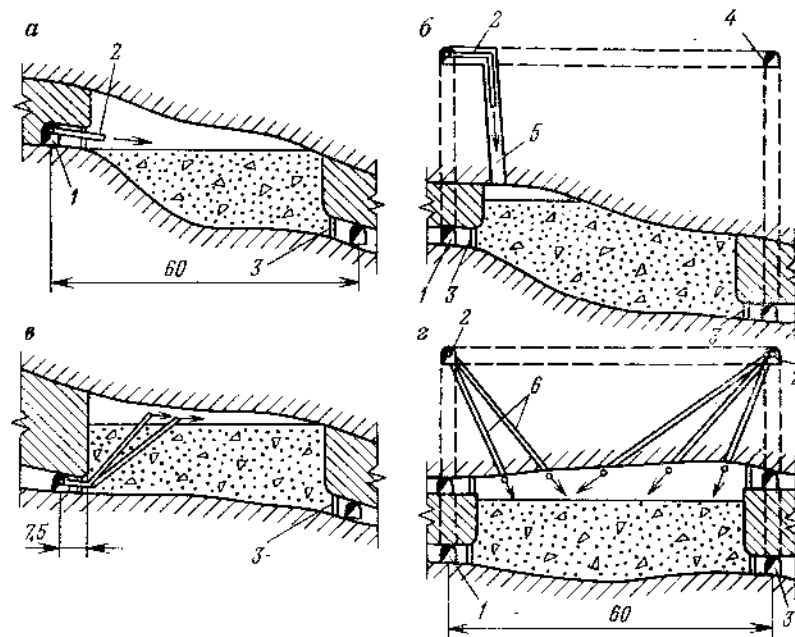


Рис. 86. Схемы подачи твердеющей закладки при выемке пологопадающих рудных тел: а, в — по трубопроводам; б — по закладочному восстающему; г — по скважинам;

1 — панельные штреки; 2 — закладочный трубопровод; 3 — изолирующие перемычки; 4 — вентиляционно-закладочные штреки; 5 — вспомогательные закладочные выработки; 6 — скважины

закладка камер усложняется, так как в этом случае существенное значение приобретает дозакладка пологих участков. Наиболее эффективным в этом отношении является вариант подачи закладочной смеси через специальные скважины, из которых одна является подающей, другая воздухоотводящей. Диаметр скважин 150—300 мм.

В зависимости от горнотехнических условий применяют и другие схемы подачи закладки в выработанные камеры (рис. 86). Контроль за полнотой заполнения камер твердеющими смесями осуществляется визуальными наблюдениями, с помощью контрольных скважин и специальных горных выработок. Наиболее эффективным способом контроля, внедренном на руднике «Маяк», является дистанционный контроль за положением закладки с помощью уровнемеров.

§ 53. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Для применения систем этой группы наиболее характерны: тонкие и средней мощности крутопадающие рудные тела с рудой от средней крепости до крепкой, неустойчивые боковые породы, непостоянные элементы залегания, наличие тектонических нарушений; ценная руда с включениями пустой породы, которые необходимо отбирать и оставлять в очистном пространстве. От указанных условий возможны различные отклонения. Так, например, боковые породы могут быть крепкими и устойчивыми, элементы залегания выдержанными, а руда может не содержать включений пустой породы. В этих случаях сохранение поверхности от сдвижения и сокращение потерь полезного ископаемого определяют область применения этих систем. В зависимости от направления очистной выемки можно выделить два варианта системы разработки горизонтальными слоями с закладкой: по простиранию рудной залежи и вкрест простирания.

Длина блоков 30—60 м, в отдельных случаях 100—120 м. Высота этажа от 35—40 до 50—60 м. При отработке залежей вкрест простирания размеры камер и междукamerных целиков по ширине могут быть одинаковыми и составлять 5—10 м.

Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении рудного откаточного штрека, а при большой мощности — двух рудных штреков и соединяющих их ортов. На фланге блока или в центре его проходится восстающий (рис. 87).

Очистные работы начинаются с уровня кровли откаточного штрека или над ним оставляют небольшой надштрековый целик толщиной 3—4 м. Выемку руды в блоке ведут слоями высотой 2,0—3,0 м. Увеличение высоты слоев повышает производительность труда рабочих, но снижает безопасность работ.

Отбойка — мелкошпуровая горизонтальными или вертикальными шпурами, транспортирование руды до рудоспусков — ме-

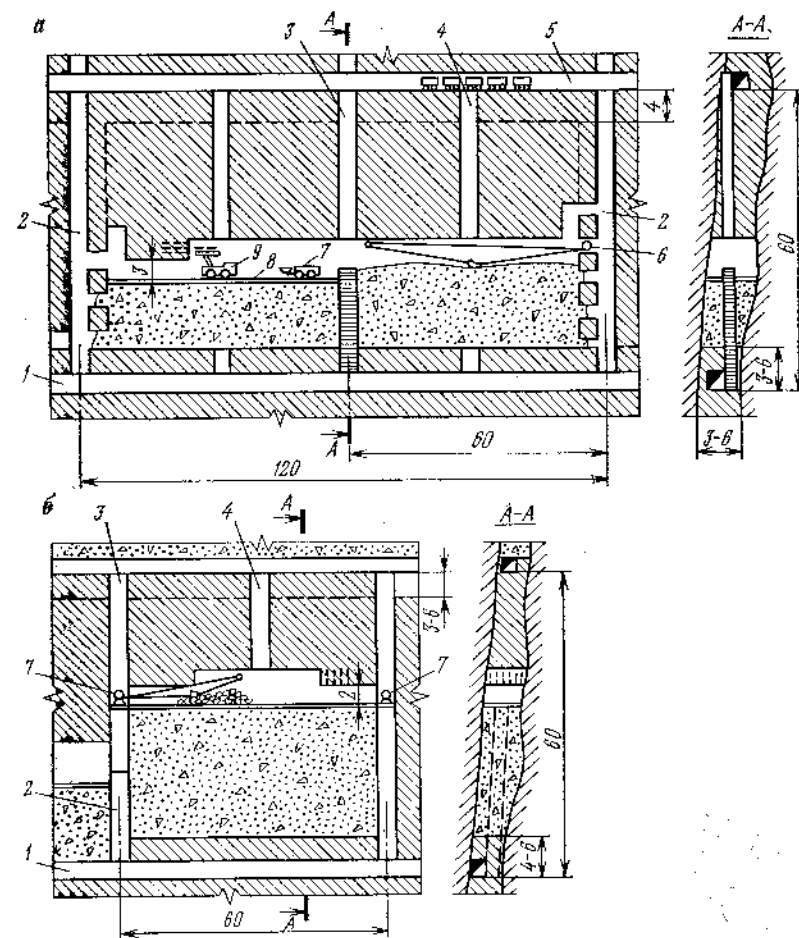


Рис. 87. Варианты системы разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой:

а — с доставкой руды самоходными машинами; б — с доставкой руды скрепером; 1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — вентиляционный восстающий; 4 — закладочный восстающий; 5 — вентиляционно-закладочный штрек; 6 — скреперная установка; 7 — ПДМ; 8 — бетонный настил; 9 — самоходная буровая установка

ханизированное: скреперными лебедками или погрузочно-доставочными машинами.

После отработки первого слоя на крепь штрека или целик укладывается прочный настил и в местах, намеченных для образования рудоспусков, сооружают люки. Вслед за отработкой второго слоя выработанное пространство первого слоя заполняют закладочным материалом, а над люками предварительно возводят рудоспуски, закрепляя их деревом, бетоном, стальными трубами большого диаметра (500—1200 мм) или железобетонными трубами.

бетонными кольцами. Отработанный блок отшивается по вертикали на всю мощность от соседнего с целью предотвращения разубоживания руды.

Во избежание потерь рудной мелочи поверхность закладки покрывают прочным деревянным или металлическим настилом. В случаях отработки особо ценных руд настил может быть выполнен из старых консервных лент. Иногда настил покрывают брезентом. Наиболее эффективным средством борьбы с потерями и разубоживанием при системах горизонтальных слоев с закладкой является упрочнение закладочного массива или поверхности его слоев, т. е. применение бетонных настилов толщиной 15—20 см. Применение таких настилов позволяет устранить проникновение рудной мелочи в закладку; улучшить проветривание блока, увеличить устойчивость закладочного массива и использовать самоходное оборудование для бурения и доставки руды.

Для этого поверхность закладки разравнивают и торкретируют ее жидким раствором быстротвердеющего бетона (рис. 88).

Для улучшения организации работ выемочный блок длиной 100—120 м делят на два полублока, работы в которых чередуют. В одном полублоке ведут отбойку руды и транспортирование ее до рудоспуска скреперными установками или малогабаритными погрузочно-доставочными машинами. В другом полублоке наращивают рудоспуски, производят их изоляцию, укладывают закладку и бетонное покрытие. Твердеющая смесь для бетонного настила подается в блок по обычным закладочным трубопроводам. Время твердения настила около двух суток.

Системы разработки горизонтальными слоями с твердеющей закладкой применяют для отработки мощных крутопадающих и горизонтально залегающих месторождений, представленных ценной рудой высокой устойчивости. При этом широко используют самоходное оборудование, которое применяется как для подготовки блоков, так и в процессе очистной выемки (рис. 89). Подготовка осуществляется транспортным шпелем 1, ортами-заездами 2, фланговыми вентиляционно-ходовыми и закладочными восстающими 3 и наклонным петлевым съездом 4, проведенным по диагонали блока в лежачем боку залежи под углом 10—12°. Использование наклонного съезда позволяет механизировать все основные и вспомогательные работы в блоке, осуществлять обслуживание и ремонт самоходных машин.

Очистную выемку ведут горизонтальными слоями высотой 3,5—4,5 м от центра к флангам блока, начиная ее от сбойки слоя с наклонным съездом. При отбойке руды восходящими шпурами высота призабойного пространства составляет 3 м; при отбойке горизонтальными шпурами она может быть уменьшена до 2—2,5 м. На очистных работах используются дизельные

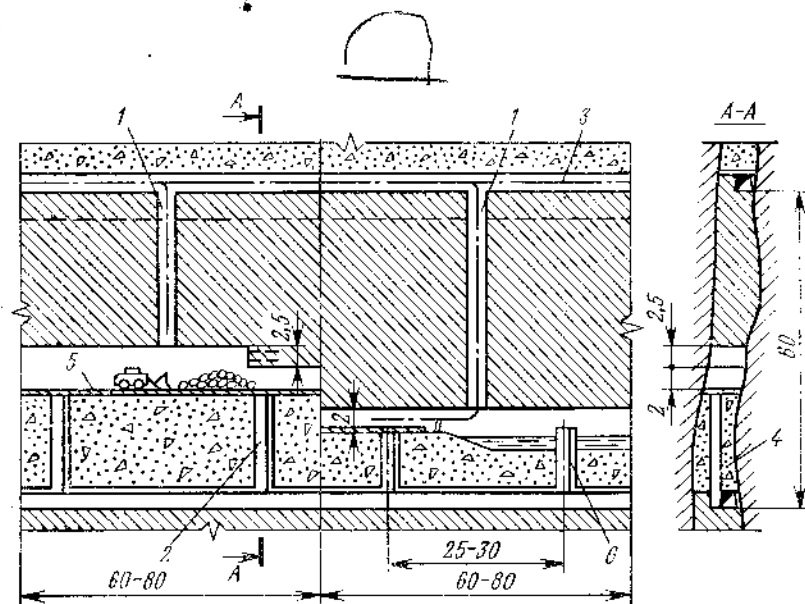


Рис. 88. Система разработки горизонтальными слоями с гидрозакладкой и бетонным настилом:

1 — блоковые восстающие; 2 — рудоспуски и ходовые восстающие в два отделения; 3 — нульопровод; 4 — гидрозакладка; 5 — бетонный настил; 6 — дренажная труба

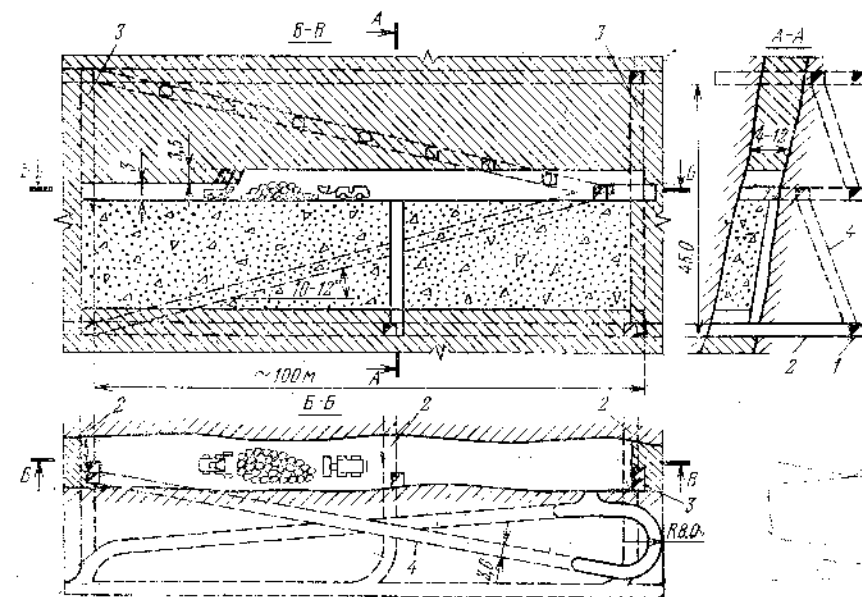


Рис. 89. Система разработки горизонтальными слоями по простиранью с твердеющей закладкой

пневмоколесные самоходные буровые установки на 2—3 перфоратора, мощные погрузочно-доставочные машины с ковшем вместимостью 2—4 м³ и производительностью 500—600 т/смену, машины для зарядания шпуров, осмотра и крепления кровли и другие.

Использование комплексов самоходных машин позволяет обеспечить высокую интенсивность очистной выемки. Так, при ширине камеры 8—12 м и высоте отрабатываемого слоя 3,5—4,5 м суточное продвижение очистного забоя достигает до 3,5 м. Производительность труда рабочих забойной группы составляет 70—80 т/смену. Применение упроченной или твердослойной закладки, мощного самоходного оборудования обеспечивает резкое повышение производительности, но требует увеличения затрат на закладку. Поэтому системы оправдывают себя только при разработке ценных руд.

Производительность блока при использовании самоходного оборудования от 1500 до 6500 т/мес. Расход крепежных материалов 0,01—0,02 м³/м³. Величина потерь при наиболее благоприятных условиях эксплуатации от 0,5 до 1,5 %. Разубоживание при правильном ведении работ не превышает 3 %.

Объем подготовительно-нарезных работ в зависимости от параметров блока составляет от 12—15 до 25 м³/1000 т.

Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой и расположением камер вкрест простирания в практике применения редки, поэтому описания их не приводим.

§ 54. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Особенность этих систем состоит в выемке руды слоями, наклоненными к горизонтальному на 30—40°, благодаря чему транспортирование руды до рудоспусков и размещение закладочного материала в очистном пространстве происходят под действием силы тяжести.

Различие в условиях применения этой системы по сравнению с системой разработки горизонтальными слоями является существенным вследствие наклонного положения кровли и подошвы очистного пространства.

Выемку наклонными слоями обычно применяют при мощности рудного тела менее 3—4 м, так как в широком наклонном забое трудно следить за состоянием кровли. С другой стороны, невозможность сортировки руды на наклонном настиле и оставления в забое пустой породы не позволяет применять эту систему в рудных телах мощностью менее 0,7—0,8 м.

Резкое измельчение мощности, наличие геологических нарушений, прожилков и оруденений в боках, а также больших включений в руде пустой породы исключают возможность применения системы.

При угле падения менее 60° закладочный материал и руда задерживаются на лежащем боку и на их перелопачивание затрачивается дополнительный труд. Поэтому применение данной системы при этом условии нецелесообразно.

Разработка наклонными слоями целесообразна только при устойчивой руде и невозможна при слабых боковых породах.

По сравнению с системой разработки горизонтальными слоями область применения рассматриваемой системы значительно уже.

В типичном варианте этой системы рудный откаточный штрек 1 (рис. 90) располагают посередине блока. Восстающие 2, имеющие три отделения — два закладочных и лестничное между ними, — проходят по контакту с висячим боком.

Выемка блока включает четыре стадии: начальную, состоящую в выемке наклонными или горизонтальными слоями треугольников I руды; нормальную для отработки основного массива блока II; доработку треугольника III горизонтальными слоями; отработку потолочины (подштрекового целика) IV.

Первые три стадии выполняются последовательно, без перерыва во времени. Выемку потолочины осуществляют после того, как отпадает необходимость в сохранении верхнего штрека.

В нормальной стадии отбойку руды целесообразно вести восходящими шпурами глубиной 1,5—1,8 м, взрываемыми в два-три приема (см. левую часть блока на рис. 90). Отбитая руда скатывается по настилу к перекрытому грохотом рудоспускному отделению восстающего. Настил очищают от рудной мелочи и убирают. После наращивания рудоспуска 3 выработанное пространство заполняют слоем закладочного материала толщиной 1,5—1,8 м и вновь покрывают настилем. Перед закладкой высота очистного пространства составляет 3,5—4 м, что возможно только при устойчивых боковых породах.

При выдержанных элементах залегания боковых и устойчивых породах щиты настила после выпуска руды поднимают и укрепляют на высоте наращиваемого слоя закладки. Затем

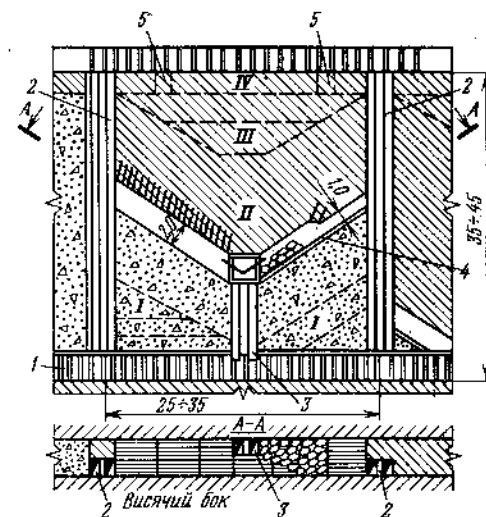


Рис. 90. Система разработки наклонными слоями с закладкой

закладочный материал подается самотеком, заполняя все пространство под настилом. Между закладочным материалом и массивом руды смежного блока так же, как и при отработке горизонтальными слоями, делается отшивка.

В правом крыле блока (см. рис. 90) показано бурение с временно замагазинированной на настиле 4 рудой при максимальной высоте очистного пространства 3 м. При неустойчивых боковых породах закладочный материал подводят под самую кровлю, оставляя свободным расстояние в 20—30 см для подачи воздуха.

Иногда обруивание слоя ведут нисходящими шнурами, параллельными кровле. Такая выемка слоя сверху вниз хотя и позволяет создать ровную кровлю, но опасна для бурильщика из-за обрушающихся сзади него кусков породы.

Если руда имеет отчетливо выраженную слоистость, разработка с двухсторонним наклоном слоев становится опасной, так как в том крыле блока, где наклон совпадает с направлением слоистости, могут отслаиваться и обрушаться куски руд.

В этом случае слоям придают односторонний наклон — от одного блокового восстающего к другому. Начальная стадия состоит в выемке наклонными (в правой части блока) или горизонтальными слоями (в левой части блока) треугольников I руды над штреком. В первом случае закладку подают в выработанное пространство из восстающего и она располагается под углом естественного откоса, а руду выдают на штрек через отверстия, образуемые путем снятия затяжки в кровле штрека. Во втором случае закладку подают только после выемки всего треугольника, а отбойку в верхней его части ведут с распорок или с временно замагазинированной руды. Второй способ предпочтительней при небольшой мощности месторождения и устойчивых боках.

Рудный треугольник III дорабатывается горизонтальными слоями, так как подача закладочного материала под действием силы тяжести из восстающих невозможна. Закладочный материал подают через закладочные печи 5.

Вариант системы наклонными слоями в условиях усиленного горного давления применяют на руднике «Чемпион Риф» (Индия) на глубине разработки более 3000 м. Крутопадающая золотосодержащая жила мощностью 1—1,5 м разрабатывается с закладкой гранитными блоками на цементном растворе.

Широкое внедрение в практику подземной разработки самоходного оборудования, совершенствование способов транспортирования закладочного материала и создание твердеющих смесей позволили отказаться от традиционных блоковых способов разработки и применить сплошную выемку наклонными слоями.

Возможность использования только сухой закладки, ограниченные условия применения, сложная организация очистной

выемки, повышенная опасность работ на наклонной плоскости, большие потери и разубоживание руды ограничивают область применения систем наклонными слоями с закладкой.

§ 55. ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ТОНКИХ ЖИЛ С РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКОЙ И ЗАКЛАДКОЙ

Эти системы разработки применяют в весьма тонких (0,3—0,4 м) крутопадающих жилах, когда достаточное количество закладочного материала получается от подрывки боковых пород. Руду отбивают отдельно от пустых пород или совместно с ними (рис. 91). В последнем случае отбитую рудную массу сортируют в очистном забое, оставляя пустую породу в закладке. Забою придают сплошную форму, что обеспечивает удобные условия производства работ и более высокую производительность труда. Применение этой системы оправдывает себя только при добыче очень ценной руды. Система имеет ограниченное применение в связи с тем, что во многих случаях оказывается более выгодной валовая разработка жилы (с замагазинированной руды). При прочих равных условиях по сравнению с системой с замагазинированием рассматриваемый вариант имеет меньшую производительность и высокую себестоимость 1 т добычи.

Рудную массу отбивают восходящими шнурами небольшого диаметра. В первую очередь обруивают и отбивают на металлический настил жилу. Вмещающие породы подрывают во вторую очередь, после уборки настила. В результате отбойки жилы вдоль всей линии забоя образуется щель глубиной 0,8—1,2 м.

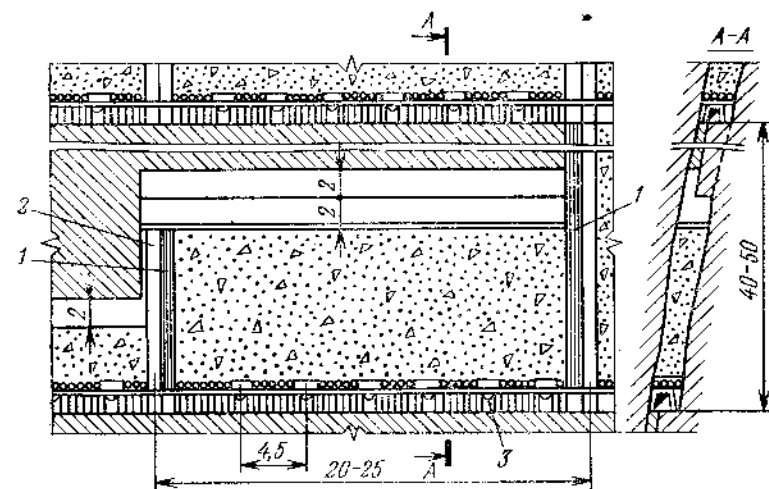


Рис. 91. Система разработки с раздельной выемкой руды и закладкой подрываемыми породами

Руду по настилу скреперуют до рудоспускных отделений 1 восстающих 2. Избыток закладочного материала, не вмещающийся в выработанное пространство, выпускают через люки 3 или удаляют из блока скрепером.

Опробованием закладочного материала установлено, что потери рудной мелочи через металлический настил не превышают 1,5—2 %, а полные потери металла в закладочном материале составляют от 2,5 до 4 %.

Для сокращения затрат труда в качестве настила успешно применяли старую конвейерную ленту или бетонирование поверхности закладки с последующим гидросмывом рудной мелочи в рудоспуск.

Отбойка вмещающих пород осуществляется также восходящими шпурами с разряженной сеткой их расположения.

При ширине выработанного пространства 0,9—1,2 м руду доставляют скреперными лебедками небольшой мощности с вместимостью скрепера 0,12—0,15 м³. Рудоспуски оборудуют металлическими или деревянными трубами диаметром 500—700 мм.

Системы разработки с раздельной выемкой руды в настоящее время применяются редко. Это связано со значительными потерями металла в закладке, крайне низкой производительностью забойных рабочих, высокой себестоимостью добычи.

§ 56. НИСХОДЯЩИЕ СИСТЕМЫ ПОСЛОЙНОЙ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Системы разработки данной группы получили довольно широкое распространение в последнее десятилетие в связи с интенсивным применением твердеющей закладки. Особенностью систем этой группы является то, что очистные работы ведутся под искусственной кровлей, образованной закладкой вышележащего слоя.

Другой особенностью является нисходящий порядок отработки горизонтальными, а чаще слабонаклонными слоями.

Системы применяются при отработке неустойчивых, сильно раздробленных и трещиноватых руд высокой ценности при любой устойчивости вмещающих пород. Системы с нисходящей послойной выемкой применяются, когда недопустимо сдвижение покрывающих пород и поверхности, в особенности при комбинированном открыто-подземном способе разработки месторождений, а также в целях повышения безопасности горных работ, особенно на больших глубинах. Залежи с крутым углом падения могут быть любой мощности, а пологие должны иметь мощность не ниже средней.

На рис. 92 представлена система горизонтальных нисходящих слоев для мощной крутопадающей залежи. Длина блока принимается равной высоте этажа 30—75 м. Отработку его ве-

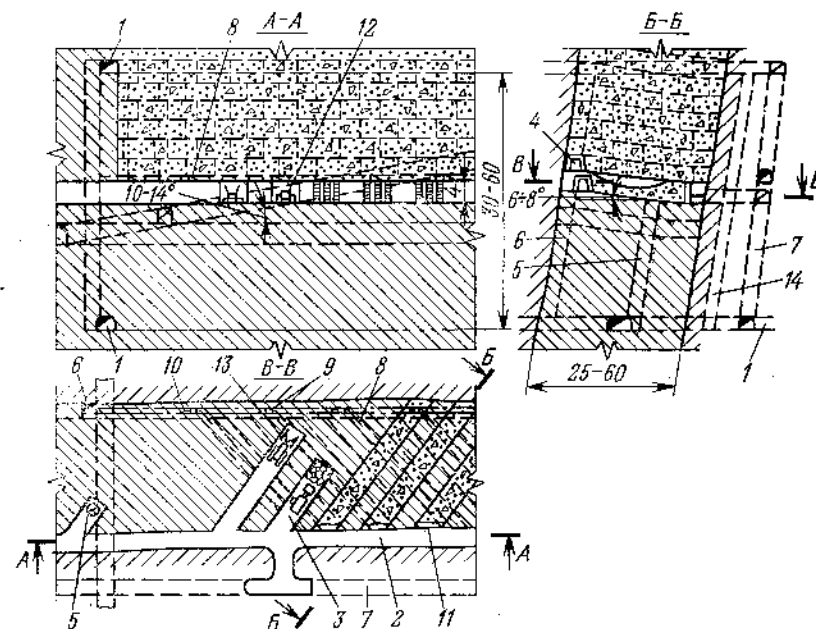


Рис. 92. Система разработки горизонтальными нисходящими слоями с твердеющей закладкой:

1 — штрек; 2 — слойная закладка; 3 — очистная заходка; 4 — закладочный и вентиляционный штрек; 5 — рудоспуск; 6 — вентиляционно-закладочный восстающий; 7 — наклонный съезд; 8 — вентиляционный канал; 9 — вентиляционный трубопровод; 10 — закладочный трубопровод; 11 — бетонная перегородка; 12 — ПДМ; 13 — СБУ; 14 — вентиляционный восстающий

дут заходками, располагаемыми под углом 45—60° к его простиранию; размеры заходок: ширина 4—6 м, высота 3—4 м. Угол наклона заходок к горизонту 6—8°. Выемка их ведется через одну. После затвердевания закладки в заходках отрабатывают целиком между ними. В двух смежных слоях заходки располагаются под углом друг к другу. Для бурения горизонтальных шпуров применяют самоходные буровые установки на 2—3 перфоратора.

Отбитую руду из заходок до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочной машиной. После выемки руды в устье заходки возводится перегородка и выработанное пространство закладывается твердеющей смесью.

В процессе закладки у почвы каждой третьей заходки оставляют незаложенными вентиляционный канал, обеспечивающий проветривание при отработке нижнего слоя.

Для подачи закладочной смеси и проветривания выработок у всякого бока рудного тела выкрепляют вентиляционно-закладочный штрек. Самоходное оборудование доставляют по наклонному съезду, проведенному в породах лежащего бока залежи и соединенного со слоевым штреком заездом.

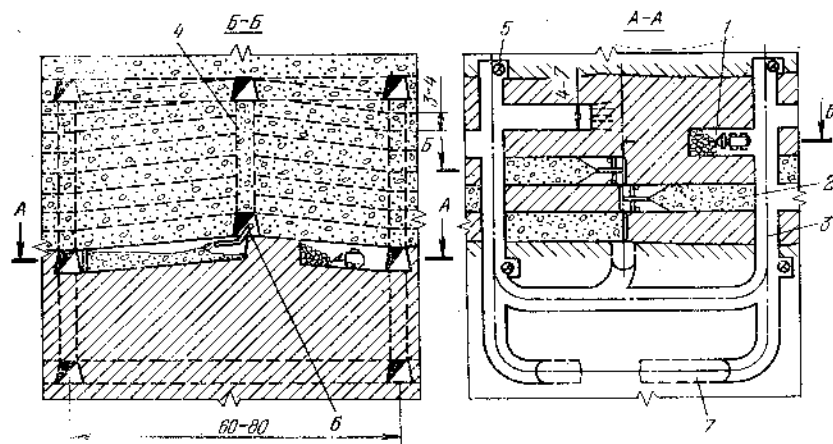


Рис. 93. Нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой:
1 — отработываемая заходка; 2 — закладываемая заходка; 3 — доставочный орт; 4 — закладочный восстающий; 5 — рудоспуски; 6 — пульпопровод; 7 — наклонный съезд

При применении нисходящей слоевой выемки с двухсторонней обработкой слоя заходки располагают по простираанию блока с уклоном до $6-10^\circ$ (рис. 93). Закладочный материал подают через орт, располагаемый в закладке вышележащего отработанного слоя, что обеспечивает более полное заполнение заходок. Для увеличения прочности искусственной кровли в заходках перед закладкой укладывают металлическую сетку или металлические прогоны.

Нисходящая слоевая выемка применяется на рудниках Зыряновского комбината при разработке мощных крутопадающих залежей.

Для наклонно залегающих месторождений институтом Унипромедь сконструированы варианты слоевой нисходящей выемки (рис. 94), использование которых вместо применяемой в настоящее время системы слоевого обрушения обеспечивает более безопасные условия труда, увеличение производительности труда и интенсивности обработки, уменьшение расхода крепежных материалов. Кроме того, создание искусственной кровли из закладки изменяет характер горного давления и уменьшает возможность возникновения динамических нагрузок на крепь, что особенно важно с увеличением глубины горных работ и появлением угрозы возникновения горных ударов.

Технико-экономические показатели системы с нисходящей слоевой выемкой руды характеризуются следующими данными.

Удельный объем подготовительных работ, $\text{м}^3/1000 \text{ т}$	4—22
Производительность труда забойного рабочего, $\text{м}^3/\text{смену}$	7,6
Суточная производительность блока, т	100—600
Удельный расход крепежного леса, $\text{м}^3/\text{м}^3$	0,03
Потери, %	2—4
Разубоживание, %	2—6

§ 57. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ СО СПЛОШНОЙ ОДНОСЛОЙНОЙ ВЫЕМКОЙ РУДЫ И ЗАКЛАДКОЙ

Системы разработки этой группы находят ограниченное применение при выемке горизонтальных или пологопадающих месторождений небольшой мощности — до 3—4 м.

Крепость и устойчивость руд могут быть любыми, вмещающие породы всякого бока сравнительно устойчивые; обрушение поверхности недопустимо.

Размеры блоков зависят от физико-механических свойств руды и вмещающих пород, способа транспортирования руды. Длина блоков 50—100 м. Размеры блоков по восстанию зависят от угла наклона месторождения и принятой высоты этажа.

Отбойка руды осуществляется буровзрывным способом. При транспортировании руды используют скреперы, конвейеры или погрузочно-доставочные машины. При использовании сухой или

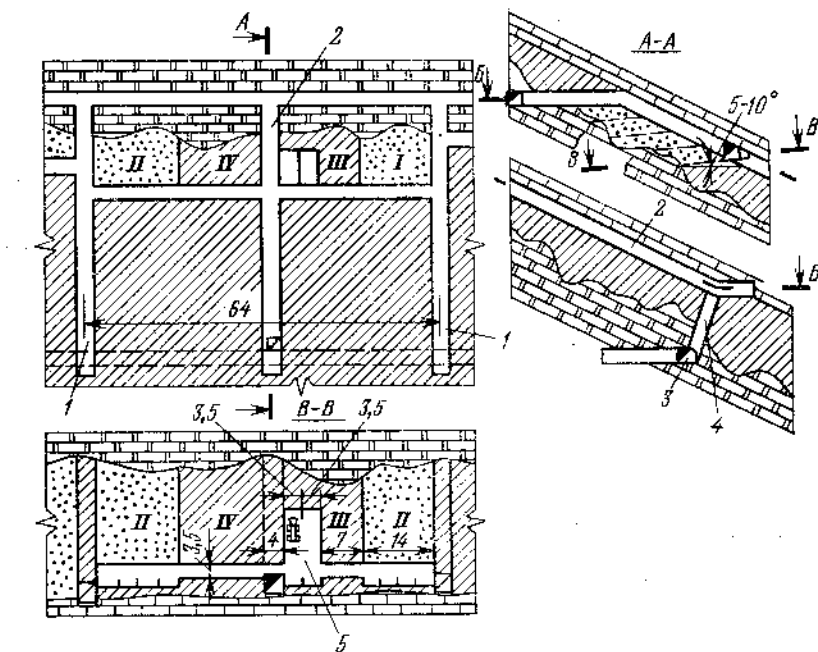


Рис. 94. Вариант системы слоевой нисходящей выемки для наклонно залегающих месторождений:
1 — негидратационно-ходовые восстающие; 2 — блоковый восстающий; 3 — полевой откаточный штрек; 4 — рудоспуск; 5 — отработываемые спаренные заходки; I, II, III, IV — очередность обработки слоя

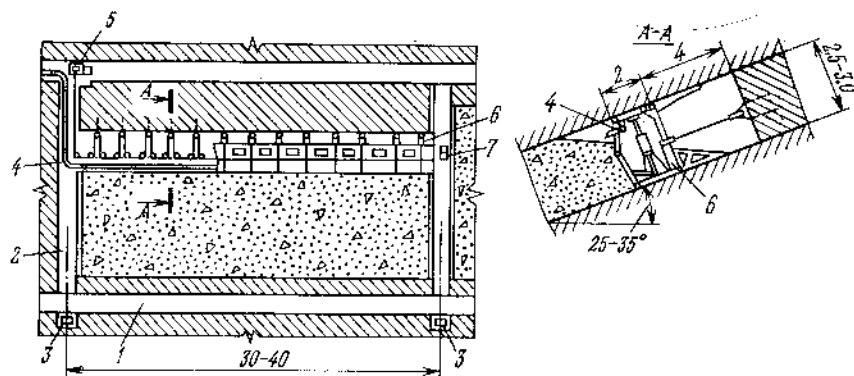


Рис. 95. Вариант системы разработки лавой по восстанию механизированным комплексом с гидрозакладкой:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковые вентиляционно-ходовые восстающие; 3 — скреперные установки; 4 — закладочный трубопровод; 5 — лебедка для передвижения механизированного комплекса; 6 — механизированная передвижная крепь; 7 — передвижная скреперная установка

гидравлической закладкой выемку ведут широким забоем-лавой, а при твердеющей закладке — заходками.

В качестве временной крепи используются металлические стойки. На Урупском руднике проведены испытания варианта системы со силовой выемкой, передвижной механизированной крепью и гидравлической закладкой выработанного пространства (рис. 95).

При отработке блоков лавами закладочную смесь подают в выработанное пространство вслед за очистной выемкой с оставанием от забоя на 4—6 м с предварительным возведением изолирующей передвижной опалубки.

Достоинствами этой системы являются широкий фронт очистных работ, возможность раздельной выемки и сортировки руды и одностадийность отработки блока.

Оценка систем разработки с закладкой. По условиям применения и эффективности системы с закладкой занимают промежуточное положение между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением и закладкой. Поэтому, если позволяет устойчивость боковых пород и руды, предпочитают производить разработку более дешевыми системами — с открытым очистным пространством. Напротив, при слишком неустойчивых породах и рудах применяют наименее эффективные системы — с креплением и закладкой.

В мощных месторождениях, когда не требуется сохранять земную поверхность, предпочтение отдают, как правило, системам с обрушением.

Гибкость систем с закладкой, позволяющая вести разработку месторождений, нарушенных сбросами и трещинами, ветвя-

щихся, содержащих прослои и включения пустой породы, с непостоянным характером оруденения и меняющимися элементами залегания, является основным достоинством, благодаря которому эти системы получили широкое распространение при разработке жил цветных, редких металлов и золота.

Особое значение системы с закладкой приобретают для разработки на больших глубинах при большом горном давлении.

К числу других достоинств систем относятся:

высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале, незначительное разубоживание руды, возможность сортировки и оставления пустой породы в выработанном пространстве, выдача руды по сортам;

безопасность работ в очистном забое; безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно при добыче руд, склонных к возгоранию;

возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что обеспечивает значительную добычу при малой рудной площади.

Из недостатков особенно существенны:

высокая стоимость закладочного материала, когда его добывают вне очистного пространства;

значительные расходы по его транспортированию и размещению в очистном пространстве и, как результат этого, низкая производительность труда рабочих забойной и подземной группы;

большие потери обычно богатой рудной мелочи в закладочном материале при недостаточно тщательном настиле.

§ 58. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В отличие от систем с креплением, которые применяют для отработки маломощных месторождений, системы с креплением и закладкой применяются на месторождениях любой мощности. Поддержание выработанного пространства при этих системах осуществляется регулярно возводимой крепью и закладкой. Системы применяют при слабых неустойчивых рудах и вмещающих породах, непостоянной форме, мощности и углах падения, при наличии крупных включений и прослоек пустых пород в руде, высокой ее ценности и необходимости сохранения поверхности от обрушения.

Системы разработки с креплением и закладкой применяют главным образом на медных и полиметаллических рудниках. В настоящее время удельный вес этих систем резко снизился за счет применения других, более производительных и эффективных систем.

Признаками для классификации систем с креплением и закладкой являются направление подвигания забоя и способ

очистной выемки. По этим признакам выделяют три основные группы систем:

1. Системы разработки горизонтальными слоями по простиранию.

2. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками.

3. Сплошные системы разработки.

Условия применения систем каждой группы имеют существенные различия, но, учитывая их малое распространение, рассмотрим только одну из них.

При выемке по простиранию применяют как усиленную распорную крепь (при мощности до 3—4 м), так и станковую крепь (при мощности до 10—12 м).

Крепь изготовляют из круглого леса диаметром 20—30 см. Высота станка 2,0—2,25 м. Размеры станка в плане 1,5×1,5; 1,8×1,8; 2×2 м. Элементы крепи заготавливаются на поверхности специальными машинами.

Общий вид системы разработки горизонтальными слоями по простиранию со станковой крепью и закладкой показан на рис. 96.

Подготовка блока состоит в проведении откаточного штрека и проходке восстающего в центре блока. Откаточный штрек крепят крестовыми рамами, а восстающий — срубовой крепью с внутренней обшивкой закладочного отделения. Два других

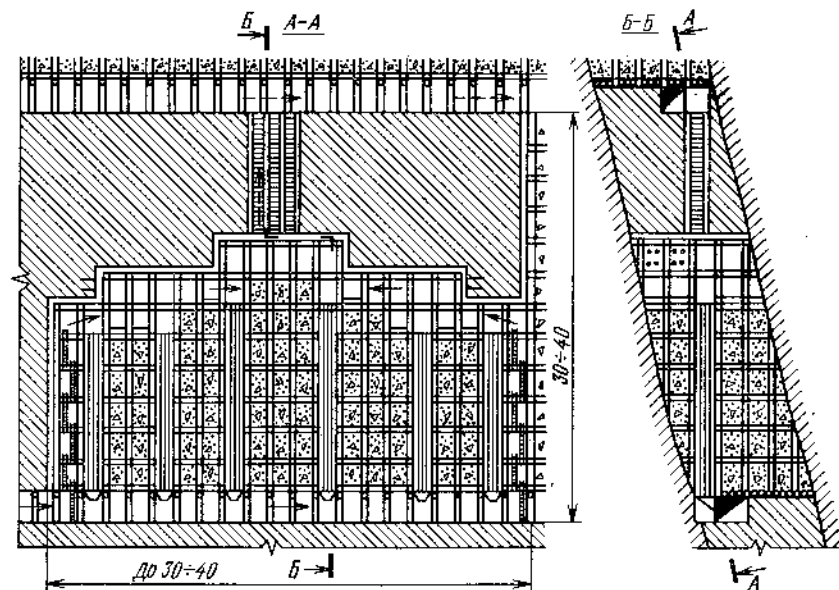


Рис. 96. Система разработки горизонтальными слоями по простиранию с креплением и закладкой

отделения восстающего используются как вентиляционно-ходовые и для доставки крепи.

Очистную выемку начинают от восстающего на уровне кровли или почвы откаточного штрека. Почву первого отработанного слоя покрывают плотным настилом.

При полном развитии работ закладка отстает от кровли забоя на один-два станка. Способ размещения закладки в блоке определяется формой забоя. При небольшом числе длинных уступов (8—12 м) закладочный материал скреперуют; если же устойчивость руды позволяет вести отработку короткими уступами, создается возможность наклонного расположения закладки под действием силы тяжести.

Наличие крепи в забое позволяет совмещать закладку с другими операциями: бурением, креплением.

Через каждые два-четыре станка устраивают рудоспуски путем обшивки станков изнутри досками. Поверхность закладки покрывают настилом. Руду отбивают неглубокими горизонтальными шпурами с небольшими зарядами.

Для предохранения крепи от поломок при взрывании шпуров необходима тщательная прочная расклинка ее. Неправильное расположение шпуров или недостаточная расклинка являются причиной поломок как отдельных элементов крепи, так и массового ее разрушения.

При мощности рудных залежей более 12 м разработку ведут вкрест простирания вертикальными прирезками или короткими блоками.

Большая трудоемкость работ по креплению и закладке, низкая производительность труда забойных рабочих, большой расход лесоматериалов, слабая механизация работ и высокая стоимость добычи позволяют применять системы с креплением и закладкой только в особо неблагоприятных горно-геологических условиях.

Глава II

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

§ 59. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В системах этого класса очистное пространство вслед за выемкой руды заполняется обрушаемыми покрывающими или (и) боковыми породами. В наклонных и крутопадающих месторождениях между обрабатываемым слоем руды и обрушаемыми породами устраивается настил из дерева, металла или других материалов, препятствующий проникновению пустых пород

в очистное пространство. Оработка горизонтальных и полого-залегающих маломощных месторождений одним слоем ведется без защитной толщи.

В процессе отработки слоя необрушенной остается только часть закрепленного пространства вблизи очистного забоя. При небольшой мощности крутопадающего рудного тела выемку слоев можно вести без установки крепи, под защитой прочного перекрытия (щита), который опускается после взрывания временно поддерживающих его целиков руды.

По конструктивным признакам и условиям применения системы разработки с обрушением вмещающих пород можно разделить на две группы:

Системы слоевого обрушения, при которых отработка блока осуществляется сверху вниз слоями.

Столбовые системы с выемкой руды на всю мощность рудного тела.

В противоположность ранее рассмотренным системам, когда неустойчивость вмещающих пород усложняет разработку, для систем данного класса склонность пород к обрушению, напротив, является благоприятным фактором.

При системе слоевого обрушения после добычи руды на почву слоя укладывается настил (из дерева, металлической сетки, бетона), под защитой которого будет отрабатываться нижележащий слой.

Условия применения системы слоевого обрушения разнообразны. Она наиболее удобна для месторождений мощностью свыше 4—5 м. Небольшая мощность (2—3 м) при крутом падении не ограничивает ее применение, но приводит к увеличению потерь и разубоживания руды и снижению производительности труда.

Правильная форма и крутое падение особенно благоприятны, хотя не исключается возможность применения слоевого обрушения в месторождениях неправильной формы и при наклонном падении. Хорошие результаты получаются при разработке руд от очень слабых до средней крепости. Большая крепость руды не препятствует применению, но снижает производительность труда.

Слоевое обрушение чаще используется для добычи руд богатых и выше средней ценности.

Правильная форма и крутое падение, неустойчивость покрывающих и боковых пород (способность их обрушаться и заполнять выработанное пространство) благоприятны для применения этой системы.

Разновидностью слоевого обрушения является **щитовая** система разработки, которую стали применять в рудной промышленности с конца пятидесятых годов.

Очистные работы при этой системе ведут под заранее сооруженным сплошным перекрытием — щитом (чаще деревянным), отделяющим руду от налегающих обрушенных пород.

Система слоевого обрушения имеет ряд существенных недостатков, поэтому удельный вес ее на рудниках цветной металлургии снижается за счет замены системами с закладкой.

Столбовые системы применяют в маломощных горизонтальных и пологих залежах с неустойчивыми покрывающими породами. По мере перемещения забоя крепь удаляется, и покрывающие породы обрушаются на почву отработанного пласта. Если породы висячего бока устойчивы, их обрушают принудительным взрыванием пробуренных в кровле шпуров. Широкое распространение столбовые системы разработки имеют на Никопольских и Чиатурских марганцевых рудниках, а также на калийных шахтах. За рубежом эту систему применяют при разработке пластовых залежей железных руд во Франции и ФРГ.

§ 60. СЛОЕВОЕ ОБРУШЕНИЕ С ВЫЕМКОЙ РУДЫ ЗАХОДКАМИ

При этом варианте (рис. 97) этаж высотой 40—50 м подготавливают откаточным штреком I, закрепленным рамами вплотную или вразбежку. Из штрека посередине блока проходят восстаю-

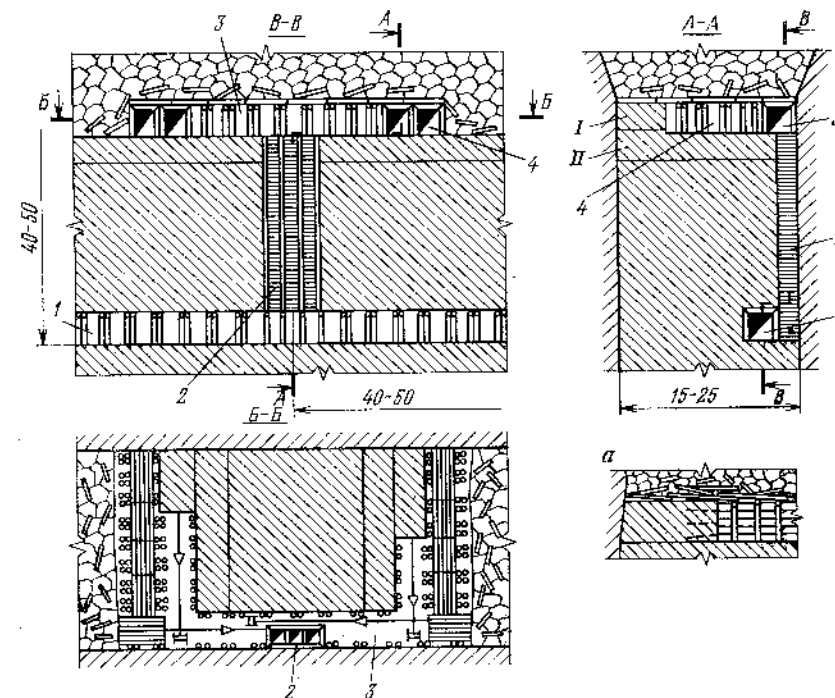


Рис. 97. Слоевое обрушение с выемкой руды заходками и скреперной доставкой руды:

а — продольный разрез через заходку

щие 2, закрепленные сплошной срубовой крепью с рудным, лестничным и материальным отделениями.

Очистную выемку каждого блока производят сверху вниз горизонтальными слоями I, II и т. д. К выемке нижележащего слоя приступают после полной отработки верхнего, укладки на почву отработанного слоя плотного древесного настила (мата) и обрушения на него покрывающих пород.

Таким образом, перед началом отработки каждого слоя между поверхностью руды и обрушенными породами находится перекрытие, под защитой которого и ведется отработка нижележащего слоя.

Выемку слоя начинают с проведения из восстающего под защитой мата слоевого штрека 3 шириной 2,5—3 м и высотой, равной высоте слоя (2,8—3 м).

Очистная выемка состоит в отработке слоя от границ блока к центру заходками 4 последовательно (по одной).

Цикл выемки заходки включает: обрушивание забоя шпурами глубиной 1—1,5 м; зарядание и взрывание; проветривание вентиляторами частичного проветривания, подающими воздух из откаточного штрека в заходки по трубам; скреперную уборку руды; крепление заходки рамами вразбежку.

Руду скреперуют дважды — сначала вдоль заходки до слоевого штрека, затем по слоевому штреку до рудоспускного отделения восстающего. Устье рудоспускного отделения восстающего расширяют и руду к нему скреперуют с двух сторон лебедками, установленными над рудоспуском или рядом с ним.

Когда заходка достигла висячего бока, на почву ее укладывают настил из досок, горбылей или круглого леса, который вместе с ранее накопленным матом имеет два назначения: обеспечить безопасность проведения выработок в нижележащем слое и предупредить разубоживание руды.

После укладки настила крепь в заходке обрушают небольшими зарядами или выбивают, в результате чего лежащий на крепи мат и налегающие пустые породы опускаются вниз, заполняя заходку.

По условиям безопасности между обрушенной и работающей заходками оставляют не менее одной и не более трех необрушенных заходок.

К моменту, когда очистные работы в блоке (этаже) опустятся до уровня кровли откаточного штрека, подготовка нового этажа должна быть закончена; откаточный штрек выработанного этажа может выполнять функции первого слоевого штрека нового этажа.

§ 61. ДЕТАЛИ ПОДГОТОВКИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

Размеры и направление заходок оказывают большое влияние на подготовку и технологию очистной выемки.

Высота заходок (слоя) колеблется от 2,2 до 4 м. Увеличе-

ние высоты слоя сокращает объем подготовительных работ, но усложняет установку более длинной и тяжелой крепи.

Длина заходок зависит от мощности рудного тела и расположения слоевого штрека. При длине заходок 3—4 м руду скреперуют обычно только по слоевому штреку; из заходок до скреперной дорожки значительная часть руды отбрасывается взрывом. Свыше 20 м длину принимать не рекомендуется, так как помимо удорожания транспортирования это снижает интенсивность очистной выемки, увеличивает расходы по ремонту крепи штреков и заходок, ухудшает условия вентиляции.

Заходки чаще направлены вкрест простирания, реже по простиранию и совсем редко по диагонали. При выборе направления заходок следует иметь в виду, что отбойка облегчается при направлении заходок, перпендикулярном к слоистости или трещиноватости.

Крепление заходок и устройство мата. Наиболее сильному давлению подвергается крепь в заходках у висячего бока, особенно если они проведены по простиранию рудного тела. У лежащего бока, кроме того, накапливается более толстый мат.

Расстояние между крепежными рамами в заходках 0,5—1,5 м; кровлю, а иногда и бока заходки покрывают затяжкой.

Способы укладки настила на подошву заходок различны. В нижних слоях блока, где накоплен толстый мат, настил укладывают менее тщательно или совсем не укладывают. Применяются следующие способы укладки настила.

1. Подошву заходки и слоевого штрека покрывают сплошным продольным настилом из бревен или накатника длиной не менее 2 м. Звенья настила укладывают обычно внахлестку (рис. 97, а). Этот способ обеспечивает высокую безопасность работ, но ведет к повышенному расходу леса.

2. Вдоль заходки укладывают несколько прогонов из круглого леса, а на них поперек короткий накатник, доски, горбыли. Прогонь такого настила подхватывается снизу стойками при проведении заходок в нижележащем слое (рис. 98). Переход от сплошного настила к укладке мата на четырех прогонах позволяет уменьшить расход леса с 0,1 до 0,07 м³/т.

3. На некоторых рудниках применяли железобетонное межслоевое перекрытие. На Золотушинском руднике на почву заходок укладывались бывшие в употреблении трубы диаметром 50 мм, а на них металлическая сетка из проволоки диаметром 6 мм с ячейками 100×100 мм. На сетку и трубы наносился слой бетона толщиной до 0,4 м. Подача бетона осуществлялась пневматической нагнетательной установкой по трубопроводу диаметром 152 мм.

Применение железобетонного перекрытия по сравнению с деревянным позволило в 5 раз снизить расход леса и в 1,5 раза повысить производительность труда забойных рабочих.

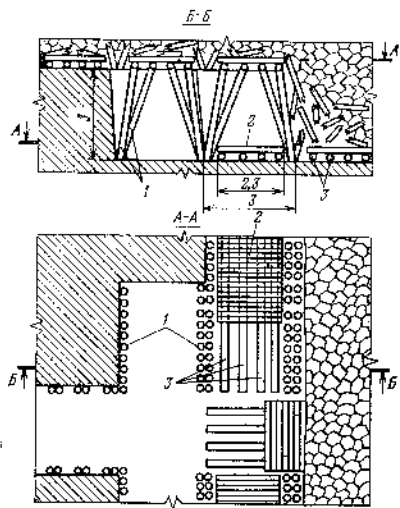


Рис. 98. Слоевое обрушение с выемкой руды под перекрытием на четырех прогонах:

1 — стойка; 2 — канатник; 3 — прогоны

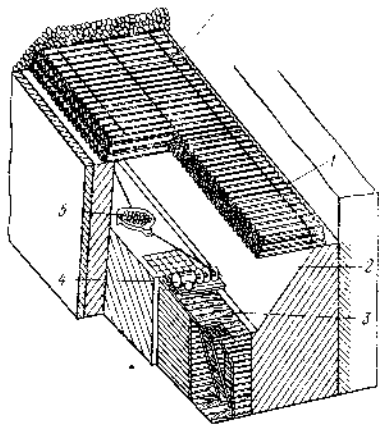


Рис. 99. Деталь щитовой системы разработки:

1 — щит с канатной обвязкой; 2 — траншея; 3 — восстающий; 4 — скреперная лопатка; 5 — скрепер

4. При вертикальном (или близком к нему) падении рудного тела сооружают прочное связное перекрытие (щит), под защитой которого отрабатывается несколько слоев (рис. 99). В этом случае руда под щитом отрабатывается траншееобразными выработками. Щит в это время поддерживается опорными целиками у боков рудного тела. Для посадки щита взрывают шпур, пробуренные в опорных целиках. Работы под щитом ведут до тех пор, пока его частичная поломка (от взрывов и давления обрушающихся пород) не нарушает безопасных условий труда. После этого работы приостанавливают, заходками извлекают новый слой и на их почве монтируют новый щит. Экономичность этой системы определяется величиной опускания щита; под одним щитом отрабатывают не менее 4—5 слоев.

Отбойка руды. Благодаря наличию трех обнаженных плоскостей, постоянному и довольно большому сечению рабочего забоя, а также обычно некрепкой руде и легкости бурения шпуров условия отбойки очень благоприятны.

Для совмещения бурения с доставкой руды и креплением шпуров иногда бурят из соседней необрушенной заходки, располагая их параллельно плоскости забоя.

В отдельных случаях выемку руды ведут сплошным забоем — лавой длиной 15—30 м. Однако такой способ отбойки распространения не получил вследствие обнажения мата на большой площади и опасности его прорыва.

Доставка руды. Руду из заходки на слоевой штрек доставляют скреперами.

При пологом залегании ($10-30^\circ$) рудных тел наклонный блоковый восстающий располагают в висячем боку залежи и поступающую в него из слоевого штрека руду также приходится скреперовать до откаточной выработки.

Транспортирование руды упрощается с применением погружно-доставочных машин (рис. 100). В этом случае для удобства выезда машины на слоевой штрек заходки располагают под углом $50-60^\circ$ к слоевому штреку. Расстояние между рудоспусками принимается с учетом оптимальной длины транспортирования погружно-доставочными агрегатами — 40—60 м.

Небольшой объем подготовительных работ, высокая производительность транспортирования — основные достоинства этого перспективного варианта системы слоевого обрушения.

Замена на очистных и добычных работах скреперных установок малогабаритными погружно-доставочными машинами с навесными приспособлениями для бурения, возведения крепи и зачистки выработок позволяет существенно повысить эффективность слоевого обрушения.

Вентиляция. При слоевом обрушении условия вентиляции неблагоприятны по нескольким причинам.

Наличие продуктов гниения леса и нагревание воздуха требуют обособленного проветривания каждого блока нагнетательными вентиляторами. Загрязненный воздух и газы от взрывов из-за отсутствия сверху вентиляционного горизонта должны поступать вниз на основной горизонт работающего этажа.

Полевые восстающие улучшают условия вентиляции, каждая заходка омывается свежей струей, лес можно подавать через полевой штрек верхнего этажа.

Снижение пожароопасности системы является одним из важных достоинств полевой подготовки в условиях разработки сульфидных руд.

Для предупреждения самовозгорания потерянной в обрушенном пространстве рудной мелочи в смеси с древесным матом проводят профилактическое заиливание обрушенного пространства. Приготовленную глино-песчаную пульпу подают по пуль-

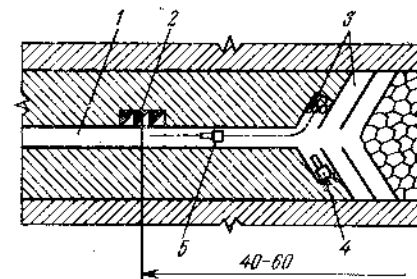


Рис. 100. Вариант слоевого обрушения с доставкой руды погружно-доставочными машинами:

1 — слоевой штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — заходки; 4 — погружно-доставочная машина с навесным оборудованием для бурения шпуров; 5 — погружно-доставочная машина

поводу на вентиляционный горизонт, откуда выводят пульпопровод за бетонную перемышку, изолирующую выработанное пространство. Пульпа нагнетается под давлением 0,3—0,4 МПа. Ее расход составляет 15—25 % от объема извлеченной руды.

Подготовка и размеры блока. Основной горизонт в зависимости от мощности месторождения и варианта системы может состоять из: рудного штрека, проведенного по контакту с лежащим боком, при мощности рудного тела 20—25 м; штрека, проведенного посредине рудного тела, когда мощность превышает 25 м или меньше 8—10 м; рудного или полевого штрека и ортов; рудного штрека у висячего бока и полевого штрека, соединенных ортами.

Полевая подготовка позволяет сократить расходы по ремонту крепи штреков, обеспечить нормальную вентиляцию в заходках, облегчить доставку крепежного леса и увеличить высоту этажа.

Высота этажа, как правило, не превышает 50—60 м ввиду трудности доставки большого количества леса по восстающим и по условиям проветривания.

Восстающие крепят срубовой крепью. Рудное отделение покрывают одинарной или двойной обшивкой из досок. В ходовом отделении прокладывают вентиляционные трубы; отделение для подъема леса устраивают в одном восстающем на блок. Сокращение числа восстающих в блоке, так же как и увеличение длины его, приводит к удорожанию транспортирования руды. Для безопасности устья восстающих в слоевых выработках смещают в сторону от выработки и перекрывают лядами и грохотами.

Длина блока принимается при односторонней выемке 25—30 м, при двусторонней — от 40 до 60 м.

Во избежание разрыва мата уровень выемки в этаже должен понижаться равномерно во всех блоках, поэтому очистная выемка в группе блоков начинается в одно время и ведется с одинаковой интенсивностью.

Показатели системы слоевого обрушения изменяются в довольно широких пределах в зависимости от физико-механических свойств руды, мощности месторождения, способа доставки и других факторов. Слойное обрушение характеризуется большим объемом ручного труда и его небольшой производительностью, высокой себестоимостью добычи, малой интенсивностью отработки месторождения, большим расходом крепежного леса — до 10—15 % от объема выработанного пространства. Основные показатели системы:

производительность блока, т/мес	1000—3000
средняя производительность забойного рабочего, м ³ /смену	3—8
разубоживание, %	3—8
потери, %	2—5

§ 62. СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ КРОВЛИ И ВЫЕМКОЙ СТОЛБОВ ЗАХОДКАМИ

Подготовка при данной системе (рис. 101) заключается в разделении шахтного поля панельными 1 и выемочными 2 штреками на столбы шириной от 20 до 80 м и длиной от 200 до 800 м. На калийных шахтах столбы имеют длину до 1500 м. Рядом с панельными штреками, а при широких столбах и рядом с выемочными проводят вентиляционные штреки 3.

Столбы обрабатывают заходками 4 или забоем-лавой в направлении от границ шахтного поля к панельным штрекам.

Заходка — горизонтальная выработка, по высоте соответствующая мощности рудного тела (до 4 м) и шириной 2,5—5 м в зависимости от устойчивости кровли.

Различают два способа расположения заходок относительно выемочного штрека: одностороннее и двустороннее. Как правило, заходки проходят перпендикулярно к штреку, но возможно и диагональное их расположение.

При одностороннем расположении заходок их длина соответствует ширине столба, что приводит к увеличению числа выемочных штреков по сравнению с двусторонним расположением, при котором ширина столба равняется двойной длине заходок. Двусторонние заходки можно обрабатывать одновременно и последовательно (поочередно), сначала с одной, затем с другой стороны штрека. Поочередная отработка уменьшает концентра-

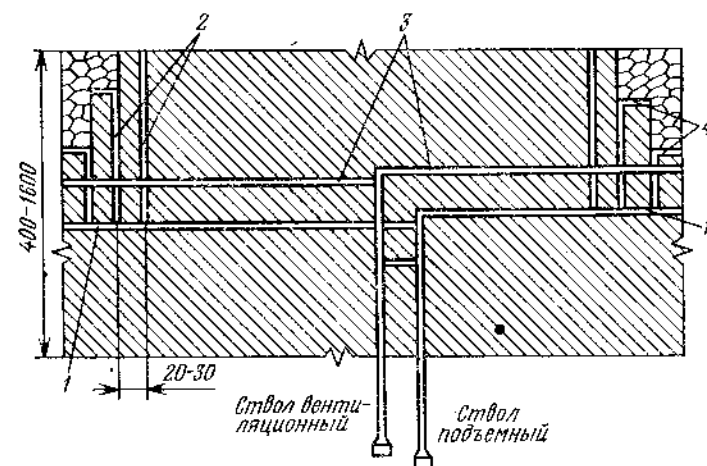


Рис. 101. Вскрытие и подготовка шахтного поля при столбовой системе разработки

цию давления пород в устье заходок. Кроме того, наличие значительного разрыва времени между обрушением пород и проведением новой заходки — обеспечивает большую полноту посадки кровли. В отдельных случаях между одной-двумя заходками оставляют временный целик, который отработывают частично поперечными заходками ввиду высокого давления на него. Руду в заходках отбивают отбойно-погрузочными машинами, а более крепкую — буровзрывным способом. Шпуры бурят электро- или пневмосверлами, а в крепких рудах — перфораторами.

В Никопольском бассейне на погрузке руды в заходках хорошо зарекомендовал себя малогабаритный барабанно-лопастный комбайн МБЛ (МБЛ-Д), обеспечивающий производительность до 80—90 т/смену.

Транспортирование отбитой руды по заходкам и выемочным штрекам производится скребковыми и ленточными конвейерами, погрузочно-доставочными машинами, самоходными вагонетками. В Никопольском бассейне в заходках применяют ленточный конвейер марки КЛЗС с шириной ленты 500 м и производительностью 125 т/ч. Конструкция конвейера позволяет наращивать его через каждые 2 м. С забойных конвейеров руда поступает на конвейеры Л-65, установленные в выемочных штреках. Они обеспечивают производительность до 180 т/ч. На шахте № 7 Никопольского бассейна залежь вскрыта пачконым стволом, благодаря чему обеспечивается поточная доставка руды конвейерами КЛ-150 и КРУ-260 до поверхности.

На железорудных рудниках Лотарингии (Франция) погрузочные машины с загребальными лапами работают в сочетании с самоходными вагонетками, доставляющими руду до главных

откаточных штреков, где она перегружается в большегрузные вагонетки.

Заходки крепят деревянной, смешанной и металлической крепью. Деревянная крепь представляет собой неполные крепежные рамы, усиленные дополнительной стойкой при ширине заходки более 2,8—3 м. В смешанной крепи применяют металлические верхняки из сегментов кольцевой крепи профиля СВП или из двутавровых балок. Металлическая

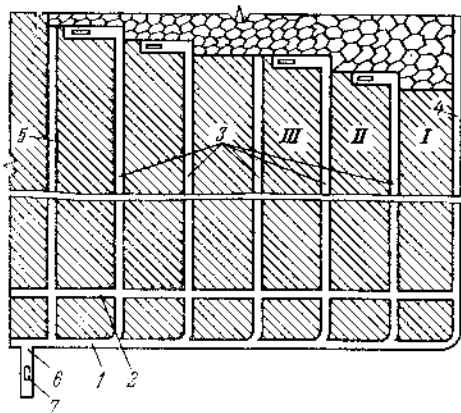


Рис. 102. Вариант блочно-столбовой системы разработки

крепь для крепления заходок состоит из податливых арок (верхняка и двух стоек, стянутых хомутами), выполненных из профиля СВП-17. Крепежные рамы устанавливаются сплошь или вразбежку с затяжкой. На некоторых зарубежных рудниках применяют штанговую крепь.

При погашении отработанных заходок элементы крепи извлекают лебедками или же разрушают деревянную крепь взрыванием зарядов.

Наиболее трудоемкой операцией является зарезка заходок (ниш) из выемочного штрека; она связана с разборкой крепи выемочного штрека и требует ручного труда до тех пор, как станет возможной установка в заходке погрузочной машины.

Указанный недостаток частично устраняется при блочно-столбовой системе со сквозными заходками. При этом варианте (рис. 102) отработка осуществляется блоками, включающими по несколько столбов. Подготовительные работы состоят в проведении панельного откаточного 1 и вентиляционного 2 штреков; в пределах блока проводят выемочные штреки 3. Из подготовленной ниши на фланговом выемочном штреке 4 комбайном МБЛД отработывается заходка столба I, после чего этот комбайн переходит на отработку заходки в столбе II. Комбайн, находившийся перед этим в столбе II, переходит на отработку столба III. Таким образом, каждый комбайн, не меняя направления, проходит по одной заходке во всех столбах до выхода его на фланговый транспортный штрек 5. По этому штреку его на специальной тележке доставляют в камеру 6 для профилактического осмотра, а резервный комбайн 7, находившийся здесь ранее, перевозят во вновь подготовленную нишу на фланговом штреке, и цикл повторяется.

ТАБЛИЦА 6

Показатели	Варианты разработки заходками				
	односторонними	двусторонними			сквозными
		одновременная выемка	поочередная выемка	поочередная диагональная выемка	
Объем проходческих работ, м/1000 т	6,9	4,3	4,3	4,3	4,5
Производительность комбайна, т/сут	174	161,5	260	271	270
Извлечение крепи, %	75—80	60—65	65—70	70—80	65—75
Скорость продвижения забоя, м/смену	5,3	6,8	7,9	7,9	8,1
Потери руды, %	9	9,2	9,2	9	9
Себестоимость очистной выемки, руб/т	2,7	2,4	2,2	2,05	2,04

После отработки заходки каждого выемочного столба производится посадка кровли.

В табл. 6 приведены сравнительные показатели по различным вариантам столбовой системы в Никопольском бассейне.

§ 63. СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ С ВЫЕМКОЙ ЗАБОЕМ-ЛАВОЙ НА МАРГАНЦЕВЫХ РУДНИКАХ

Столбовые системы с выемкой руды сплошным забоем-лавой, как более производительные и имеющие лучшие условия для механизации, с каждым годом получают все большее распространение.

Отбойка руды в забое может быть буровзрывная и механическая — комбайнами; транспортирование ее скреперами или конвейерами. По способу поддержания выработанного пространства они разделяются на два варианта: с креплением стойками (деревянными или металлическими) и со щитовой механизированной крепью.

Вариант системы с выемкой столбов забоем-лавой, креплением стойками и скреперной доставкой много лет применяется в Чиатурском марганцевом бассейне в пластах средней мощности при относительно устойчивой кровле. Но этот вариант не обеспечивает высокой производительности, поэтому переходят на отработку с применением щитовой механизированной крепи и конвейерной доставкой, с погрузкой руды и зачисткой кровли комбайнами.

Для крепких марганцевых руд, отбиваемых буровзрывным способом, был изготовлен специальный комплекс оборудования ОКМР, состоящий из щитовой передвижной крепи, скребкового забойного конвейера, очистного комбайна и ленточного перегружателя.

Механизированная крепь 2М-81ЭМ (рис. 103, а) состоит из отдельных секций, включающих забойную 1 и посадочную 2 гидравлические стойки, перекрытие 3, гидродомкрат передвижения 4, ограждение 5, управляемого оградительного щита 6, свободно подвешенного на забойной стойке. В щите имеются отверстия для гашения взрывной волны.

После обурирования забоя по всей длине лавы шпурами на глубину 1,3 м механизированную крепь перемещают вплотную к забою вместе со скребковым конвейером 7. При этом породы кровли за щитом обрушаются. Оградительные щиты с помощью домкрата 8 выдвигают вперед так, чтобы они перекрывали забойный конвейер (рис. 103, б). После отбойки руда остается вблизи забоя на почве и на оградительном щите; при последующем его подъеме руда поступает на забойный конвейер. Погрузка оставшейся на почве отбитой руды и окончательное оформление забоя осуществляются комбайном КШ-1КТ (рис. 104).

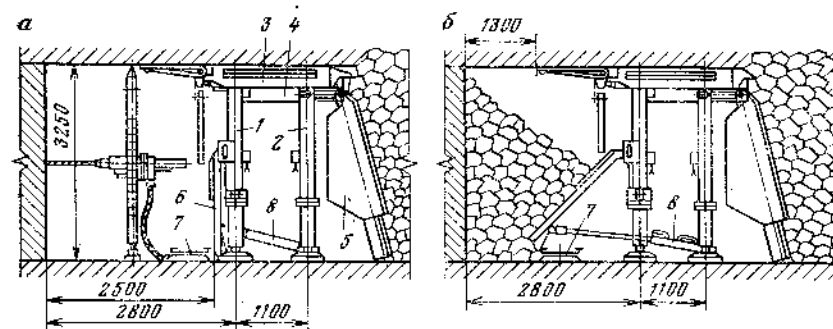


Рис. 103. Положение механизированной крепи в забое:
а — до передвижки (после уборки породы); б — после передвижки (перед уборкой породы)

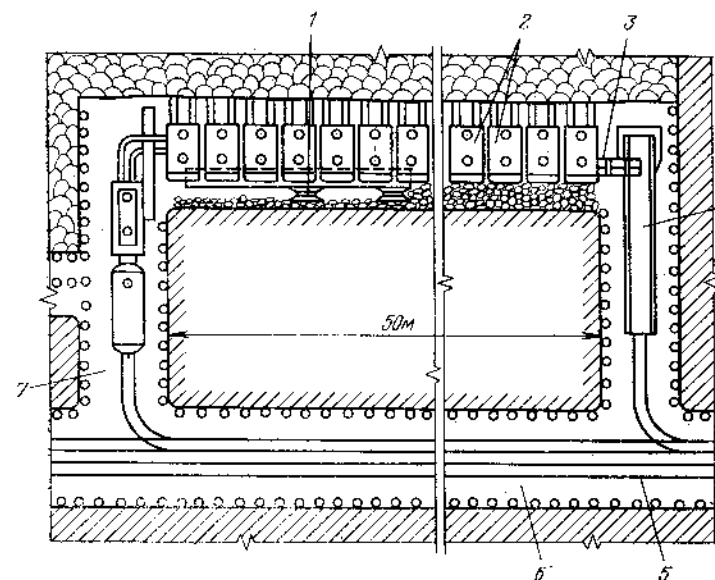


Рис. 104. Отбойка столба забоем-лавой с механизированной крепью:
1 — погрузочный комбайн; 2 — секции механизированной крепи; 3 — скребковый транспортер; 4 — перегружатель; 5 — рельсовый путь; 6 — панельный штрк; 7 — вентиляционный штрк

Скребковый конвейер КМ81-02Б, так же как и перегружатель ПЛМ-1, рассчитан на производительность 150 т/ч. К шахтному стволу руда транспортируется рельсовым транспортом.

В Никопольском бассейне успешно зарекомендовал себя выемочный механизированный комплекс КВМА, разработанный институтом «Мосбассгипрогормаш». Он включает в себя

механизированную передвижную крепь, скребковый конвейер СП-63 (для транспортирования руды вдоль лавы на конвейерный штрек), одновременно служащий направляющей базой для комбайна КШ-1КГ. Поскольку руда мягкая, комбайн выполняет не только погрузку, но и отбойку руды. Комплекс работает в лавах длиной 50 м. Производительность очистного забоя 600—800 т/сут, т. е. примерно в три-четыре раза выше, чем при выемке комплексно-механизированными заходками. При этом на 30—40 % снижается себестоимость очистных работ.

Расчеты показывают, что при производительности лавы 1000 т/сут ее оптимальная длина должна составлять 70—150 м.

§ 64. СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ С ВЫЕМКОЙ ЗАБОЕМ-ЛАВОЙ НА КАЛИЙНЫХ РУДИКАХ

Столбовая система с обрушением кровли успешно применяется при разработке Старобинского калийного месторождения комбината «Белоруськалий». Применение этой системы возможно, если при обрушении будет исключено проникновение подземных вод в разрабатываемый пласт. Для этого толща пород между пластом и водоносным горизонтом должна превышать мощность отрабатываемого пласта не менее чем в 40 раз.

Подготовка (рис. 105) заключается в проведении из главного конвейерного (панельного) и вентиляционных штреков конвейерного штрека 1, двух транспортных 2 и вентиляционных штреков 3. Для защиты вентиляционного штрека от большого горного давления на расстоянии 3 м от него проводят разгрузочный штрек 4. Для проведения выработок применяют комбайны ПК-8 или «Урал-10КС», кровлю выработок крепят штапгами. Транспортирование руды с забойных конвейеров осуществляется промежуточными скребковыми конвейерами 5 марки СП-63М, с которых руда поступает на ленточный конвейер 6 (КЛЗ-500).

Длина столба 1200—1500 м, ширина (длина лавы) 90—120 м.

На рис. 106 показана лава, оборудованная гидромеханизированным комплексом КМ-81, предназначенным для выемки пологих пластов мощностью 1,9—3,2 м. В комплекс кроме гидромеханизированной крепи 1 (марки 2М-81Э) входит узкозахватный шнековый комбайн 2 (КШ-3М), забойный конвейер 3 (КМ-81-02Б) и насосная станция (СНУ-5). В местах сопряжения лавы со штреками устанавливают гидростойки 4.

Первоначально на границе столбов проводят разрезные штреки шириной 4,5 м, в которых монтируют комплекс оборудования. Выемку руды в лаве ведут от конвейерного штрека к вентиляционному. После выемки полосы руды шириной 0,63 м комбайн отгоняют в исходное положение и передвигают забой-

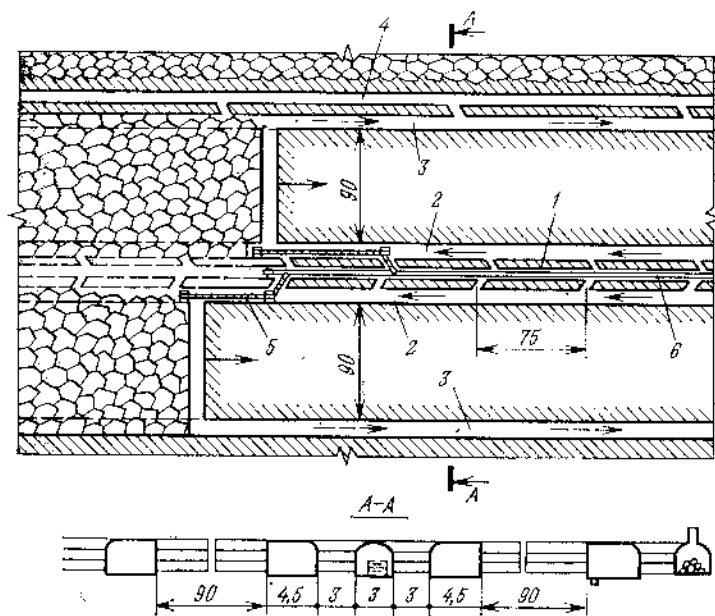


Рис. 105. Схема столбовой системы разработки забоем — лавой Старобинского калийного месторождения

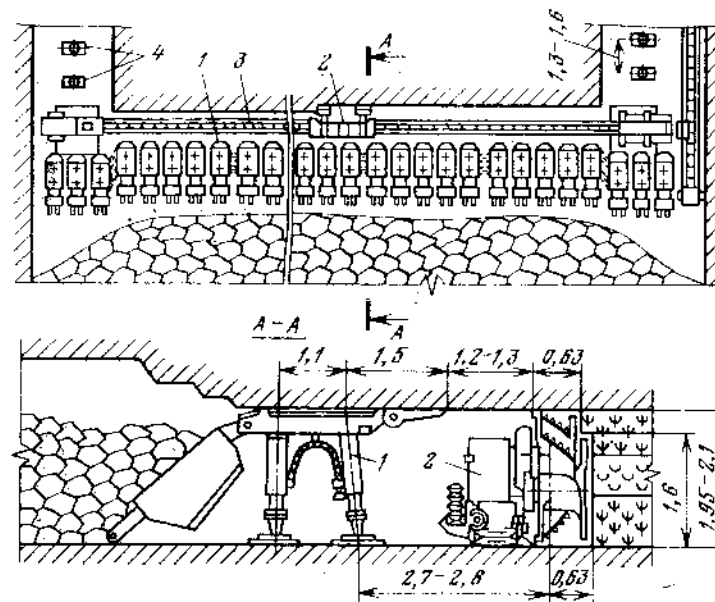


Рис. 106. Лава, оборудованная гидромеханизированным комплексом КМ-81

ный конвейер и крепь. Производительность комбайна достигает 160—200 т/ч.

На комбинате «Белорускалий» применяются также комбайны КС-75 отечественного производства и комбайны ЭВ-170Л (ФРГ). Производительность однокомбайновой лавы составляет 25—30 тыс. т/мес, производительность забойного рабочего 60—90 т/смену. Производительность очистного комплекса можно повысить до 400 т/ч, если применять мощные комбайны, такие, например, как отечественный комбайн К-128П.

Несмотря на то что себестоимость добычи и производительность труда на механизированных комплексах такие же, как при камерно-столбовых системах разработки, применяемых в аналогичных условиях, описанные системы дают значительный экономический эффект за счет увеличения качества добываемой руды и снижения потерь калийных солей в недрах. Так, при раздельной комбайновой выемке потери руды не превышают 15—20 % против 50—60 % при камерной системе. Поэтому предусматривается дальнейшее расширение области применения этих систем разработки.

Глава 12

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Отличительная особенность систем данного класса состоит в обрушении подсеченного снизу или сбоку массива руды в подэтаже или этаже, вслед за чем по мере выпуска обрушенной руды покрывающие ее пустые породы самообрушаются и заполняют выработанное пространство.

Выпуск основной массы обрушенной руды под опускающимися в процессе выпуска пустыми породами — наиболее характерная черта систем разработки этого класса, определяющая условия их применения, конструктивные элементы и технико-экономические показатели.

Системы данного класса — подэтажное обрушение, этажное принудительное обрушение, этажное самообрушение — благодаря многим достоинствам применяются для разработки мощных месторождений разнообразных типов.

§ 65. СИСТЕМЫ ПОДЭТАЖНОГО ОБРУШЕНИЯ

Наиболее широкое распространение подэтажное обрушение в СССР получило при разработке железных руд. На подземных рудниках Криворожского бассейна удельный вес подэтажного обрушения в подземной добыче превышает 50 %.

По характеру контакта отбитой руды с обрушенными породами можно выделить две разновидности системы: подэтажное обрушение с разделяющим перекрытием (матом); подэтажное обрушение без перекрытия, когда пустые породы находятся в непосредственном контакте с рудой. В качестве разделяющего перекрытия применяют древесный мат, металлическую сетку.

Первая система по условиям применения и в конструктивном отношении имеет много общего со слоевым обрушением, вторая ближе к этажному обрушению. Поэтому условия применения этих разновидностей неодинаковы.

Варианты подэтажного обрушения различают по способу отбойки (мелкими шпурами, штанговыми шпурами, скважинами); по способу выпуска руды (через дучки, на почву подэтажных выработок с торцовым выпуском); по способу транспортирования (скреперованием, виброустановками, самоходным оборудованием); по способу подсечки и отрезки.

Вариант подэтажного обрушения «закрытый веер». Для уяснения сущности подэтажного обрушения рассмотрим вариант «закрытый веер», который долгое время являлся наиболее распространенным в Криворожском бассейне. В настоящее время удельный вес его заметно снизился.

Из откаточного штрека 1 (рис. 107) через 7—8 м проходят восстающие 2 и через 8—12 м по вертикали проводят подэтажные штреки 3. Против каждого восстающего на уровне подэтажного штрека проводят подэтажные (скреперные) орты 4. Длина блока 50—75 м, высота 50—70 м. Подэтажные выработки крепят неполными крепежными рамами через 0,5—1,5 м. Проведение заходок составляет стадию нарезки панели, т. е. участка, примыкающего к заходке с боков и сверху.

Очистная выемка состоит в отработке панели секциями в направлении от висячего бока к лежащему. Из подэтажного орта 1 через 4 м вдоль оси располагают дучки 2 (рис. 108), которые сбивают буровыми заходками 3. Заходки расширяют для обрушения секции шириной 4 м с последующим образованием в подошве их воронок. Из заходок в потолочину бурят три ряда штанговых скважин 4 глубиной 5—6 м. После взрывания их выпускают отбитую руду на подэтажный орт и скреперуют ее до восстающего. Следующую зону длиной 3—4 м обрушают аналогичным образом до окончания

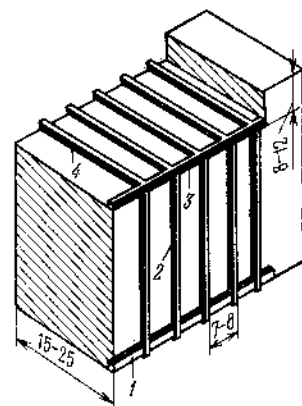


Рис. 107. Подготовка при подэтажном обрушении

выпуска руды из предыдущей зоны. Соседние панели вынимают с опсрежением на две-три зоны.

Производительность труда бурильщика по обрушению в зависимости от характера руды составляет 120—150 т/смену, а по нарезным работам и обрушению 60—100 т.

Этот вариант подэтажного обрушения имеет много разновидностей, предназначенных для разработки руд с различными физическими свойствами и для рудных тел разной мощности и любых углов падения.

Описанный вариант системы с обрушением руды на одну пару дучек применяется в слабых, неустойчивых рудах. В более устойчивых рудах обрушение ведут сразу на две-три пары дучек (рис. 108, б).

На Дегтярском руднике применяют вариант системы с отбойкой руды непосредственно на крепь подэтажной выработки без оставления надштрековых (надортовых) целиков (рис. 109).

Скважины диаметром 75 и 105 мм бурят из окон, сделанных в деревянной крепи. Сплошную крепь из неполных крепежных рам на участке взрыва усиливают двойными подхватами. На период взрыва устанавливают дополнительные стойки и распорки. Уменьшение нарезных работ позволило повысить производительность труда, а отсутствие целиков — снизить потери руды.

Способы подготовки при подэтажном обрушении.

Несмотря на многообразие вариантов подэтажного обрушения, схемы подготовки блока сходны между собой.

Этаж высотой 60—80 м делят на блоки длиной 30—75 м. Подэтаж высотой от 10 до 40 м разбивают на панели шириной 7—30 м, иногда до 40 м. Панели располагают как по простиранию, так и вкрест простирания. Вдоль панели проходят один, иногда два-три подэтажных штрека.

Основные различия в схемах подготовки определяются способом транспортирования и положением панели относительно простирания.

На рис. 110 показана подготовка блока при расположении панелей по простиранию с транспортированием руды прямым скреперованием. На основном горизонте из полевого откаточного штрека 1 проводят орты 2, а из них через 10—12 м рудоспуски 3. По контакту с висячим боком располагают вентиляционно-ходовой восстающий 4. Из подэтажного орта 5 против каждого рудоспуска проводят подэтажные штреки 6, которые служат для скреперования руды. По границам блока подэтажные штреки сбивают с вентиляционными восстающими 7 ортами 8. Недостаток такого способа подготовки, особенно при небольшой ширине панели, — большое число рудоспусков. Чтобы избежать этого, применяют вариант с аккумулялирующими выработками и двойным скреперованием руды (рис. 111).

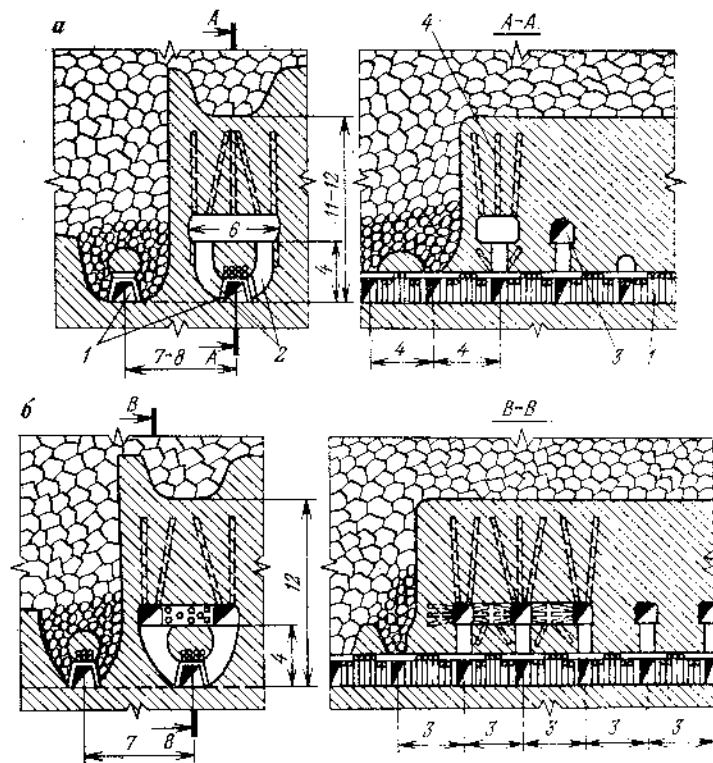


Рис. 108. Обработка панели вариантом «закрытый веер»

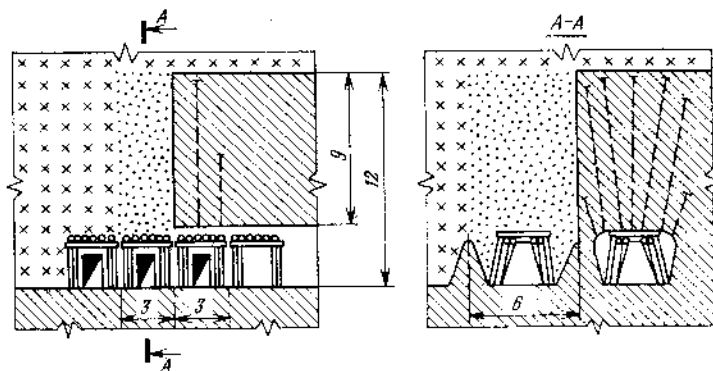


Рис. 109. Бесцеликовый вариант обработки панели, применяемый на Дегтярском руднике

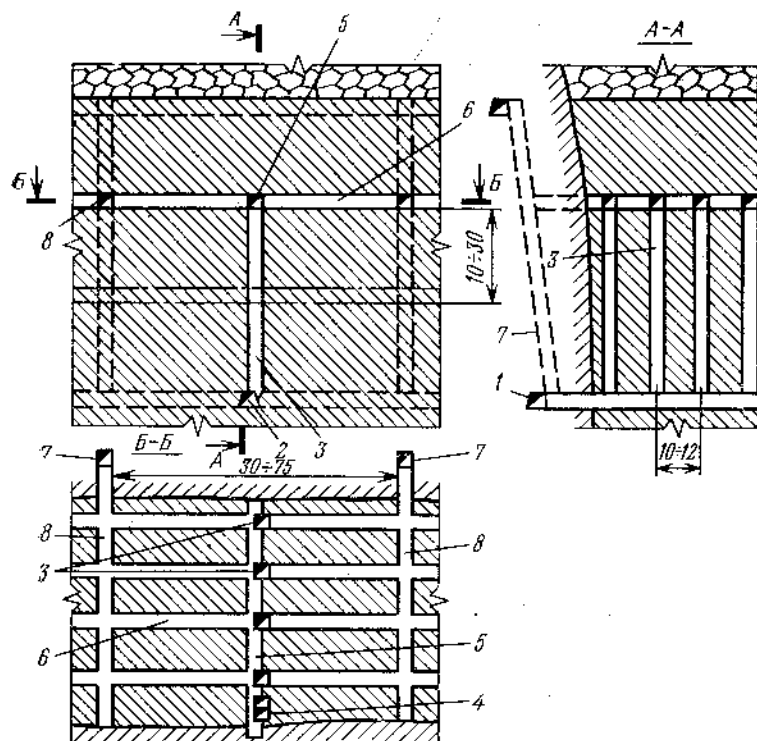


Рис. 110. Подготовка блока при подэтажном обрушении с прямым скреплением руды

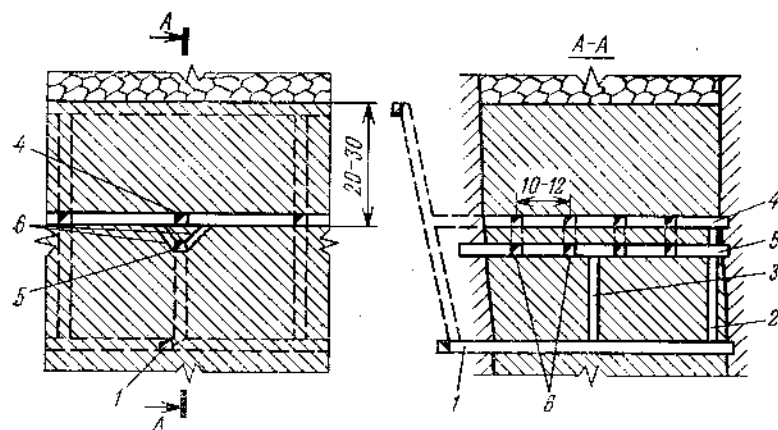


Рис. 111. Подготовка блока при подэтажном обрушении с аккумуляцией руды

Из откаточного орта 1 проходят вентиляционно-ходовой восстающий 2 и один рудоспуск 3. Ниже подэтажного орта 4 располагают аккумулярующий орт 5, который сбивают с подэтажными штреками короткими рудоспусками 6.

В аккумулярующих выработках устанавливают мощные скреперные установки (ЛС-55 и др.), часто со спаренными скреперами вместимостью 0,2—0,35 м³.

Уменьшение числа рудоспусков позволяет исключить многолюдную погрузку, что способствует повышению производительности труда рабочих внутришахтного транспорта.

Если транспортирование руды на подэтаже ведется в самоходных вагонетках или погрузочно-доставочными машинами, проходить рудоспуск для каждой панели нет необходимости и ограничиваются одним-двумя рудоспусками на блок (рис. 112).

Варианты подэтажного обрушения. Наиболее распространенными в настоящее время являются варианты с отбойкой глубокими скважинами. В Криворожском бассейне удельный вес этих вариантов в системе подэтажного обрушения составляет свыше 90 % по добыче.

Вследствие высокой производительности, безопасности работ и разнообразных условий применения данный вариант системы имеет тенденцию к еще более широкому распространению.

Основные условия его применения: мощность залежи 15—20 м и более, коэффициент крепости руды от 3 до 12, вмещающие породы любой устойчивости. Как и другие варианты, он несприемлем для выемки ценных руд вследствие значительных потерь и разубоживания руды.

Этаж высотой 60—80 м разбивают на два—четыре подэтажа. Максимальную высоту подэтажа 30—40 м принимают в достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах, при очень крутом падении залежи. Длина блока 50—60 м.

В панели шириной 16—30 м проводят два-три подэтажных штрека. В отдельных случаях в весьма мощных рудных телах ширина панели равняется мощности рудного тела (50—60 м).

На рис. 113 показан один из вариантов с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальные компенсационные камеры.

На основном горизонте располагают полевой штрек 1 и орты 2, из которых через 8—12 м до верхнего подэтажа проходят рудоспуски 3 и вентиляционно-ходовые восстающие 4.

Подэтажные штреки по границам и в центре блока сбивают ортами 5. Центральный орт соединен с полевым блоковым восстающим 6.

Из подэтажных штреков через 5—5,5 м проходят дучки, а по границам блока — буровые восстающие 7. Подэтажные штреки и орты крепят обычно металлической арочной крепью, а сопряжения с дучками — станками из двутавровых балок.

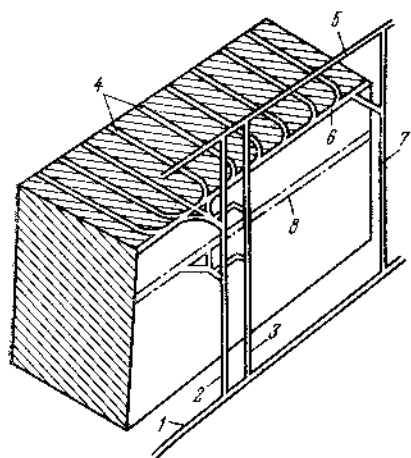
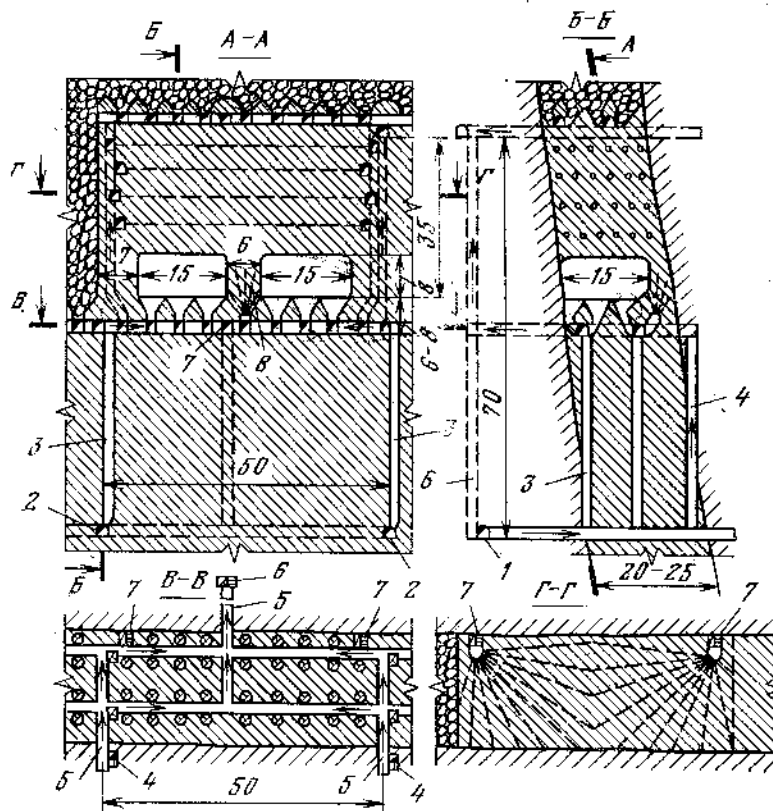


Рис. 112. Подготовка блока при доставке руды самоходным оборудованием:

1 — ползовой откаточный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — блокный восстающий; 4 — напильные орты; 5 — вентиляционный штрек; 6 — подэтажный штрек; 7 — вентиляционный восстающий; 8 — подэтажный штрек нижележащего подэтажа

Рис. 113. Система подэтажного обрушения с отбойкой горизонтальными глубокими скважинами



Выемка подэтажа заключается в подсечке, обрушении массива руды взрыванием глубоких скважин и последующем выпуске отбитой руды.

Подсечку осуществляют из дучки мелкими или штанговыми шпурами глубиной 3—8 м. Применяют также траншейную подсечку. В крепких рудах и при значительной высоте подэтажа подсекают последовательным взрыванием всерных комплектов штанговых шпуров из специальных подсечных выработок, расположенных над воронками. Руду из подсечки выпускают до уровня гребней воронок.

Скважины бурят станками вращательного или ударно-вращательного бурения одновременно с производством подсечки. Толщина обрушаемых слоев 3—5 м. При отработке нижнего подэтажа под буровые восстающие оборудуют рудоспуски.

Скважины взрывают с замедлением в слоях от 0,05 до 2 с. Для уменьшения потерь и разубоживания обрушенную руду выпускают из каждой пары дучек равными порциями. Процесс выпуска руды под обрушенными породами протекает иначе, чем из открытых камер с учетом требований теории выпуска, изложенной ниже. Особенно важно уменьшить число зависаний руды в дучках что достигается установкой в них вибролент (ВЛ-2М, ВЛ-4М) с пневматическими вибропобудителями («Напор-3»). Вибролента 1 (рис. 114, а) монтируется на срубовом основании 2 и удерживается двумя тросами диаметром 16—18 мм, прикрепленными к штанговой крепи 3. Вместо скрепления по подэтажному штреху доставку до рудоспуска можно осуществлять виброкомплексами КВВ-2 и КВВ-3.

При значительной высоте подэтажа для выпуска руды из дучек целесообразно применять вибропитатели 1, установленные в рудоспуске (рис. 114, б). Увеличение числа последних в этом случае компенсируется более высокой производительностью труда рабочего на выпуске и доставке руды.

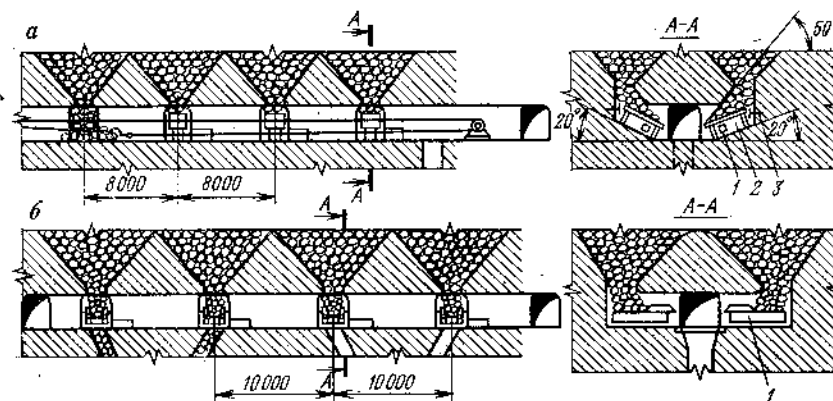


Рис. 114. Схемы выпуска и доставки руды до рудоспуска

На рис. 115, а показан вариант с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин на вертикальные компенсационные щели. Этаж высотой 80 м отрабатывается двумя подэтажами. Вертикальную компенсационную камеру создают последовательным взрыванием восходящих вертикальных параллельных скважин, которые бурят из штрека, проведенного на высоте 8 м от почвы подэтажного (доставочного) штрека.

Массив руды у флангов и между отрезными щелями разбуривают из ортов веерными комплектами глубоких скважин. Скважины взрывают на компенсационную щель в один прием электродетонаторами короткозамедленного действия. Руду выпускают последовательно от лежащего бока к висячему на две-три доставочные выработки.

Значительную часть выработок горизонта выпуска можно проводить после обрушения массива, что способствует устойчивости этих выработок.

На некоторых рудниках применяют аналогичный вариант подэтажного обрушения, но с отбойкой руды нисходящими веерами глубоких скважин.

При варианте с отбойкой наклонных слоев (рис. 115, б) восходящие веера скважин бурят из бурового орта. Число скважин ($d=100$ мм) в веере шесть-семь, расстояние между веерами 3—3,5 м, между концами скважин 3,5—4 м.

Подсечное пространство образуют взрыванием штанговых шпуров глубиной от 2 до 10 м, пробуренных из буровых сбоек, соединяющих дучки. Руду взрывом всех параллельных весров обрушают зонами площадью 500 м² (на половину длины панели) на два штрека.

Иногда (рис. 115, в) параллельные веера восходящих скважин бурят непосредственно из штреков доставки 3. Каждый последующий слой обрушают на штрек предыдущей зоны. Дучки и воронки проходят после обрушения очередного слоя. Сокращение нарезных работ и применение штангового бурения — основные преимущества этого способа отбойки. Однако глубина скважин при этом способе больше, и днище подэтажа нарушается от взрывания скважин.

Рассмотренный вариант практически относится к подэтажному обрушению (рис. 115, г) со взрыванием рудного массива без компенсационного пространства (в «зажиме»).

Восходящие веера скважин бурят из штреков 4. Одновременно взрывают секцию панели b шириной 10—15 м, т. е. на два-три ряда дучек. Взрывание короткозамедленное. Исследованиями установлено, что отношение b/h (h — высота слоя) должно быть в пределах 0,33—0,5. Уменьшение толщины секции хотя и способствует улучшению качества взрывных работ, но приводит к повышенным потерям.

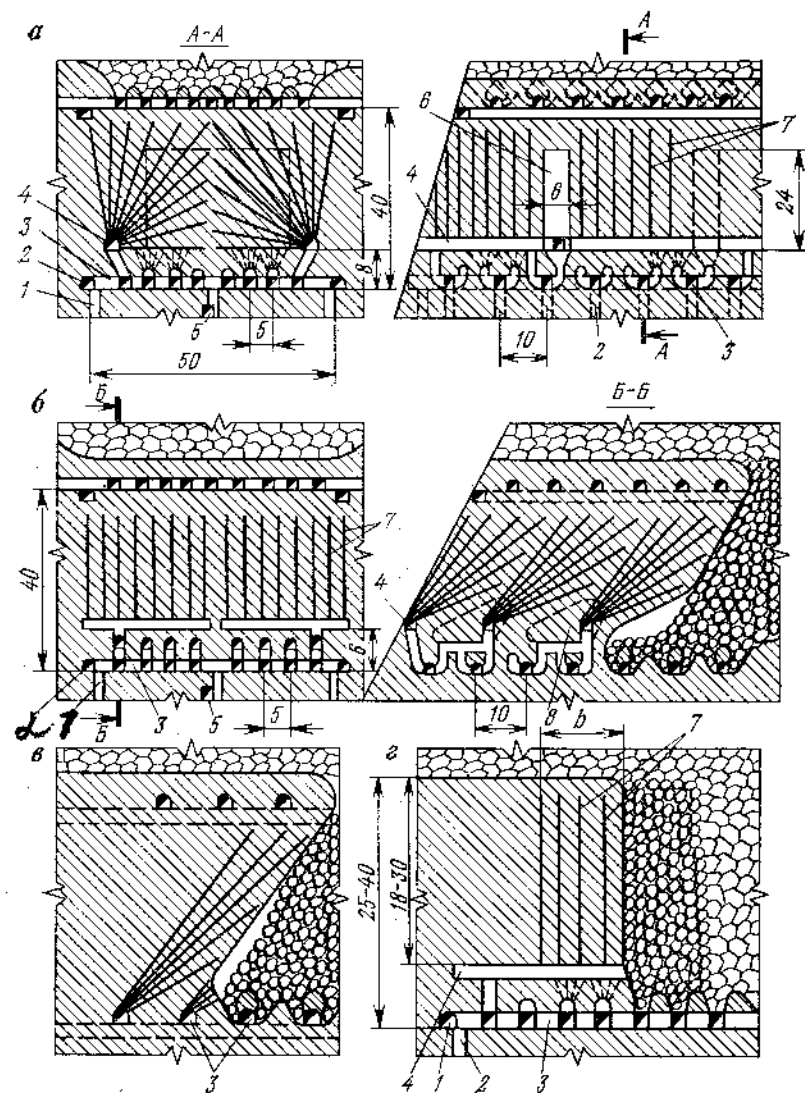


Рис. 115. Варианты подэтажного обрушения с отбойкой вертикальными и наклонными слоями:

1 — рудоспуск; 2 — подэтажный орт; 3 — подэтажный (доставочный) штрек; 4 — буровой орт (штрек); 5 — вентиляционный орт; 6 — компенсационная камера; 7 — веера скважин; 8 — подсечное пространство

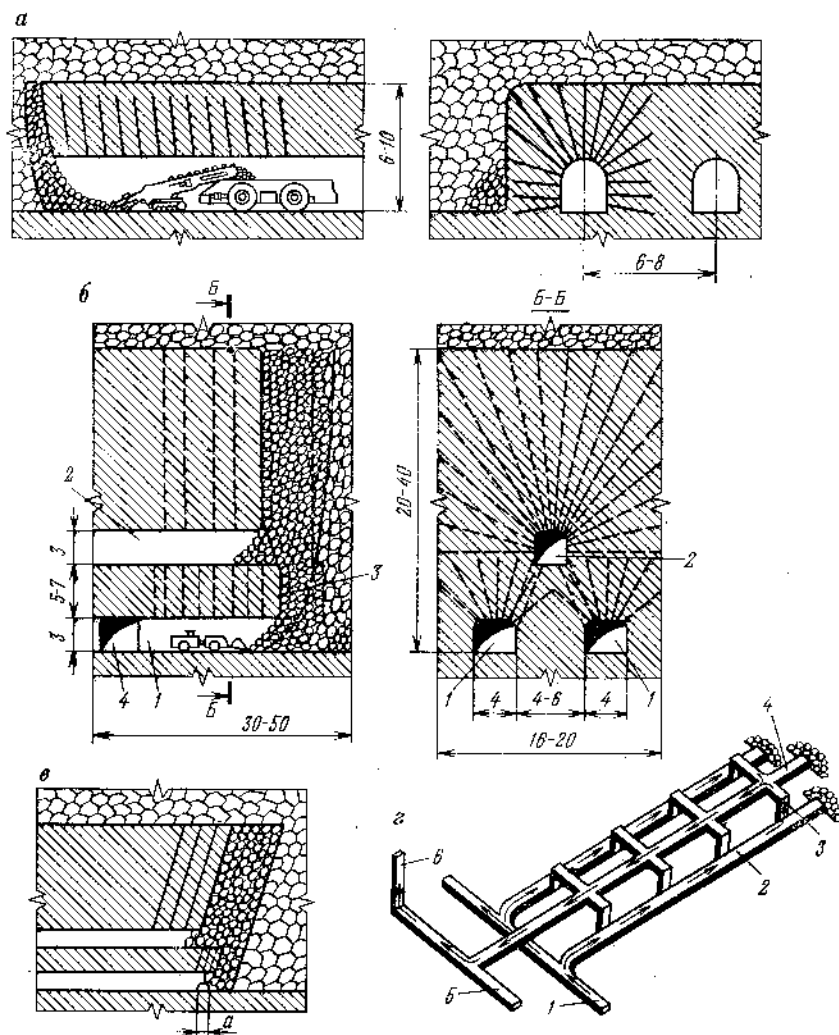


Рис. 116. Способ отработки панели с отбойкой руды «в зажиме» и выпуском на почву подэтажных выработок

Необходимое для размещения отбиваемой руды пространство создается вследствие уплотнения взрывом ранее обрушенной руды. Это уплотнение может произойти только под действием сильного взрыва, поэтому сетка скважин при взрывании в зажатой среде сгущается.

Практика ряда рудников показывает, что взрывание зарядов «в зажиме» улучшает качество дробления руды. В недоста-

точно же устойчивых рудах отбойка в зажатой среде может вызвать нарушение массива руды и пройденных в них выработок. Поэтому применение вариантов подэтажного обрушения без компенсационного пространства требует в каждом отдельном случае проведения опытных работ.

Отбойка восходящими (или нисходящими) скважинами из горизонтальных выработок в большинстве случаев эффективнее отбойки горизонтальными слоями из буровых камер, так как позволяет сократить нарезные работы и применять самоходные буровые станки.

При взрывании в зажиме руду часто отбивают на почву подэтажных (доставочных) выработок. Подобный вариант с торцовым выпуском руды показан на рис. 116, а.

Обуривание панели осуществляется веерными комплектами шпуров, располагаемых с наклоном 60—70°. Шпуры бурят с помощью самоходных бурильных установок. После взрывания одного-двух комплектов шпуров приступают к погрузке руды погрузочными машинами в самоходные вагонетки, которые транспортируют руду от забоя по подэтажным выработкам до блокового рудоспуска. По сравнению с другими рассмотренный вариант подэтажного обрушения значительно проще. В нем отсутствуют дучки, подсека, отрезка. Наличие неизрезанного массива руды над подэтажными выработками позволяет проводить их без крепления.

На шведских железных рудниках, где применяется этот вариант, производительность труда одного рабочего составляет при очистной выемке 80—90 т/смену, а по руднику 20—30 т/смену при потерях и разубоживании руды 10—15%.

На ряде отечественных рудников при большой высоте этажа и отбойке руды скважинами диаметром 100—110 мм выше подэтажных доставочных выработок 1 (рис. 116, б) проводят буровую выработку 2, из которой обуривают панель. Целик (защитный козырек) 3 над доставочными выработками в этом случае обрушают скважинами небольшого диаметра или шпурами с некоторым отставанием от взрывания глубоких скважин.

Руду отбивают секциями толщиной 2—7 м на ранее обрушенные породы. При высоте подэтажа до 20 м шаг обрушения защитного козырька принимают равным толщине отбиваемого слоя; при большей высоте козырек обрушают в 2—3 приема. На погрузке и доставке руд применяют погрузочно-доставочные машины, которыми руда по штреку 4 доставляется к рудоспуску.

Наряду с отбойкой вертикальными слоями применяют наклонное расположение скважин (рис. 116, в). Отбойка панелей из специальных буровых выработок позволяет совмещать доставку с бурением, меньше нарушать кровлю доставочной выработки в месте погрузки, а увеличением высоты панели — уменьшить объем нарезных работ.

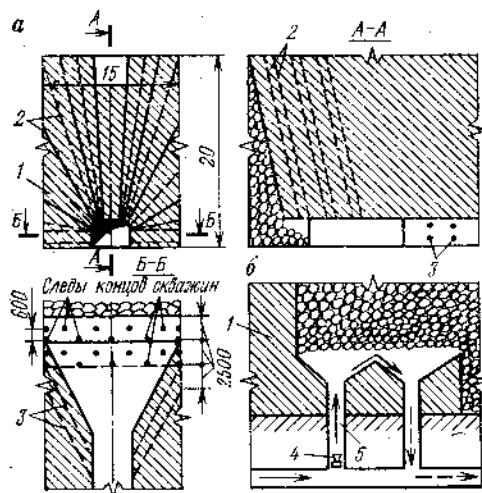


Рис. 117. Подсечка, отбойка и проветривание при фронтально-торцовом выпуске руды

и под защитой которых ведут выпуск. Конструкции таких щитов находятся в стадии промышленного эксперимента.

На рис. 116,г показана схема проветривания забоев при рассмотренном варианте. Свежая струя из доставочного штрека 1 через подэтажный орт 2 и вентиляционную сбойку 3 поступает в буровой орт 4, а из него в вентиляционный штрек 5 и вентиляционный восстающий 6.

На Шерегешском железном руднике впервые в практике горных работ был применен вариант с фронтально-торцовым выпуском руды (рис. 117,б). Торсц подэтажно-доставочной выработки расширяется на ширину панели (12—15 м), образуя горизонтальную воронку 1, широкой стороной примыкающую к обрушению.

Отбойку подэтажа осуществляли спаренными восходящими веерами глубоких скважин 2 с расстоянием между ними 600 мм (рис. 117,а). Толщина отбиваемого слоя 2,5 м. Скважины бурили станками НКР-100М. Одновременно с отбойкой каждого слоя взрывали горизонтальные скважины 3 для образования фронтального забоя.

Погрузку руды осуществляли машинами ПНБ-3К в самоходные вагоны 4ВС. Расстояние доставки от 15 до 70 м.

Проветривание производили с помощью вентилятора 4 (см. рис. 117,б); фронтальный забой омывался струей воздуха, проходящей через окно 5 между обрушенной рудой и кровлей обрушенного массива.

При выходе негабарита (>600 мм), равном 10 %, эксплуатационная производительность комплекса — погрузочной ма-

В вариантах системы с торцовым выпуском руды потери и разубоживание зависят от глубины захвата а руды погрузочной машиной. Чем глубже внедряются захватывающие элементы машины в руду, тем равномернее оседает обрушенная руда и тем большие размеры имеет обрушенный слой. Поэтому перспективным при этих системах является выпуск с применением вибропитателей, конвейеров, имеющих возможность работать «под завалом», а также специальных щитов, на которые обрушают руду

шины с одним самоходным вагоном — составила 253 т/смену, а одного рабочего на выпуске 126,5 т. Применение отбойки скважинами небольшого диаметра (70—80 мм) позволяет снизить выход негабарита до 2 % и довести производительность труда рабочего на погрузке и доставке до 300 т/смену.

Фронтальная погрузка по сравнению с обычным торцовым выпуском позволила снизить потери руды с 13 до 3 %, а разубоживание — с 21 до 15 %. Лучшие показатели достигаются при толщине отбиваемого слоя 2—3 м, высоте подэтажа 20—30 м и угле наклона скважин 80°.

Значительная площадь обнажения кровли на участке погрузки не позволяет применять этот вариант при недостаточно устойчивой руде.

Кроме рассмотренных вариантов на рудниках Кривбасса применяют камерный вариант подэтажного обрушения и комбинированный вариант со взрыванием вертикальных вееров скважин на ранее обрушенную руду и горизонтальную подсечку.

Камерный вариант подэтажного обрушения по своей сущности напоминает вариант с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин на вертикальные компенсационные щели (см. рис. 115,а). Отличие состоит в том, что первоначально отбивают на отрезную щель примыкающие к ней веера без обрушения потолочины. С этой целью глубина скважин по вертикали соответствует высоте щели. По мере отбойки слоев руды из камеры выпускают. Таким образом, удастся отбить 50—60 % всей руды в панели. Затем обрушают

ТАБЛИЦА 7

Показатели	Способ выпуска		
	через воронки*	через воронки**	торцовый на почку выработок*
Способ доставки	Скреперными установками средней мощности	Мощными скреперными установками	Погрузочно-доставочными машинами
Удельный объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т	63 м³	7,5 м	52 м³
Производительность рабочего по системе	5 м³/смену	36 т/смену	12,5 м³/смену
Себестоимость 1 т руды, руб.	2,1	1,7	1,4
Потери руды, %	11—13	15,3	7—9
Разубоживание руды, %	15—16	7,6	10—13

* Салаирское рудоуправление.

** Рудоуправление им. Дзержинского.

междукамерные целики и потолочину. На руднике им. Дзержинского бурение скважин осуществляют из доставочных выработок. Камерный вариант позволяет снизить потери и разубоживание руды.

Применявшийся ранее вариант подэтажного самообрушения в настоящее время полностью вытеснен другими системами разработки и поэтому не рассматривается.

Технико-экономические показатели при подэтажном обрушении во многом зависят от физико-механических свойств руды, способа выпуска и транспортирования руды и колеблются в широких пределах.

В качестве примера приведем показатели по трем вариантам подэтажного обрушения с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин (табл. 7).

Вариант подэтажного обрушения с мелкошпуровой отбойкой и древесным матом из-за его низкой эффективности в настоящее время применяют очень редко. Его применяют иногда на нижних горизонтах, когда накоплен достаточный слой мата при отработке верхних участков месторождения системой слоевого обрушения.

§ 66. ВЫПУСК ОБРУШЕННОЙ РУДЫ

Истечение руды из дучек под обрушенными породами происходит иначе, чем из открытых камер. Поэтому выпуск обрушенной руды при системах этажного и подэтажного обрушения—одна из самых ответственных операций, от правильности выполнения которой зависят полнота извлечения и степень разубоживания руды.

Опыт применения систем с обрушением руды и лабораторные исследования выпуска сыпучих материалов показывают, что на полноту извлечения и разубоживание при выпуске под пустыми породами влияют следующие факторы: физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород, высота обрушенного массива руды и горное давление, горизонтальное расстояние между рудоспусками, режим выпуска, мощность, угол падения залежи, число плоскостей, по которым блок граничит с пустыми породами.

В вопросах исследования выпуска руды под обрушенными породами отечественная наука занимает ведущее место. Установленные закономерности истечения руды позволяют делать определенные выводы, имеющие большое значение для практической работы и конструирования систем разработки.

Основные положения теории выпуска руды, созданные исследованиями С. И. Минаева, Г. М. Малахова, Н. Г. Дубынина, В. В. Куликова и других советских ученых, заключаются в следующем:

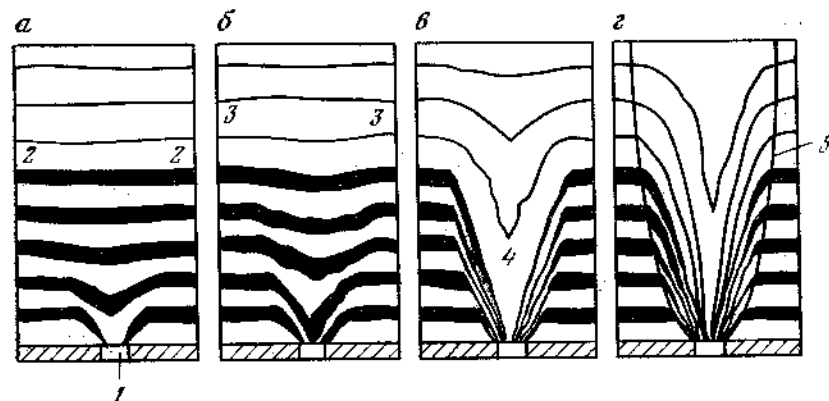


Рис. 118. Схема движения руды при выпуске под обрушенными породами

1. Движение руды при выпуске происходит в пределах определенной зоны, расположенной над выпускным отверстием (лучкой). Эту зону называют зоной потока или зоной разрыхления (так как в ней вследствие движения руды происходит ее разрыхление).

2. Форма зоны потока по результатам исследования ряда авторов представляет собой параболоид вращения с вершиной у выпускного отверстия.

При выпуске на модели небольшого количества сыпучего материала из выпускного отверстия 1 (рис. 118, а) происходит вторичное разрыхление выпускаемой массы и ее опускание к отверстию, причем зона разрыхления при выпуске первых порций не достигает поверхности слоя 2—2, что видно по затухающему характеру деформации черных прослоев, уложенных в сыпучем материале светлого тона. При дальнейшем выпуске (рис. 118, б) зона разрыхления распространяется и в покрывающие пустые породы (слой 3—3).

Постепенно опускаясь вниз, пустые породы достигают плоскости выпускного отверстия (рис. 118, в). С этого момента начинается выпуск руды вместе с породой, т. е. разубоживание руды. Дальше по мере выпуска разубоживание увеличивается, так как непрерывно возрастает поступление пустых пород. Выпуск прекращают, когда вместе с рудой начинает поступать слишком большое количество породы, и содержание металла в руде становится ниже установленной кондиции (рис. 118, г).

Проникая в руду пустая порода от уровня выпускного отверстия до первоначального уровня контакта руды и пустой породы образует воронку внедрения 4. Боковые поверхности этой воронки в зависимости от физико-механических свойств пород бывают либо выгнутыми к оси воронки, либо (реже) выпуклыми. С достаточной для практики точностью

можно считать, что воронки внедрения по форме являются опрокинутым конусом, усеченным выпускным отверстием. Диаметр воронки внедрения равен диаметру зоны потока на высоте контакта слоя выпускаемой сыпучей среды с покрывающими породами.

3. Скорость движения частиц руды по мере удаления от оси потока уменьшается, причем чем ближе к отверстию, тем больше разница в скоростях движения между центральными и периферийными частицами. В верхней части потока частицы сыпучей среды движутся сплошным потоком с почти равными скоростями.

4. Объемы, из которых происходит истечение руды в процессе выпуска, являются геометрически подобными эллипсоидами 5, усеченными плоскостью выпускного отверстия. Частицы любой выпущенной из отверстия порции до выпуска располагались в объеме эллипсоида вращения. Все частицы, расположенные на поверхности каждого из эллипсоидов, приходят к выпускному отверстию одновременно. С увеличением высоты эллипсоида пропорционально возрастает его ширина (малая ось).

Зона разрыхления (тоже в форме эллипсоида вращения) в несколько раз (по Г. М. Малахову в 15 раз) больше эллипсоида выпуска.

5. Размеры зоны потока, воронки внедрения и эллипсоида выпуска зависят от целого ряда факторов, к числу наиболее важных из них относятся:

физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород. С увеличением угла внутреннего трения, сил сцепления, угла естественного откоса ширина зоны потока уменьшается, а с увеличением крупности частиц она увеличивается. Если сыпучая среда состоит из пылеватых и глинистых частиц, то увлажнение ее может привести к ухудшению сыпучести, что скажется на уменьшении зоны потока. Слеживаемость руд сильно ухудшает результаты выпуска и даже может быть причиной отказа от систем с обрушением руды. Зона выпуска в слежавшихся рудах принимает иногда форму цилиндра («трубы»), что увеличивает потери руды. Наличие в обрушенной руде большого количества крупных глыб при преобладании мелких кусков в обрушенной породе может привести к повышенным потерям и разубоживанию. Некрупный равномерный состав руды и отсутствие мелочи в породе дают хорошие результаты по извлечению и чистоте руды;

размеры выпускного отверстия. С увеличением ширины выпускного отверстия радиус (ширина) зоны потока возрастает без изменения радиуса кривизны границы зоны; диаметр зоны потока увеличивается на величину прироста диаметра выпускного отверстия;

высота обрушенного массива руды. С увеличением высоты слоя полный радиус (ширина) зоны возрастает. Некоторое расширение зоны потока происходит также в процессе выпуска на любой высоте потока вследствие динамического воздействия потока сыпучей среды по границам зоны разрыхления за счет увеличения скорости движения частиц;

геометрическая форма выпускного отверстия, вибрация в процессе выпуска и другие факторы. Например, с увеличением частоты колебаний ширина зоны потока сначала увеличивается, а затем начинает уменьшаться.

В соответствии с этой теорией количество руды, выпущенной до разубоживания, можно вычислить либо через объем воронки внедрения (на начало разубоживания см. рис. 118, в), либо через объем эллипсоида выпуска высотой, равной высоте слоя отбитой руды. Потери определяются количеством оставшейся руды между воронками внедрения. Для уменьшения потерь и разубоживания руды при системах с обрушением необходимо:

1. Принимать максимально возможный по условиям устойчивости выработок диаметр дучек, так как с его увеличением возрастает ширина зоны потока.

2. Увеличивать по возможности высоту слоя обрушенной руды, так как это увеличивает ширину зоны и уменьшает плотность невыпущенной между рудоспусками руды. Если, например, в определенных условиях при высоте обрушаемого слоя 40—45 м извлечение чистой руды составляло 60 %, то при высоте 16 м оно уменьшается до 25 %.

Это заключение относится к блокам и панелям, имеющим вертикальные или близкие к ним по углу наклона боковые стенки. В случае отработки наклонно залегающих рудных тел уменьшение высоты обрушаемого слоя может способствовать увеличению коэффициента извлечения вследствие уменьшения потерь руды на лежащем боку залежи.

3. Выпускные отверстия располагать с минимально допустимыми по условию прочности пород интервалами между ними.

Для поэтажного обрушения глубокими скважинами при диаметре выпускных отверстий 1,5 м и расстоянии между ними 4 м Г. М. Малахов рекомендует принимать высоту этажа 20 м, т. е. отношение высоты слоя H к расстоянию между выпускными отверстиями a , равное 5.

При этажном обрушении рекомендуется принимать отношение $H/a = 6—7$ и более.

4. Вести планомерный выпуск руды. Режим выпуска во многих случаях является главным фактором, определяющим потери и разубоживание руды.

Опытами установлено, что лучшие результаты по снижению потерь и разубоживания дает равномерный выпуск из

всех рудоспусков на площади блока при горизонтальном контакте поверхности отбитой руды с покрывающими обрушенными породами. Однако одновременный равномерный выпуск из всех дучек осуществить трудно и в практике применяют последовательно равномерный выпуск, при котором руду из рудоспусков выпускают последовательно заранее установленными равными дозами. Величину дозы выпуска определяют исходя из площади одной воронки таким образом, чтобы опускание поверхности контакта руды с пустой породой после выпуска этой дозы не превышало 2,5—3 м.

Для соблюдения планогаммы выпуска требуется тщательный контроль за работой скреперистов, люковых и учет выпущенной руды. Поэтому при системах подэтажного и этажного обрушения со стороны горного надзора необходима высокая требовательность к соблюдению рабочими как технологической, так и производственной дисциплины.

Режим выпуска влияет на величину горного давления в выработках горизонта выпуска и доставки. Поэтому иногда в целях уменьшения давления на этих выработках поверхности контакта при выпуске придают наклонное положение.

При правильно выбранных параметрах горизонта выпуска и хорошей организации можно достичь выпуска чистой руды не менее 75—80 %, разубоженной не более 10—15 %, потерь не более 5—8 %.

На руднике «Коскуллскулла» (Швеция) для уменьшения потерь руды и разубоживания отработку ведут ромбовидными панелями (рис. 119, а). Две крайние скважины 1 в комплексе и верхние части других скважин заряжают динамитом, остальные скважины 2 — аммонитом.

Такое размещение заряда создает по границам панели слой более мелкой руды, которая препятствует проникновению пустой породы (имеющей более крупные куски) в погрузочную выработку, потому что в процессе выпуска мелкие куски перемещаются быстрее крупных.

На руднике им. Фрунзе обрушаемый массив также имел форму ромбовидной панели (рис. 119, б), а защитный слой из переизмельченной руды 1 толщиной 5 м создавался взрыванием сгущенной сетки скважин (1,5—1,8 м между концами вместо обычных 2,3—2,8 м), пробуриваемых из выработки 2. При этом разубоживание руды снизилось до 5,2 %.

На Салаирском руднике при разработке ценных руд системой подэтажного обрушения применяли гибкое разделяющее перекрытие из трех слоев металлической сетки. Для его укладки по лежащему боку отработывали слой руды системой с магазинированием руды и по мере подвигания забоя в магазине возводили гибкое перекрытие. Такое же перекрытие укладывали и в верхней части подэтажа, для чего отработывали монтажный слой. Сетка укладывалась на слой отбитой руды

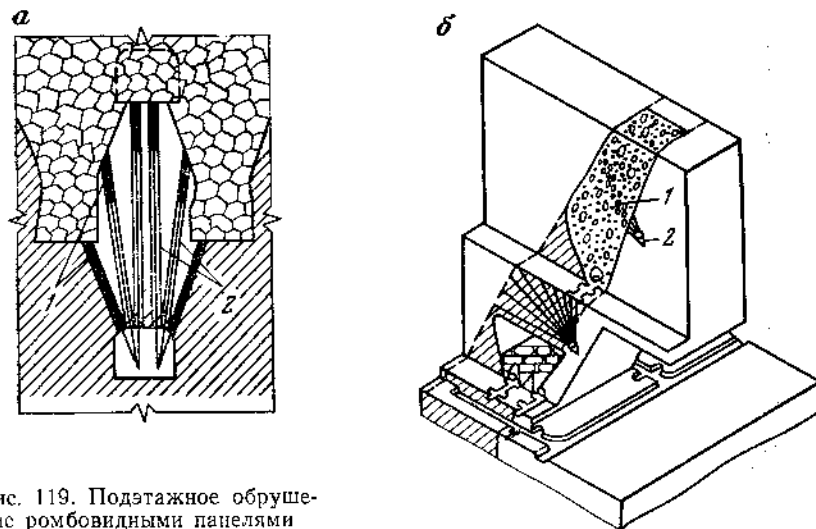


Рис. 119. Подэтажное обрушение ромбовидными панелями

толщиной 1 м. Отбитая руда в подэтаже выпускалась под защитой указанного перекрытия, что позволило снизить потери руды в 2 раза, а разубоживание в 3 раза.

В последние годы испытан выпуск руды под естественными рудными или породными перекрытиями в виде крупных монолитных блок-щитов, перекрывающих отработываемый участок. Породный блок-щит отрезается в верхней части крутопадающего месторождения и в дальнейшем опускается за выпускаемой рудой, защищая ее от проникновения пустых пород.

На Казском руднике в Сибири под «породным щитом» отработали руду в двух этажах с перепуском щита на 100 м. В верхнем этаже отработку осуществили без потерь с разубоживанием 0,2 %. В нижнем этаже вследствие частичного разрушения блок-щита потери при выпуске составили 2,2 %, а разубоживание 4,7 %.

§ 67. ПРИНУДИТЕЛЬНОЕ ЭТАЖНОЕ ОБРУШЕНИЕ

Основным отличием данной системы разработки от описанной выше системы подэтажного обрушения является то, что руда обрушается на компенсационные камеры сразу по всей высоте блока.

Эта система применяется при разработке весьма мощных рудных тел средней и выше средней крепости руд, при любой устойчивости вмещающих пород.

Залегание рудного тела может быть как крутое, так и пологое. При углах падения в пределах 20—60° по условиям выпуска участок рудного тела, примыкающий к лежащему боку, целесообразно разделять на подэтажи.

В зависимости от расположения (компенсационных камер различают следующие варианты этой системы:

принудительное этажное обрушение на горизонтальные компенсационные камеры, когда обрушаемый массив руды располагается над подсечными камерами высотой до 10—15 м;

принудительное этажное обрушение на вертикальные компенсационные камеры, когда основная часть обрушаемого массива располагается сбоку от камер, имеющих высоту 35—40 м и ширину до 10—12 м;

принудительное этажное обрушение без компенсационных камер («в зажатой среде»).

Систему принудительного этажного обрушения применяют как на железорудных месторождениях, так и на рудниках цветной металлургии и химической промышленности.

Принудительное этажное обрушение на горизонтальные компенсационные камеры. Этот вариант впервые в мировой практике был применен в 1948 г. на рудниках Криворожского бассейна. Конструктивно он аналогичен варианту системы подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными скважинами, но характеризуется большей высотой обрушаемого массива руды. Блоки принимают шириной от 20 до 50 м и длиной 30—50 м. Меньшие размеры характерны для участков с высоким горным давлением. Высота этажа 50—80 м.

В варианте со скреперной доставкой руды (рис. 120) из откаточного орта 1 до горизонта скреперования 2 проходят рудоспуски 3. По углам блока располагают 1—2 буровых восстающих 4 и блоковый восстающий 5. Размеры элементов системы указаны на чертеже.

Начальная стадия очистной выемки состоит в образовании на горизонте подсечки 6 двух-трех компенсационных камер высотой 8—15 м, между которыми оставляют временные целики для предупреждения преждевременного обрушения рудного массива. Размеры компенсационных камер в плане, число их и толщина временного целика определяются устойчивостью руды и размерами блока, а их высота принимается из расчета компенсации увеличения объема руды вследствие разрыхления ее при взрыве.

Подсечку чаще всего осуществляют двумя способами:

1. Штанговыми шпурами, пробуренными из рудоспускных дучек в сочетании с одним-двумя рядами глубоких горизонтальных скважин, служащих для увеличения высоты компенсационных камер; горизонтальные скважины можно бурить из восстающих, пройденных из дучек во временных целиках.

2. Взрыванием на отрезную щель 1 вертикальных веерообразных скважин 2, пробуренных из горизонтальных выработок 3 на горизонте подсечки (рис. 121).

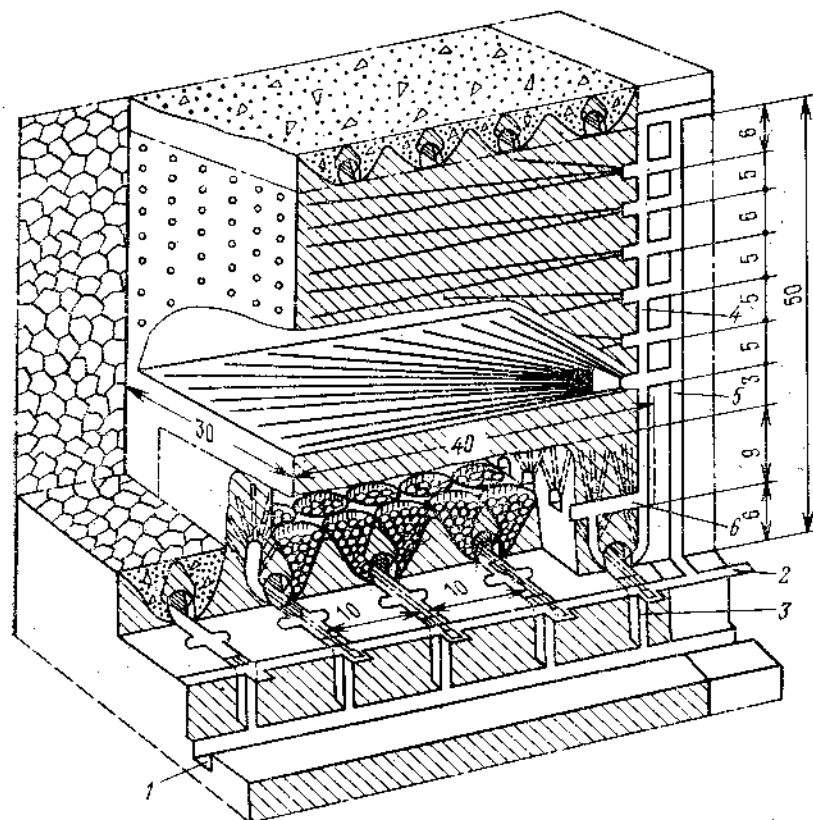


Рис. 120. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на горизонтальные компенсационные камеры.

Одновременно с подсечкой производят бурение глубоких скважин.

Продолжительность обуривания блока зависит от его размеров, производительности и числа одновременно работающих буровых станков и составляет в среднем 3—5 мес.

Все скважины как в рудном массиве над подсечкой, так и во временных целиках заряжают одновременно (в течение нескольких смен). Взрывание скважин в каждом отдельном слое одновременное или короткозамедленное, а в слоях — последовательное с применением электродетонаторов замедленного действия.

При небольшой высоте этажа и легкообрушающихся рудах весь массив над подсечным пространством обуривают иногда из двух или даже одной буровой камеры, что позволяет резко сократить объем подготовительных работ.

После окончания проведения компенсационных камер заряжают все скважины и взрывают их в следующем порядке: в первую очередь массовым взрывом разрушают временный целик, затем обрушают массив блока послойно с интервалами 1—2 с.

Следующая стадия — выпуск руды происходит под обрушенными породами.

Принудительное обрушение на вертикальные компенсационные камеры. Эту систему разработки применяют обычно в мощных месторождениях крепких руд. Она явилась дальнейшим развитием этажно-камерных систем разработки, когда размеры целиков стали принимать большими, чем размеры камер. Последние стали выполнять функцию компенсационного пространства. Эту систему можно применять также в том случае, когда невозможна (вследствие горизонтальной слоистости или трещиноватости) или нецелесообразна отбойка горизонтальными скважинами.

Рассмотрим вариант этой системы с отбойкой руды вертикальными пучками параллельных сближенных скважин, применяемый на рудниках производственного объединения (п. о.) «Сибруда».

Этаж высотой 70—80 м делится на блоки шириной 25—27 м и длиной, равной мощности рудного тела (рис. 122). Вдоль блока проводится компенсационная камера 1 шириной 4—6 м путем взрывания нисходящих параллельно-сближенных скважинных зарядов ВВ на отрезной восстающий 2. Основная часть блока разбуривается нисходящими пучками скважин 3 глубиной 50 м, а потолочная — пучками восходящих скважин 4 глубиной до 20 м.

Скважины диаметром 105 мм бурят станками НКР-100М из буровых ортов 5. Расстояние между ортами (рядами пучков) 7—8 м, а между пучками 6—7 м. Число скважин в пучке в зависимости от крепости руды колеблется от 12 до 25. Над горизонтом воронок подсечное пространство 6 высотой 8 м создается взрыванием восходящих вееров скважин, пробуриваемых из орта 7. В основании временных целиков пробуриваются пучки горизонтальных скважин 8.

Рудный массив отбивается на компенсационную камеру с одной стороны и отбитую руду или обрушенную пустую породу — с другой. Пучки скважинных зарядов взрывают с задержками 15—20 мс.

Выпуск руды в откаточный орт 9 осуществляется вибрационными установками ВДПУ-4ТМ, установленными в выработках 10 с шахматным расположением. Из откаточного орта через ходок обеспечивается доступ к смотровым выработкам 11, через них ликвидируются завесания руды в воронках.

Многолетняя практика применения описанной технологии на Таштагольском и Шерегешском рудниках выявила необхо-

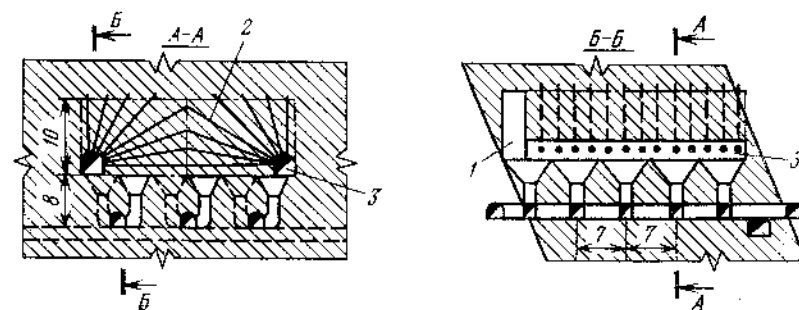


Рис. 121. Подсечка вертикальными веерами скважин

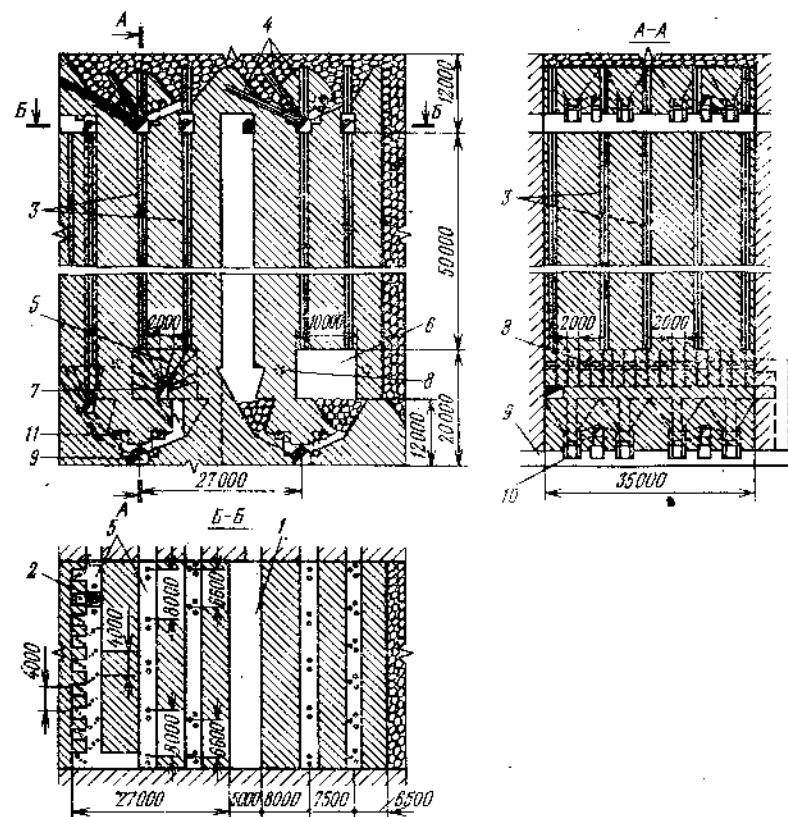


Рис. 122. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды вертикальными параллельно-сближенными скважинами

димостью более равномерного распределения ВВ в рудном массиве путем увеличения количества рядов и пучковых зарядов с соответствующим уменьшением числа скважин в пучке до 6—8 и уменьшения глубины скважин за счет встречно-направленного (в восходящем и нисходящем направлениях) их расположения. Уменьшение глубины скважин позволяет уменьшить величину их отклонения от заданного направления, увеличить плотность заряжания и скорость бурения.

Усовершенствованный вариант системы с трех- и четырехрядным расположением встречных скважин, пробуренных с верхнего бурового и нижнего подсечного горизонтов, показан на рис. 123. Проведение выработок на горизонте подсечки целесообразно с применением самоходного оборудования. Для этого из откаточного орта на горизонт подсечки проводится заезд 1 под углом 12°, из которого проводится буровой орт 2. Из бурового орта проводят буро-подсечные штреки 3.

Из выработок подсечки бурят четыре ряда восходящих пучков параллельно сближенных скважин 4, а с верхнего бурового горизонта, состоящего из бурового орта 5 и буровых заходок 6—три ряда нисходящих 7 и восходящих 8 (для потолчины) скважин. Целики на горизонте подсечки между буро-подсечными штреками разбуриваются горизонтальными скважинами 9.

Длительное время обруивания блока (несколько месяцев) приводит к деформации и потерям до 30 % буровых скважин. Для снижения этих потерь необходимо:

обруивать блок в течение первых двух месяцев после обрушения соседнего блока;

в первую очередь бурить ряд скважин на границе с необрушенным массивом;

ряды скважин со стороны обрушения обруивать в последнюю очередь, непосредственно перед заряжанием блока;

необходимо, чтобы направление обруивания было противоположным направлению отбойки в отрезной щели.

На Высокогорском железном руднике первоначально при высоте этажа 60 м руду отбивали на вертикальные компенсационные камеры высотой 35—40 м и шириной 15 м нисходящими веерами глубоких скважин. В настоящее время высоту этажа увеличили до 80 м, сохранив размеры компенсационных камер. В этом случае объем компенсационного пространства не превышает 12—13 % от объема обрушаемого массива. Несмотря на то что камеры являются вертикальными, более половины обрушаемой руды находится выше их кровли (рис. 124). Подобный вариант является переходным между рассмотренными выше системами с обрушением на горизонтальные и вертикальные компенсационные камеры и рассматриваемыми далее вариантами с отбойкой руды в «зажиме». Вследствие значительной высоты этажа его разбуривают круговыми и восхо-

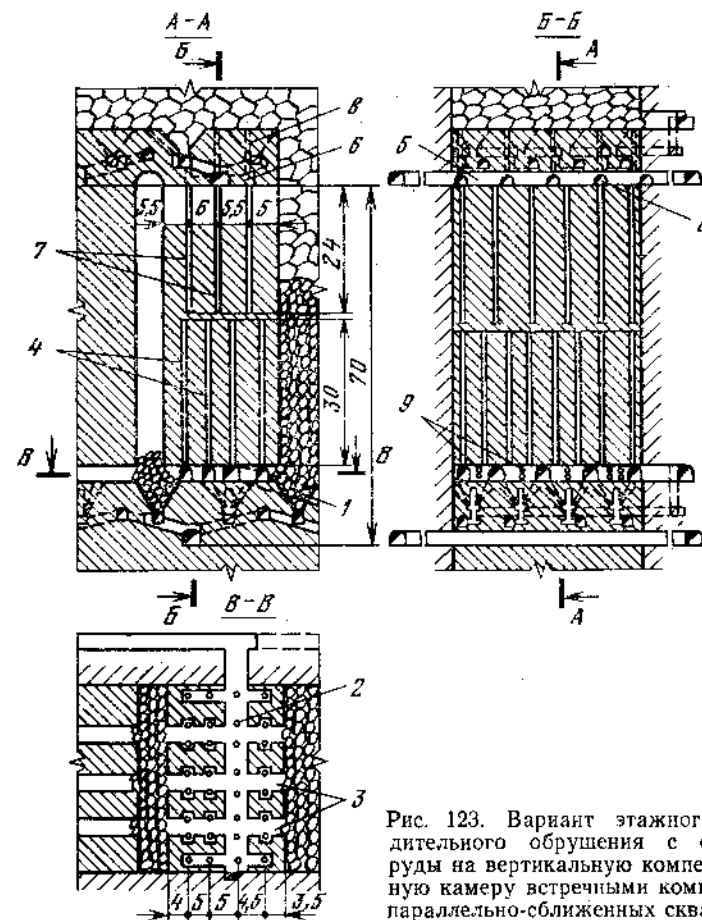


Рис. 123. Вариант этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на вертикальную компенсационную камеру встречными комплектами параллельно-сближенных скважин

дящими веерами скважин. При этом блок шириной 50 м и длиной до 150 м разбивают на секции по 40 м, которые отрабатывают последовательно одну за другой.

В табл. 8 приведены технико-экономические показатели системы принудительного этажного обрушения на вертикальные компенсационные камеры с вибровыпуском руды.

Технико-экономические показатели принудительного этажного обрушения во многом определяются способом выпуска, доставки и погрузки руды. На рис. 125 показаны конструкции днищ блоков, применяемых на рудниках Горной Шории, а в табл. 9 — сравнительные технико-экономические показатели для каждого из них.

Принудительное этажное обрушение без компенсационных камер. При этой системе разработки, как и при соответствующем варианте подэтажного обрушения, отбойку ведут секциями

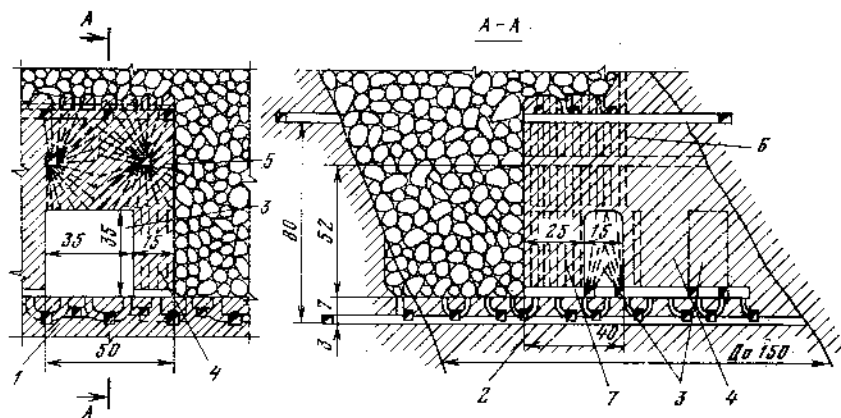


Рис. 124. Вариант этажного принудительного обрушения с отбойкой руды вертикальными веерными комплектами скважин:

1 — кышечный блок; 2 — секция; 3 — компенсационная камера; 4 — междукammerные целики; 5 — надкамерный целик (потолочина); 6 — круговые веерные комплекты скважин; 7 — восходящие веерные комплекты скважин

на массив ранее обрушенной руды или пустой породы без проведения компенсационных камер.

В отличие от подэтажного обрушения высоту секции принимают равной высоте этажа.

ТАБЛИЦА 8

Показатели	Шахта	
	«Шерегешская» п. о. «Сибруда»	«Магнитовая», Высокогорского рудоуправления
Коэффициент крепости руды	12—14	8—10
Способ отбойки	Пучками параллельно сближенных скважин	Вертикальными веерными комплектами скважин
Удельный объем подготовительно-нарезных работ, м/1000 т	2,7	2,2
Удельный расход ВВ, кг/т:		
на отбойку	0,45	0,36
на вторичное дробление	0,085	0,07
Производительность труда, т/смену:		
на очистных работах по системе	2700*	124
подземного рабочего	20,5	89
Потери руды, %		21,7
Разубоживание руды, %		2,4
		15,4

* т/мес.

ТАБЛИЦА 9

Показатели	Через горизонт прохождение с погрузкой		Скреперными ледобками		Виброустановками	
	виброустановками		по горизонтальным выработкам		по наклонным выработкам	
	а	б	а	з	д	е
Конструкция дна по рис. 125	5—7	5—6	4,5	4,5	2,5—3,0	2,5
Объем подготовительно-нарезных работ, м/1000 т	500—600	900	900	900	900—1000	900—1000
Кондиционный кусок выпускаемой руды, мм	26	37	20—30	26—37	40—60	40—42
Фактическая производительность труда на выпуске и погрузке, т/ч	0,17—0,21	0,09—0,19	0,07	0,07	0,03—0,08	0,05—0,07
Расход ВВ на вторичное дробление, кг/т	78—82	74,5	52—60	52—60	47	47
Использование рабочего времени при выпуске и погрузке, %			12—13			
Потери руды, %			17—32			
Разубоживание руды, %						

Выход негабарита, % 10
 Производительность труда на выпуске, т/чел-смену . . . 190

На комбинате «Апатит» при площадном выпуске и скрепной доставке руды секцией высотой 80, шириной 40 и длиной 30 м отбивают в две стадии (рис. 127). Первоначально отбивали вертикальными

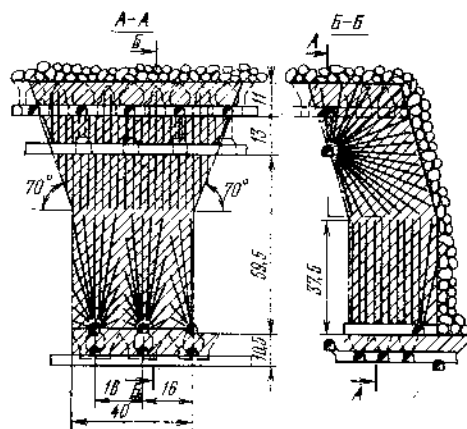


Рис. 127. Вариант принудительного этажного обрушения, применяемый на комбинате «Апатит»

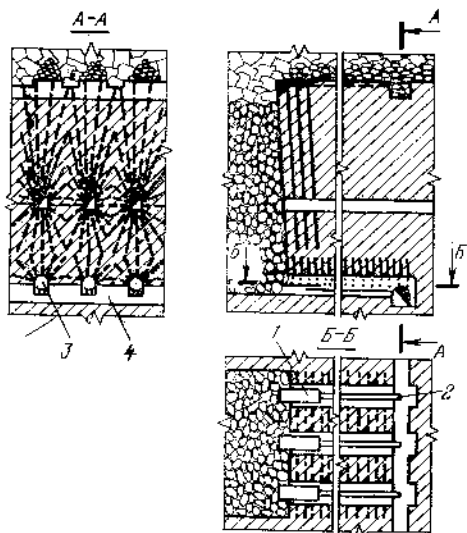


Рис. 128. Этажное принудительное обрушение без компенсационного пространства с торцовым выпуском руды:

1 — вибропитатель; 2 — виброконвейер; 3 — доставочно-выпускная выработка; 4 — откаточная выработка

слоями «в зажиме» нижнюю часть камеры высотой 35 м. Отбойке нижней части предшествовала подсечка массива секции горизонтальными скважинами. После отбойки нижней части камеры из нее выпускается около 50 % руды, после чего отбивают верхнюю часть массива.

В условиях высокого горного давления в Таштагольском рудоуправлении система с отбойкой руды «в зажиме» оказывается более эффективной, чем с отбойкой на вертикальные компенсационные камеры. В этом случае блок шириной 27 м обрушали параллельно — сближенными скважинами в один-два приема. Расстояние между рядами пучков скважин изменяли от 3,5 до 6 м. Взрывание осуществляли с замедлениями 25 мс между комплектами скважин в ряду и 50 мс — между рядами. По сравнению с отбойкой на компенсационное пространство удельный расход ВВ возрос на 10 %, а выход негабарита снизился на 25 %, уменьшился также удельный объем подготовительно-нарезных работ.

На рис. 128 показан вариант с торцовым выпуском руды вибропитателем и виброконвейером.

Хотя в целом системы этажного обрушения более эффективны, чем подэтажное обрушение (в основном вследствие меньшего объема нарезных работ), в определенных условиях варианты подэтажного обрушения глубокими скважинами обеспечивают более высокую производительность труда, чем при этажном обрушении. Это относится в первую очередь к разработке месторождений в условиях высокого горного давления; меньший срок отработки подэтажа существенно снижает затраты на поддержание выработок. Уменьшение горизонтальных размеров блоков (секций, панелей) позволяет уменьшить горное давление на выработки.

§ 68. СИСТЕМА ЭТАЖНОГО САМООБРУШЕНИЯ

Сущность системы заключается в следующем.

Этаж высотой 40—100 м, редко большей, разбивают на блоки с горизонтальной площадью от 30×30 до 60×100 м. В основании блока проводят подсечные выработки, впоследствии соединяемые в общую горизонтальную щель, в результате чего блок теряет опору в основании. Одновременно по границам блока в вертикальной плоскости проводят серию выработок (иногда и сплошную щель от основания блока на половину высоты его), ослабляющих связь блока с окружающим массивом руды.

Под действием силы тяжести и давления налегающих пород подсеченная снизу руда начинает самообрушаться, постепенно заполняя подсечное пространство. По мере заполнения этого пространства рудой обрушение начинает замедляться. Обрушенную руду выпускают через рудоспуски, соединяющие подсечное пространство с горизонтом грохочения или скрепления.

За десятки лет своего существования эта система претерпела большие конструктивные изменения, однако область ее применения осталась узкой и ограничивается следующими горно-геологическими условиями:

1. Склонностью руды самообрушаться в кусках умеренных размеров или дробиться после обрушения под давлением вышележащих пород. Это условие связано с определенными физико-механическими свойствами руды и резко ограничивает область применения системы.

Все разрабатываемые этажным самообрушением залежи характеризуются интенсивной макро- и микротрещиноватостью, слоистостью руды или наличием в плотном рудном массиве частых прослоек более мягких минералов.

2. Большой мощностью рудных залежей — не меньше 25—30 м, так как при меньшей мощности увеличиваются потери

и разубоживание руды, возрастают расходы по подготовке и нарезке блоков и, главное, процесс самообрушения протекает очень медленно.

3. Невысокой ценностью руды вследствие значительных потерь и разубоживания.

4. Отсутствием или небольшим содержанием в руде самовозгорающихся компонентов. Склонность руды к окислению в отбитом виде или слеживанию также препятствует применению этой системы.

5. Хорошей разведанностью месторождения, особенно если элементы залегания непостоянны и невыдержанны.

Значительная минерализация вмещающих пород и склонность их к обрушению в крупных кусках без образования большого количества мелочи, а также пологое или близкое к вертикальному залегание месторождения благоприятствуют применению этой системы.

В настоящее время в силу целого ряда существенных недостатков (неравномерное разрушение массива, сложность освоения, трудность регулирования скорости обрушения) на отечественных рудниках система полностью вытеснена более эффективными вариантами принудительного обрушения.

За рубежом этажное самообрушение применяют для разработки асбеста (рудники «Кинг» и «Джонсон» в Канаде), оловянных руд (рудник «Катави», Боливия), железных руд (рудники «Санрайз» в США, «Гренгесберг» в Швеции) и других руд.

Типичный вариант этажного самообрушения (рис. 129) с горизонтом скреперования с небольшими изменениями применялся на ряде рудников Криворожского бассейна. Подготовка блока на основном горизонте состоит в проведении полевого штрека 1, ортов 2 через 40—60 м и рудного штрека висячем боку залежи. Из орта через каждые 9—12 м пройдены вверх рудоспуски 3 до уровня горизонта скреперования, который состоит из штреков 4 сечением 6—7 м², сбитых между собой ортами 5. В центре блока расположен вентиляционный орт 6, выходящий к вентиляционному восстающему 7.

Штреки горизонта скреперования крепят либо сплошь крепящими рамами из леса диаметром 250—300 мм, либо арочной податливой металлической крепью вразбежку.

Из скреперных штреков через каждые 6 м пройдены выпускные дучки (рудоспуски) сечением 1,5×1,5 м до уровня горизонта подсечки.

После подсечки блока, описание которой приводится дальше, начинается самообрушение руды. В процессе самообрушения руду частично выпускают, скреперуя ее по штрекам 4 до рудоспусков 3.

Обрушение руды идет интенсивно до тех пор, пока не образуется устойчивый свод естественного равновесия. Поэтому пе-

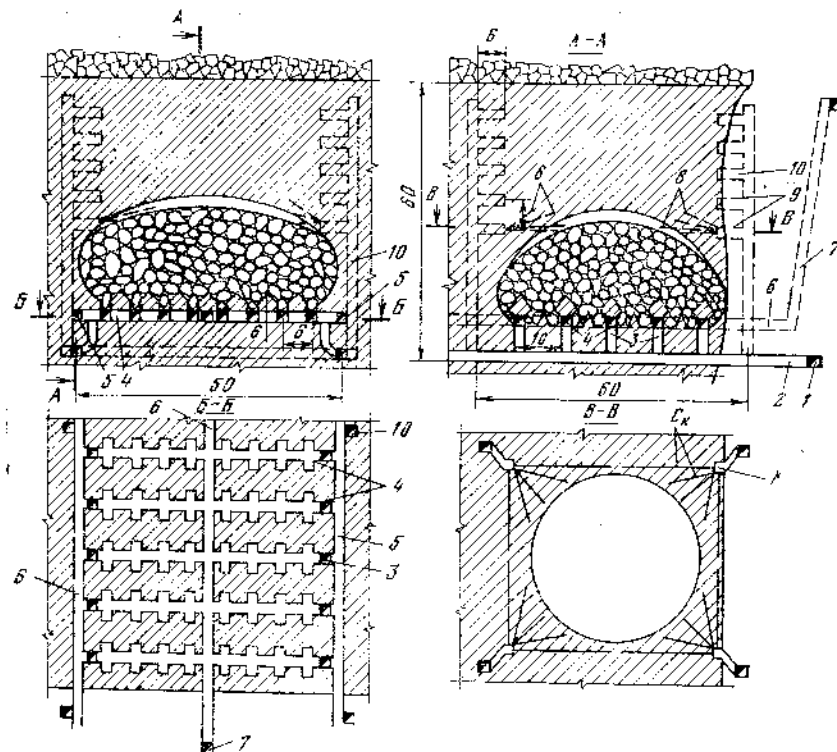


Рис. 129. Система этажного самообрушения

риодически необходимо разрушать основание этого свода путем отрезки блока.

В приведенном варианте отрезка блока осуществляется взрыванием скважин 8, пробуренных из буровых камер 9. Буровые камеры проводят из восстающих 10, расположенных по углам блока.

Такой способ отрезки по сравнению с отрезкой системой горизонтальных и вертикальных выработок или узкими окаймляющими магазинами позволяет снизить объем нарезных работ. Кроме того, наличие буровых камер обеспечивает возможность в необходимых случаях перейти на систему принудительного этажного обрушения.

Выпуск руды для уменьшения потерь и разубоживания ведут по специальным планограммам. Установленными на каждую смену порциями руду выпускают из рудоспусков на основании наряда-карточки, выдаваемой начальником участка.

В процессе выпуска руды необходимо интенсивное проветривание горизонта скреперования. Свежий воздух с откаточ-

ного горизонта через восстающие 10 и орты 5 поступает в штреки скреперования и затем через вентиляционный орт 6 и восстающий 7 на вентиляционный горизонт. При большом горном давлении вентиляционный орт с целью сохранения его на весь период отработки блока проводят ниже уровня горизонта скреперования на 4—5 м и сбивают со штреками скреперования короткими вентиляционными сбойками.

Наиболее благоприятные результаты обрушения и выпуска достигаются при угле падения рудного тела, близком к 90°. При углах падения меньше 60° условия выпуска резко ухудшаются, высота этажа ограничивается.

Наименьшие потери и разубоживание получаются при обрушении блоков, окруженных со всех сторон рудным массивом, наибольшее — в том случае, когда блок несколькими боковыми сторонами примыкает к выработанному пространству, заполненному обрушенной породой.

Иногда выемку этажей производят не блоками, а панелями (полями) шириной от 20 до 60 м и длиной 150—300 м, располагая их по простиранию или вкрест простирания рудного тела. По мере выемки одной панели и уплотнения в ней обрушенных пород после выпуска руды приступают к выемке следующей панели. Обрушение ведут одновременно в нескольких панелях с определенным опережением.

Выемка панелями целесообразна в том случае, когда руда неустойчива и хорошо обрушается.

Главные достоинства системы этажного самообрушения: небольшая стоимость добычи руды как результат высокой производительности труда забойных рабочих, незначительного расхода взрывчатых и крепежных материалов и механической энергии; безопасность при нормальной организации работ по подсечке и правильном ведении выпуска; высокая интенсивность разработки и возможность развития большой производительности рудника.

Недостатки: очень ограниченные условия применения; сложность и негибкость системы, возможность массовых потерь руды при отклонении от нормальных условий ее применения; высокие потери и разубоживание промышленной руды, резко возрастающие при недостаточно благоприятных условиях и отступлении от правильного ведения работ.

В соответствующих горно-геологических условиях этажное самообрушение дает хорошие технико-экономические показатели: низкий расход ВВ (0,05—0,1 кг/т), высокую производительность труда подземного рабочего (30—35 т/смену) и низкую себестоимость руды.

Глава 13

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 69. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Особенностью комбинированных систем разработки является разделение этажа на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размерам камеры и междукamerные целики, отрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры отрабатывают в первую, а целики во вторую очередь по окончании выемки двух-трех (редко более) смежных камер.

Применение почти в равном объеме двух систем разработки — для выемки камер и целиков — отличает комбинированные системы от обычных систем, где целики также чередуются с камерами, но имеют относительно небольшой запас руды.

Комбинированные системы нельзя рассматривать как случай совместного применения двух самостоятельных систем разработки, так как подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукamerном целике, составляющих вместе выемочный блок, взаимосвязаны.

Камеры и целики располагают, как правило, длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Ширина камер от 8 до 30 м, целиков — от 6 до 20 м. Соотношение запасов руды в камерах и целиках колеблется в среднем от 1:1 до 2:1.

Комбинированные системы по способу выемки камер можно подразделить на четыре группы, отличающиеся по условиям применения:

комбинированные системы с открытыми камерами; выемка камер осуществляется каким-либо из вариантов систем с подэтажной или этажной выемкой, целики отрабатываются этажным или подэтажным обрушением;

комбинированные системы с магазинированием руды; междукamerные целики вынимают в окружении замагазинированной руды (по мере ее выпуска) путем послонного расстреливания целика сверху вниз или массового обрушения с подсечкой снизу;

комбинированные системы с одновременной закладкой; камеры по мере очистной выемки заполняются закладочным материалом, иногда в сочетании с постоянной крелью; целик, окруженный с двух сторон закладкой, отрабатывается слоевым и подэтажным обрушением;

комбинированные системы разработки с последующей закладкой камер; после выемки камер системами первого или второго класса их заполняют сухой или твердеющей закладкой, и целики отрабатывают в ее окружении.

Способы выемки камер с открытым очистным пространством описаны в главе 7, поэтому рассмотрим только способы отработки целиков.

В практике наиболее распространены две схемы отработки целиков.

Одностадийная выемка путем обрушения одного-двух междукamerных целиков и потолочин вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненные камеры и выпуск руды под обрушенными породами. Этот способ отработки целиков во многом сходен с принудительным этажным обрушением на вертикальные компенсационные камеры. Различие состоит в том, что здесь камеры по своим размерам больше целиков и не являются компенсационными.

Обрушение целиков осуществляется взрыванием глубоких скважин, иногда в сочетании с камерными зарядами. В последнем случае для размещения зарядов используют оставшиеся в целиках подготовительные и нарезные выработки.

При одностадийной выемке потери руды значительны, что объясняется перемешиванием руды с пустой породой, особенно по контакту последней с днищем вышележащего этажа, изрезанного горными выработками.

Двухстадийная выемка целиков. Сначала обрушают потолочину вместе с днищем вышележащего этажа на незаполненную камеру и выпускают руду, затем обрабатывают междукamerный целик подэтажным или слоевым обрушением между камерами, заполненными пустой породой.

Потолочину обычно обрушают взрыванием глубоких скважин, как правило, при веерном или пучковом их расположении. Для обрушения потолочины используют ранее проведенные выработки.

Одним из распространенных вариантов выемки междукamerного целика в окружении обрушенных пород является «закрытый веер» (рис. 130).

Двухстадийная отработка целесообразна, когда ширина камер значительно (в 2—2,5 раза) превышает толщину целиков. Потери руды в этом случае снижаются до 25—30 %.

Основные мероприятия безопасности при массовом обрушении целиков. Выемка целиков массовым обрушением, связанная с взрыванием зарядов в несколько тонн ВВ, является ответственной операцией, требует детально продуманной организации работ и строгого соблюдения правил безопасности. Нарушение правил может вызвать массовые несчастные случаи и длительную остановку работ в шахте или на участке.

Для подготовки к выемке целиков требуется проведение значительного числа выработок как в потолочине, так и в между-

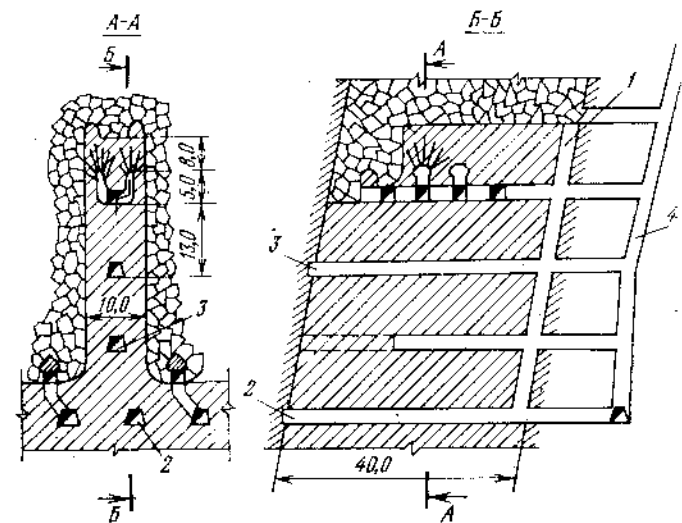


Рис. 130. Выемка междукamerного целика вариантом «закрытый веер»:
1 — рудоспуск; 2 — откаточный орт; 3 — орт скрепирования; 4 — восстающий

камерных целиках, особенно при отбойке камерными зарядами. Все эти работы должны быть выполнены до окончания выемки камеры. Буровые камеры для обрушения потолочины необходимо располагать за ее пределами, в местах, безопасных от обрушения. Отработка днища разрешается только под камерами, заполненными породой.

Перед производством взрыва необходимо тщательно проверить состояние крепления выработок, в необходимых местах усилить его. Осмотру подлежат также все вентиляционные установки и устройства.

При обрушении целиков возникает сильный воздушный удар вследствие сжатия воздуха в камере, поэтому выработки, примыкающие к участку взрыва, должны быть освобождены от загромождающих их предметов, а вентиляционные перемишки и каналы — открыты. Предполагаемую зону обрушения на поверхности необходимо оградить. Включать взрывную сеть разрешается только с поверхности.

После взрыва и проветривания выработки нужно приводить в безопасное состояние, на что обычно затрачивается несколько смен.

На шахтах п. о. «Сибруда» для снижения интенсивности воздушной ударной волны успешно используются водоналивные перемишки, устанавливаемые в выработках. Они сооружаются из наполненных водой полиэтиленовых мешков. Объем воды в одной перемишке составляет 1,5 м³.

Как уже было сказано, при этих системах камеры вынимают системами с магазинированием руды, а целики — системами с обрушением руды и вмещающих пород.

В зависимости от принятого способа выемки целика можно выделить три основных варианта комбинированных систем с магазинированием: с выемкой целиков подэтажным обрушением, этажным самообрушением и принудительным этажным обрушением.

В первых двух вариантах целики извлекают в окружении замагазинированной руды после выемки нескольких камер. Для отработки целиков принудительным этажным обрушением руду из камер частично или полностью выпускают, вследствие чего этот вариант имеет большое сходство с рассмотренной ранее комбинированной системой разработки открытыми камерами.

Рассмотрим вариант системы с принудительным этажным обрушением целиков (рис. 131), применяемый (с небольшими изменениями) на шведском руднике «Мальмбергет».

Железные руды этого месторождения имеют включения обломков гипса, а также прересечены жилами гранита, сиенита и пегматита, образуя местами брекчию.

Вследствие этого руда, несмотря на ее крепость, недостаточно устойчива для выемки открытых камер больших размеров. Полевой и рудный откаточный штреки через каждые 10 м соединяют ортами. Месторождение разбивается на камеры и целики равной ширины — 5 м. После выемки нескольких камер системой с магазинированием приступают к отработке целиков. Целики обуриваются веерными комплектами глубоких скважин диаметром 36—50 мм. Расстояние между двумя параллельными веерами 0,5 м.

Для обрушения целиков и выпуска руды возможны две основные схемы. По первой схеме перед обрушением целиков руду из нескольких камер (обычно через одну) выпускают и одновременно взрывают заряды в междукamerных целиках и потолочине (см. рис. 131). После этого производят выпуск руды под обрушенными породами.

По второй схеме, принятой на руднике «Мальмбергет», отработку целиков ведут в две стадии. Сначала выпускают руду из камер и обрушают междукamerные целики, оставляя часть целиков для поддержания потолочины до полного выпуска из камеры обрушенной руды. Потолочину и оставшиеся междукamerные целики обрушают во вторую стадию. Такой порядок выемки позволяет извлекать основную массу руды без разубоживания, но требует большей устойчивости руд и вмещающих пород, чем первый.

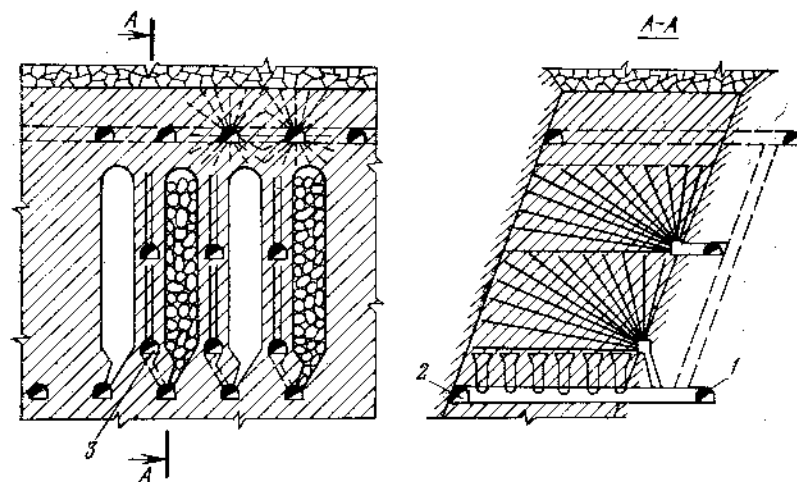


Рис. 131. Комбинированная система с выемкой целиков принудительным этажным обрушением:

1, 2 — откаточные штреки; 3 — буровая камера

На руднике отказались от применения горизонта вторичного дробления и руду выпускают либо через мощные люковые затворы с пневматическим управлением, либо непосредственно на почву откаточных выработок через выпускные отверстия диаметром 3 м. В последнем случае вагонетки загружают погрузочными машинами ковшового типа через специальный конвейерный перегружатель.

§ 72. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Комбинированные системы с закладкой применяют только при разработке месторождений богатых полиметаллических руд.

Камеры вынимают обычно горизонтальными слоями с закладкой или с креплением и закладкой.

Применение комбинированных систем с закладкой обычно вызвано какими-либо причинами, например опасностью возникновения подземных пожаров при разработке колчеданных руд без закладки, большой глубиной разработки или неустойчивостью руд.

Междукamerные целики обрабатывают сверху вниз системами слоевого или подэтажного обрушения. Это связано с безопасностью работ в целике, обнаженном с двух сторон.

Комбинированная система с закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением целесообразна в мощных медноколчеданных месторождениях с высоким содержанием серы в руде, когда применение только слоевого обрушения может привести

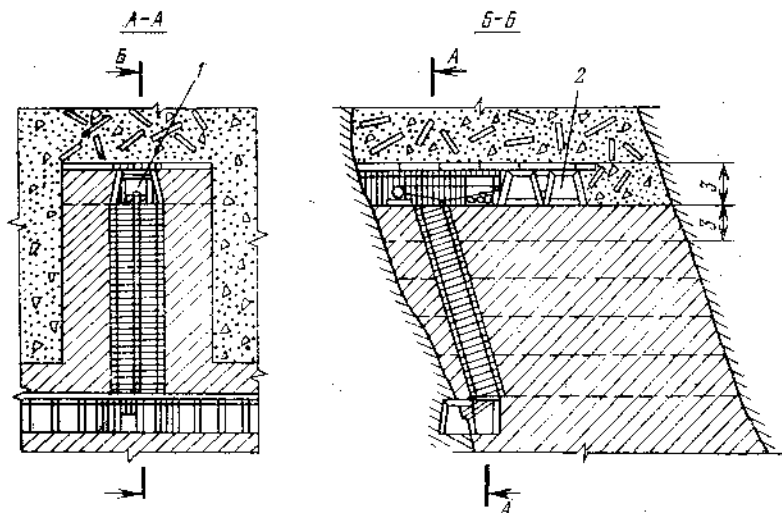


Рис. 132. Выемка междукammerного целика слоевым обрушением

к возникновению подземного пожара. Чередование участков, вырабатываемых слоевым обрушением, и широких зон, заложённых пустой породой, значительно снижает пожароопасность.

При отработке междукammerного целика системой, слоевого обрушения на рудниках Иртышского комбината (рис. 132) слоевой орт 1 располагают по оси целика, заходки 2 проводят в обе стороны от орта. Технология очистной выемки обычная для системы слоевого обрушения.

В целях повышения эффективности очистной выемки систему слоевого обрушения стали заменять щитовой системой. Подобная замена была успешно осуществлена на руднике «Каула-Котсельваара» комбината Печенганикель. Камеры шириной 9 м отработывались горизонтальными слоями с закладкой, междукammerные целики шириной 7 м извлекались под гибким щитовым перекрытием. Ширина щита, смонтированного из стянутых канатами трех рядов бревен диаметром 0,25 м составляла 5,5 м. Технология очистной выемки обычная для щитовых систем.

Переход к щитовой системе позволил уменьшить расход лесоматериалов с 0,15 до 0,1 м³/м³; снизить потери руды с 14 до 4—6 %, увеличить производительность труда с 5 до 7—8 м/смену.

Выемка междуетажных и междукammerных целиков подэтажным обрушением осуществляется аналогично отработке целиков этой системой при комбинированных системах с открытыми камерами.

§ 73. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Последующая закладка камер, отработанных системами с открытым очистным пространством или с магазинированием, может быть сухой или твердеющая. Поскольку сухую закладку в таких условиях применяют редко, рассмотрим вариант с твердеющей закладкой для весьма мощного рудного тела.

При этих системах первичные камеры в рудном массиве отработывают обычным способом. Затем эти камеры заполняют твердеющей закладкой. Последующие — вторичные камеры отработывают либо в окружении затвердевшей закладки, выполняющей роль целика, либо по контакту с рудой и закладкой (с противоположной стороны) системами с магазинированием руды. Отработка вторичных камер имеет определенные особенности в технологии отбойки и последующей закладки. В частности, если вторичная камера с двух сторон окружена монолитной закладкой, то она может заполняться гидравлической закладкой, как более дешевой, и только в нижнюю часть камеры укладывают твердеющую закладку толщиной 8—10 м для создания устойчивой кровли при отработке нижележащего этажа. Крепость монолитной закладки, как правило, ниже крепости массива руды, поэтому при отработке вторичных камер принимаются дополнительные меры, способствующие сохранению устойчивости закладочного материала: магазинирование руды в камере, отбойку небольшими объемами и др. Часто и первичные, и вторичные камеры отработывают одной и той же системой — этажно-камерной, поэтому рассматриваемый вариант является переходным между I и VIII классами.

На рис. 133, а показан вариант этажно-камерной системы с последующей твердеющей закладкой.

Подготовка обычной для этажно-камерных систем разработки. Ширина камер 15 м. В первую очередь в окружении рудного массива отработывают первичные камеры 1 и 2 (рис. 133, б), затем вторичные камеры 3 между рудным массивом и закладкой и в последнюю очередь камеры 4 и 5 в окружении закладочного материала. На рисунке показана отработка камер второй очереди.

Бурение веером скважин Ск осуществляется из бурового орта 1. Иногда по центру камеры проходят подэтажный буровой орт с целью уменьшения глубины скважин. Отрезной восстающий располагают как по границе с вмещающими породами, так и по центру камеры. В последнем случае встречное взрывание способствует снижению выхода негабарита.

Скважины бурят станками пневмоударного бурения по сетке 2,5×2,5 или 1,2 (л. н. с.) × 5 м. Для уменьшения разрушающего действия взрыва на закладку скважины не добуривают до границы камеры на 1,5—2 м. Оставшийся рудный слой самообрушается при последующих взрывах.

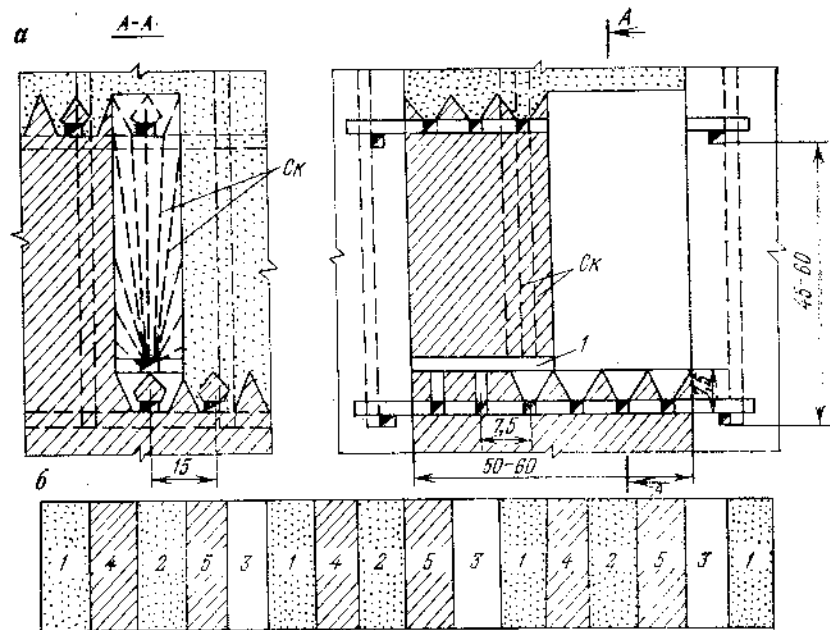


Рис. 133. Система разработки с последующей монолитной закладкой (а) в последовательность отработки блоков (б):
1, 2, 3, 4, 5 — последовательность отработки камер

Отбитая руда скреперами доставляется до откаточных ортов. В последнее время на ряде рудников (Гайский ГОК, Запорожский железорудный комбинат) выпуск руды из камер в транспортные сосуды осуществляется виброустановками. Дальнейшее совершенствование системы предусматривает выпуск руды на почву откаточного горизонта с транспортированием ее до капитальных рудоспусков погрузочно-доставочными машинами. При промышленных испытаниях на Гайском ГОКе варианта этажно-камерной системы с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования получены следующие показатели.

Удельный расход ВВ, кг/т:	
на отбойку	0,33
на вторичное дробление	0,03
Производительность труда рабочего, т/смену:	
на бурении	140
на выгрузке и доставке	350
забойной группы по системе	65
Потери, %	2,5
Разубоживание, %	6,0

Камеры отрабатывают без оставления рудной потолочины. На подземном руднике Гайского ГОКа закладочная установка размещена на поверхности. Эта установка выполняет сле-

дующие процессы: приготовление вяжущего, подачу инертных заполнителей и активизирующих добавок, приготовление раствора, транспортирование закладочного материала по трубам с помощью сжатого воздуха. На 1 м³ закладки расходуется 40 кг цемента, шлака молотого 360 кг, песка 1260 кг, воды 360—400 л. Себестоимость закладки 3,5 руб/м³. При прочности закладки 0,5—0,6 МПа, достигаемой через 6 мес, разубоживание от закладки составляет 2,8—3 %.

При разработке ценных полезных ископаемых и сохранении земной поверхности область применения этажно-камерных систем с последующей твердеющей закладкой будет возрастать.

Глава 14

ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 74. ФАКТОРЫ, УЧИТЫВАЕМЫЕ ПРИ ВЫБОРЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда горнорабочих, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, затраты и величина потерь при переработке, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия (концентрата, металла) и, наконец, величина приведенных затрат и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов представляет одну из самых ответственных задач как для проектируемого, так и для действующего рудника.

К числу основных факторов, учитываемых при выборе системы разработки, относятся.

Безопасность труда. Практика показывает, что безопасность людей, занятых на подготовке и очистной выемке, определяется в первую очередь не горно-геологическими условиями, а правильною выбором системы разработки и ее конструктивных элементов.

Поэтому требование безопасности труда занимает первое место при выборе систем разработки.

Помимо безопасности труда учитываются также требования безопасности рудника в пожарном отношении, охраны зданий, горнотехнических сооружений и горных выработок от последствий выемки полезного ископаемого, а также от прорыва значительных притоков воды.

Себестоимость добычи руды, зависящая от производительности труда горнорабочих. Последняя, в свою очередь, зависит от уровня механизации и автоматизации производствен-

ных процессов, от совершенства организации работ. На себестоимость добычи руды оказывает влияние, кроме того, расход материалов, энергии и полнота извлечения полезного ископаемого.

В себестоимости добычи руды не отражается экономический ущерб от ее разубоживания. Но он может оказаться настолько значительным, что полностью перекроет экономический эффект от снижения себестоимости добычи.

На себестоимость чугуна большое внимание оказывает величина разубоживания железных руд породами, содержащими SiO_2 . При увеличении разубоживания на 4—5 % себестоимость получения чугуна возрастает на 20—25 %.

Поэтому экономическую эффективность систем разработки при их выборе следует определять по себестоимости конечной продукции горного предприятия (концентрата или металла), в которой учитываются затраты как на добычу, так и на последующую переработку руды.

§ 75. ВЛИЯНИЕ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Безопасность работ может быть достигнута при полном соответствии условий применения выбранной системы разработки с горно-геологической характеристикой месторождения. Одни системы могут применяться лишь в тонких рудных телах, другие, наоборот, — только в очень мощных, третьи характерны преимущественно для рудных тел средней мощности. Не менее отчетливы границы применения различных систем по углу падения рудных тел. Например, системы с магазинированием применимы, как правило, при крутом падении; напротив, камерно-столбовые системы характерны для горизонтальных и пологих рудных тел, реже применяются в наклонных и лишь в порядке исключения — в крутопадающих. Также довольно отчетливы границы применения каждой системы разработки по устойчивости руды и вмещающих пород.

Без учета хотя бы одного из основных горно-геологических факторов — мощности, угла падения рудного тела, устойчивости руды и вмещающих пород выбрать безопасную и эффективную систему невозможно.

Поэтому указанные горно-геологические факторы называют постоянными в отличие от факторов переменных — ценности руды, состава вмещающих пород, характера их контакта с рудой, гидрогеологических условий, глубины разработки и других, которые не всегда влияют на выбор системы разработки, но существенно отражаются на технико-экономических показателях разработки.

Разделение горно-геологических факторов на две группы не следует рассматривать как их деление по степени важности

на главные и второстепенные. Хотя постоянные факторы оказывают большое влияние на выбор системы всегда, влияние факторов второй группы, особенно вместе взятых, может оказаться иногда решающим при выборе системы.

Влияние постоянных факторов подробно рассмотрено при изучении отдельных систем разработки. Поэтому ограничимся обобщением и пополнением сведений только о переменных факторах.

Ценность руды — один из наиболее важных факторов этой группы.

При разработке руд невысокой ценности часто отдают предпочтение системе с меньшим коэффициентом извлечения, если она обеспечивает значительное снижение затрат на добычу руды. Напротив, для высокоценных руд решающим фактором в выборе системы часто бывает наибольшая полнота извлечения.

Форма рудного тела и глубина его распространения. Правильная форма рудного тела благоприятно сказывается при любой системе разработки. Неправильная сложная форма препятствует применению некоторых систем или ухудшает показатели их эффективности. Напротив, некоторые системы, например с креплением и закладкой, горизонтальными слоями с закладкой, позволяют вести без затруднений очистную выемку в рудных телах самой причудливой формы.

Увеличение глубины разработки более 600—800 м часто сопровождается значительным увеличением горного давления и затрудняет применение некоторых систем. Так, отказ от применения системы с магазинированием и замена ее системой с закладкой на большой глубине бывает вызвана ростом горного давления и затруднением выпуска руды из магазинов.

Внезапные выбросы руды — «стреляние» горных пород из целиков, находящихся в напряженном состоянии, на очень больших глубинах на золотых рудниках Южной Африки привели к отказу от систем с оставлением рудных целиков и переходу на системы разработки с закладкой.

Минеральный состав вмещающих пород и характер контакта их с рудным телом. Оруденение вмещающих пород может оказывать существенное влияние на выбор системы разработки. Так, системы этажного обрушения дают удовлетворительные результаты по извлечению и разубоживанию только в том случае, если вмещающие породы являются рудоносными. При выборе между системой с закладкой и магазинированием руды в жилах, требующих подрывки боков, последняя может оказаться более целесообразной, так как вмещающие породы имеют довольно высокое содержание полезных компонентов.

Правильный контакт особенно благоприятен для некоторых систем разработки, например с магазинированием и отбойкой

руды глубокими скважинами, для камерно-подэтажной системы с отбойкой всерными или круговыми комплектами глубоких скважин.

Склонность руды и вмещающих пород к возгоранию, окислению и слеживанию. Наиболее опасны в отношении возгорания и самовозгорания руды, содержащие свыше 40 % серы в виде пирита, пирротина и др. Опасность их возгорания особенно возрастает, когда при добыче или обрушении рудная мелочь и пыль смешиваются с древесными отходами и рудно-древесная масса находится долгое время во влажном состоянии, вне воздействия деятельной воздушной струи. Без присутствия дерева высокосернистые колчеданные руды могут нагреваться в результате длительного хранения в отбитом виде вследствие интенсивного их окисления.

Особенно опасна в таких условиях система подэтажного обрушения с древесным матом. Применение системы слоевого обрушения в этих условиях допустимо, но требует тщательного соблюдения профилактических мер против возникновения пожаров, в частности регулярного проиливания.

Способность отбитой руды слеживаться нередко служит причиной отказа от применения систем с массовым обрушением или с магазинированием руды. Образование сводов в массиве руды и «пробок» в рудоспусках, нарушение вследствие этого нормального процесса выпуска руды приводит к росту потерь и разубоживания, к внезапным провалам на поверхности замагазинированной руды и несчастным случаям с находящимися на ней людьми.

Гидрогеологические условия месторождения. Сильная водоносность покрывающих пород нередко вынуждает отказываться от эффективных систем разработки, при которых сразу или впоследствии происходит обрушение покрывающих пород, применять непроизводительные системы с закладкой или камерно-столбовые, оставляя значительное количество руды в целиках.

Типичным примером таких месторождений являются некоторые рудные залежи Курской магнитной аномалии, где подземная разработка вследствие необычной водоносности налегающих пород требует оставления мощных потолочных и междукамерных целиков.

Возможность нарушения земной поверхности в результате разработки. Только при малой мощности рудного тела, разрабатываемого на значительной глубине, поверхность может быть предохранена от сдвижения с помощью одной закладки, без оставления предохранительных целиков.

Поэтому, если на земной поверхности над месторождением имеются какие-либо технические сооружения, здания, дороги, водоемы, реки, перенос или отвод которых на другое место связан с большими затратами, приходится иногда применять си-

стемы камерно-столбовые и с закладкой вместо других более эффективных систем. Может быть целесообразным перенос этих сооружений, зданий, дорог в безопасное место (или постройка их вновь на безопасном месте, если перенос невозможен) и отвод реки или водоема для того, чтобы применять более эффективную систему разработки.

Прочие факторы. На выбор системы разработки оказывают влияние степень разведанности месторождения, наличие опыта его разработки той или иной системой, стоимость в данном районе крепящих материалов, наличие дешевого закладочного материала и др.

§ 76. МЕТОДИКА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО СРАВНЕНИЯ И ВЫБОРА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Сущность наиболее распространенного при выборе системы разработки метода исключения сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении или его части всех существующих систем разработки и исключению тех из них, условия применения которых не соответствуют горно-геологической характеристике месторождения.

На первый взгляд метод исключения кажется громоздким, так как он требует рассмотрения большого числа систем, для того чтобы оставить из них только одну (или несколько). На самом деле, метод исключения не сложен потому, что никогда все системы разработки рассматривать не приходится; исключаются сразу как непригодные по горно-геологическим условиям не отдельные системы, а целые их классы и для последующего детального рассмотрения остаются системы одного, реже двух-трех классов. Среди этих систем многие затем исключаются как непригодные, и для окончательного технико-экономического сравнения обычно остаются две-три системы.

Следует иметь в виду, что поскольку выбор системы является особо ответственной задачей, нельзя считать существенной экономии времени для ее решения. Главное требование к решению этой важной задачи — правильный и всесторонний учет влияния на выбор многочисленных горно-геологических факторов, взаимосвязанных в самых разнообразных сочетаниях. Этому требованию отвечает метод исключения.

Технико-экономическим сравнением оставшихся систем разработки выявляют из их числа систему, обеспечивающую наиболее высокие технико-экономические показатели. Окончательному выбору нередко предшествует промышленное испытание двух-трех систем. Как правило, уточнение конструктивных элементов системы осуществляется также в ходе эксперимента и в производственных условиях.

Широкое и постоянное проведение экспериментов по проверке новых эффективных систем и их конструктивных элемен-

тов, по усовершенствованию технологии очистной выемки является основным условием в успешной работе рудника.

Технико-экономическое сравнение систем разработки. В себестоимости добычи 1 т руды экономические последствия от раз-ной величины потерь и разубоживания в полной мере не отра-жаются, хотя они обычно значительны. Напротив, нередко си-стемы с высокими потерями и разубоживанием отличаются невысокой себестоимостью добычи.

Поэтому оценивать и сравнивать системы разработки по себестоимости добычи 1 т руды можно только в тех случаях, когда сравниваемые системы не отличаются по величине потерь и разубоживания. Во всех остальных случаях такая оценка приводит к ошибочным результатам.

Можно сравнивать системы разработки по себестоимости ко-нечной продукции горного предприятия — концентрата или ме-талла. Однако и этот показатель не всегда позволяет правильно и полно оценить экономическую эффективность системы разра-ботки, так как он не отражает ущерба от потерь руды, наноси-мого народному хозяйству.

Оценивать экономическую эффективность систем разра-ботки следует по величине получаемой годовой прибыли от реализации конечной продукции горного предприятия или по величине отношения этой прибыли к сумме капиталовложений в горное предприятие либо к стоимости его производственных фондов.

Но расчеты по определению суммы годовой прибыли горного предприятия и капиталовложений очень сложны.

Применительно к выбору систем разработки для части ме-сторождения (отдельных блоков, рудных тел) можно пользо-ваться при экономической оценке себестоимостью добычи 1 т руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разными по величине потерями и разубоживанием для сравниваемых систем.

Себестоимость добычи при таком сравнении должна опреде-ляться в расчете на добытую руду с одинаковым содержанием. Удобно вести все расчеты на 1 т добытой руды с балансовым содержанием (c). Экономический ущерб от потерь и разубожи-вания в этом случае следует выражать также на 1 т руды с ба-лансовым содержанием.

Определение себестоимости добычи 1 т руды с балансовым содержанием. На горнорудных предприятиях учитывается себе-стоимость добычи 1 т рудной массы, состоящей из балансовой руды и примешанной к ней при добыче забалансовой руды и пород. Для сравниваемых систем разработки при одном и том же содержании полезного компонента в балансовой руде с содержанием в рудной массе обозначим через a_1 и a_2 .

Чтобы упростить и облегчить решение, можно для сравне-ния принимать не полную себестоимость добычи 1 т, а только

ее часть, включающую расходы по подготовке и очистной вы-емке с доставкой руды до погрузочного люка, имея в виду, что расходы на 1 т по другим производственным процессам, как правило, не зависят от системы разработки.

Эту часть полной себестоимости называют «себестоимостью по системе».

Если содержание полезного компонента в балансовой руде c , а в рудной массе a , то на 1 т добытой руды с балансовым со-держанием приходится ($c:a$) тонн добытой товарной руды. По-этому себестоимость добычи C_6 (руб/т) по системе 1 т руды с балансовым содержанием равна себестоимости добычи 1 т рудной массы по системе C_7 , умноженной на отношение содер-жаний в балансовой и товарной руде ($c:a$):

$$C_6 = C_7 c/a, \quad (14)$$

т. е. для сравниваемых систем:

$$C_{16} = C_{17} c/a_1 \text{ и } C_{26} = C_{27} c/a_2.$$

Определение экономического ущерба от разубоживания руды. Для определения экономического ущерба, вызываемого более высоким разубоживанием руды при одной системе разра-ботки по сравнению с другой, необходимо знать для сравнивае-мых систем разницу в количестве породы, примешиваемой на 1 т руды с балансовым содержанием.

При содержании полезного компонента в рудной массе для сравниваемых систем a_1 и a_2 количество примешиваемой по-роды (т) на 1 т балансовой руды равно

$$X_1 = (c - a_1)/a_1, \quad (15)$$

для второй системы

$$X_2 = (c - a_2)/a_2. \quad (16)$$

Разница в количестве примешанной пустой породы на 1 т балансовой руды для сравниваемых систем (при $a_1 < a_2$) со-ставит

$$X_d = X_1 - X_2 = (c - a_1)/a_1 - (c - a_2)/a_2 = c/a_1 - c/a_2. \quad (17)$$

Экономический ущерб U_p (руб.) от более высокого разубо-живания при системе первой складывается из дополнительных затрат на добычу и переработку пустых пород в количестве X_d на 1 т руды с балансовым содержанием

$$U_p = X_d = (C_d - C_c + C_{пер}), \quad (18)$$

где C_d — полная себестоимость добычи 1 т рудной массы для первой системы с более высоким разубоживанием; C_c — себе-стоимость добычи 1 т рудной массы по системе, т. е. без учета расходов по другим производственным процессам, а также рас-ходов общешахтных и общерудничных; $C_{пер}$ — себестоимость

переработки 1 т рудной массы, включая расходы на транспорт до места переработки.

Подставляя значение X_d из формулы (17), получим

$$U_p = (c/a_1 - c/a_2) (C_d - C_c + C_{пер}). \quad (19)$$

Величину C_d можно принимать по практическим данным или определять из выражения $C_d = (1,4 \div 2,6) C_c$. Меньшие значения коэффициента принимают для дорогостоящих систем разработки, т. е. когда в полной стоимости добычи расходы на подготовку и очистную выемку значительны. Наибольшие — для самых дешевых систем.

Величину $C_{пер}$ можно принимать по данным других предприятий в аналогичных условиях, а для приближенных расчетов из выражения $C_{пер} = (0,4 \div 1,2) C_d$. Меньшие значения коэффициента соответствуют наиболее простой и дешевой технологии переработки руды, например гравитационному или мокрому магнитному обогащению.

Величину U_p , подсчитанную по формуле (19), нужно прибавлять к себестоимости 1 т руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокое разубоживание; в рассматриваемом нами примере нужно прибавлять к C_{15} , поскольку в расчете принято условие $a_1 < a_2$.

Определение экономического ущерба от потерь руды и полезных компонентов. Общий экономический ущерб (руб.) от повышенных потерь руды для одной из сравниваемых систем разработки можно выразить формулой

$$D_n = B k_n d_n, \quad (20)$$

где B — запас балансовой руды месторождения или его части, для которой выбирается система разработки; k_n — коэффициент увеличения потерь, равный $k_1 - k_2$; k_1 и k_2 — коэффициенты извлечения руды при добыче для сравниваемых систем, причем $k_1 > k_2$; d_n — экономический ущерб от потери 1 т балансовой руды.

Экономический ущерб от повышенных потерь (руб.), отнесенный на 1 т извлеченных запасов балансовой руды, составит

$$U_n = D_n / B k_2 = B k_n d_n / B k_2 = d_n (k_1 - k_2) / k_2. \quad (21)$$

Экономический ущерб от потери 1 т балансовой руды (руб.)

$$d_n = d_{раз} + d_{ам} + d_{пр}, \quad (22)$$

где $d_{раз}$ — величина затрат, вложенных в разведку 1 т балансовых запасов, руб; $d_{ам}$ — амортизация капитальных затрат, вложенных в горное предприятие на 1 т балансовых запасов руды, руб; $d_{пр}$ — прибыль, получаемая в результате реализации продукции, извлеченной из 1 т балансовой руды, руб.

В выражении для d_n не включены затраты, понесенные на подготовку и очистную выемку потерянной руды, поскольку они

учтены в себестоимости 1 т балансовой руды в формуле (14), с которой будет суммироваться экономический ущерб от потерь.

Стоимость разведки 1 т металла $d_{рм}$ составляет в среднем от 2 до 10 % государственной оптовой цены 1 т данного металла d_m :

$$d_{раз} = 0,01 c d_{рм} = 0,01 c (0,02 \div 0,10) d_m \quad (23)$$

или

$$d_{раз} = (0,0002 \div 0,001) c d_m. \quad (24)$$

Меньшие значения коэффициента (0,0002) следует принимать для неметаллических и железных руд; средние (0,0005) — для руд цветных и благородных металлов и наибольшие (0,001) — для руд редких элементов.

По практическим данным, учитываемая часть амортизационных отчислений на 1 т балансовых запасов $d_{ам}$ составляет около 5 % полной себестоимости добычи, т. е. $d_{ам} = 0,05 C_d$.

Более сложным является определение экономического ущерба, связанного с недополучением прибыли на потерянную руду $d_{пр}$.

Величину $d_{пр}$ (руб/т) определяют с учетом затрат, вложенных в разведку потерянных запасов полезного ископаемого по формуле

$$d_{пр} = (C_o - C_b) + n_{гп} C_o, \quad (25)$$

где C_o — оптовая цена извлекаемых из 1 т балансовых запасов полезных компонентов (концентрата, металла), руб/т; C_b — себестоимость добычи и переработки в расчете на 1 т балансовых запасов, руб/т; $n_{гп}$ — доля затрат на геологоразведку в оптовой цене полезных компонентов (C_o).

Величину U_n экономического ущерба от повышенных потерь, отнесенную на 1 т извлеченных запасов руды с балансовым содержанием, определенную по формуле (21), нужно прибавлять к себестоимости 1 т руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокие потери.

Таким образом, системы должны сравниваться между собой по сумме себестоимости 1 т руды и разницы в величине экономического ущерба от разубоживания U_p и от потерь U_n .

Анализ выполненных расчетов для различных горно-геологических условий показывает, что экономический ущерб от роста амортизации в несколько раз меньше ущерба, связанного с непроизводительными затратами на разведку. Поэтому при разнице коэффициентов извлечения руды для сравниваемых систем не более 0,04—0,05 амортизацией можно в расчетах пренебречь, особенно для месторождений с ценной рудой.

Для месторождений с рудами невысокой ценности важнейшими показателями экономической эффективности системы

является себестоимость добычи руды и ущерб от ее разубоживания при добыче.

Экономический ущерб от потерь в этом случае невелик; иногда им вообще можно пренебречь. Напротив, для ценных руд большой размер экономического ущерба от потерь в процессе добычи и переработки может приобрести решающее значение. Поэтому при разработке таких руд следует отдавать предпочтение системам с высоким коэффициентом извлечения руды из недр, хотя себестоимость добычи руды при этом будет выше.

Глава 15

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ И ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТОК

§ 77. ПОНЯТИЯ О ГОДОВОЙ ДОБЫЧЕ ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ И ЭКОНОМИЧЕСКИ ОПТИМАЛЬНОЙ

Производственную мощность или производительность горных предприятий принято выражать в тоннах добываемого полезного ископаемого в год. Поэтому ее часто называют годовой добычей. Иногда производительность горного предприятия дополнительно выражают количеством годовой продукции первичной переработки (концентрата, окатышей и др.).

Годовая производственная мощность (производительность) горного предприятия является одним из важнейших показателей. Она оказывает влияние на все основные элементы строящегося (и действующего) горного предприятия: на размеры сечения, объем, конструкцию капитальных и подготовительных выработок, конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий, типы, мощность и количество используемых горных машин, на масштаб вспомогательных цехов и служб, производительность обогатительных фабрик, число рабочих, инженерно-технических работников и служащих, объем жилищного и культурно-бытового строительства и другие.

От годовой производительности горного предприятия зависит размер капитальных вложений на его строительство, себестоимость добычи и переработки 1 т полезного ископаемого, величина приведенных затрат за год и на 1 т добычи, величина ожидаемой (получаемой) прибыли, эффективность капиталовложений, рентабельность и другие технико-экономические показатели.

Современные горные предприятия имеют самую разнообразную годовую производительность: от очень мелких с годовой добычей 50—100 тыс. т в год (в порядке особого исключения

меньше 50 тыс. т) до крупных с годовой добычей от 2—5 до 15—25 млн. т в год. Отдельные горные предприятия в нашей стране и за рубежом достигли годовой производительности 30—40 млн. т; проектируются и строятся карьеры на годовую добычу до 50 млн. т.

Наиболее распространены горнорудные предприятия с подземной добычей от 500—800 тыс. т до 3 млн. т и карьеры — от 3 до 10—12 млн. т.

Величина годовой добычи проектируемого и действующего горного предприятия зависит от размеров, запасов и условий залегания месторождения. На месторождении с небольшими размерами и запасами технически возможно и обычно экономически целесообразно получать и соответственно небольшую годовую добычу.

Существуют два понятия о годовой производительности горных предприятий.

1. Годовая производительность по горным возможностям ($A_{гор}$), означающая размер годовой добычи полезного ископаемого, который возможно получить на рассматриваемом месторождении (или его части) при определенной технике, технологии и организации его разработки.

2. Экономически целесообразная или оптимальная годовая производительность (A_0), при которой возможно получение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения (себестоимости, эффективности капиталовложений и др.).

Следует различать также годовую производительность проектируемого горного предприятия и действующего горного предприятия.

Существенное различие в этих понятиях состоит с технико-экономической точки зрения в том, что при проектировании горного предприятия приходится (и можно) рассматривать и оценивать варианты годовой производительности в довольно широком диапазоне значений, а затем выбирать из них наилучший. В этом случае задача определения годовой производительности часто оказывается сложной, требует глубокого экономического анализа и проектной проработки.

На действующем предприятии возможный размер годовой добычи, как правило, предопределяет применяемая на нем техника, технология, организация разработки. Здесь обычно возникает задача возможно ли технически и целесообразно ли экономически увеличивать годовую добычу горного предприятия путем его реконструкции либо изменения технологии и организации работ. Такую задачу в практике приходится решать часто, так как наращивание производственной мощности горного предприятия этапами, по мере промышленного освоения месторождения и прироста его запасов, оказывается эффективным.

В решении задач о годовой производительности проектируемого и действующего предприятия наряду с отмеченной существенной разницей в ее постановке имеются и общие элементы.

Применительно к проектируемому горному предприятию экономическую и горно-геологическую сущность задачи можно выявить полнее и понятнее, поэтому начнем с определения производительности в процессе проектирования горного предприятия.

Отметим заранее, что в решении этой задачи возможны два случая:

1 — когда величина годовой добычи по горным возможностям $A_{гор}$ меньше экономически оптимальной A_0 ; в этом случае оказывается достаточным определять только $A_{гор}$;

2 — когда $A_{гор}$ больше A_0 . Этот случай возможен, например, при ограниченных размерах и запасах месторождений в глубину, но значительной его горизонтальной площади, когда обширный фронт очистной выемки позволяет развить очень большую годовую добычу, запасы же месторождения невелики и могут быть отработаны за очень короткое время. В подобных случаях может оказаться целесообразным величину $A_{гор}$ ограничить и принимать ее равной или несколько больше, чем A_0 .

Далее мы убедимся, что увеличение годовой производительности сверх оптимального значения A_0 в довольно значительных пределах (до 20—30 % от A_0) приводит к практически малоощутимому ухудшению экономических показателей горного предприятия, в частности — себестоимости его продукции. Поэтому оптимальной годовой производительностью можно варьировать в довольно широких пределах и исходить прежде всего из годовой добычи по горным возможностям.

§ 78. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ДОБЫЧИ ПО ГОРНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Наиболее простым и вместе с тем вполне достоверным при проектировании горных предприятий является способ определения годовой добычи $A_{гор}$ по величине годового понижения уровня выемки месторождения.

Практикой установлено, что интенсивность разработки крутопадающих и наклонных (до 25—30°) месторождений может быть охарактеризована показателем среднее годовое понижение (опускание) уровня выемки на месторождении по вертикали (v , м). Величина v в зависимости от элементов залегания месторождения, способов и организации его разработки не выходит, как правило, за пределы 5—50 м в год.

Основное влияние на величину v оказывают:

способ разработки — при подземном способе величина v в нашей стране составляет обычно 12—25 м и колеблется в пределах 10—50 м; при открытом способе разработки значения v обычно не выходят за пределы 5—15 м;

рудная площадь месторождения S — чем она больше, тем при прочих равных условиях меньше величины v ; наибольшее годовое понижение достигается при разработке маломощных рудных тел, небольшой длине шахтного поля или месторождения;

угол падения месторождения — чем он круче, тем больше возможная величина v ;

число одновременно разрабатываемых этажей, которое зависит от характера месторождения и применяемых систем разработки (максимальное годовое понижение 40—50 м для крупных месторождений достигнуто на золотых рудниках Южной Африки с за счет одновременной разработки системами с закладкой 6—8 этажей).

При определении годовой добычи по горным возможностям $A_{гор}$ известны: средняя величина рудной площади на разрабатываемых этажах S , м², плотность полезного ископаемого γ , т/м³, коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр k_n и коэффициент изменения качества $k_k = 1 - p$ (p — коэффициент разубоживания в процессе добычи).

Годовая добыча (T) по горным возможностям по величине годового понижения может быть определена по формуле

$$A_{гор} = vS\gamma k_n / k_k. \quad (26)$$

Для определения величины v можно пользоваться таблицами, в которых она дается в зависимости от перечисленных выше факторов.

В табл. 10 значения v приведены на основе отечественной практики последних десяти лет при подземной разработке шахтных полей разных размеров и числе одновременно разрабатываемых этажей, а при открытой разработке — карьерами разных размеров.

ТАБЛИЦА 10

Подземная разработка			Открытая разработка		
Размеры шахтных полей	Число этажей в выемке	v , м/год	Размеры карьера	Площадь, км ²	v , м/год
Очень большие	1	5—15	Очень крупные	5	3—10
	2	10—20			
Большие	1	12—22	Крупные	2—5	5—12
	2	15—25			
Средние	1	15—25	Средние	0,5—2	7—15
	2	18—30			
Небольшие	Много	20—40	Небольшие	<0,5	10—20
	1	18—30			
	2	22—45			
	Много	30—60			

К шахтным полям очень больших размеров относятся поля длиной свыше 2 км, больших — от 1,2 до 1,5—2 км, средних — от 0,6 до 1 км, небольших — меньше 0,6 км.

Значения v в верхнем пределе следует принимать для рудных тел небольшой мощности; в нижних пределах — для мощных рудных тел. Соответственно значения, близкие к верхнему пределу, отвечают месторождениям с простой морфологией и спокойным залеганием; значения, близкие к нижнему пределу, — к месторождениям со сложной морфологией, значительными тектоническими нарушениями, высокой водообильностью.

Влияние угла падения месторождения можно учитывать поправочными коэффициентами. В табл. 10 значения v даны для угла падения $\alpha = 60^\circ$. При $\alpha = 65 \div 90^\circ$ поправочный коэффициент равен 1,1—1,2, а при $\alpha = 30 \div 50^\circ$ он равен 0,8—0,9.

Пример определения годовой добычи $A_{гор}$ по годовому понижению выемки v для месторождения, состоящего из двух пластообразных рудных тел с мощностью 12—20 м и общей рудной площадью $S = 30$ тыс. м². Угол падения рудных тел $\alpha = 75^\circ$; плотность руды $\gamma = 3,5$ т/м³; коэффициент извлечения из недр $k_n = 0,92$; коэффициент изменения качества $k_k = 0,88$; длина шахтного поля 1650 м. Рудные тела пластообразной формы со спокойным залеганием. Система разработки — подэтажное обрушение, при которой, как правило, возможна только одноэтажная выемка.

По табл. 10 для шахтных полей больших размеров при одноэтажной разработке принимаем близкое к верхнему пределу годовое понижение $v = 20$ м/год; с учетом поправочного коэффициента 1,1 на угол падения 75° годовое понижение составит $v = 20 \cdot 1,1 = 22$ м/год.

Годовая добыча по формуле (26)

$$A_{гор} = 22 \cdot 30\,000 \cdot 3,5 \cdot 0,92 : 0,88 = 2170 \text{ тыс. т/год.}$$

Способ определения годовой добычи через годовое понижение имеет один существенный недостаток: он непригоден для месторождений с углами падения менее $20\text{—}25^\circ$, когда понижение выемки по вертикали не является характерным показателем.

Поэтому в проектах горных предприятий для пологопадающих и горизонтальных месторождений пользуются способом определения годовой добычи по величине фронта очистной выемки и скорости его подвигания. По достоверности этот способ не превосходит способ определения $A_{гор}$ через годовое понижение выемки, но значительно сложнее последнего. Описание его приводится в горнотехнической литературе.

На действующих горных предприятиях планирование годовой добычи осуществляется исходя из имеющихся в наличии работающих выемочных единиц — блоков, панелей, уступов, забоев, освоенной годовой добычи по каждой выемочной единице и планируемого увеличения или сокращения числа их в предстоящее время. Годовое понижение выемки v (м/год) в таких случаях определяется через годовую добычу A :

$$v = Ak_n / S \gamma k_k. \quad (27)$$

Найденное значение v может быть полезным для сравнительной оценки интенсивности разработки рассматриваемого месторождения с другими, аналогичными или близкими по горно-геологическим условиям. В сравниваемых условиях при большей величине v разработка месторождений эффективнее, поскольку с увеличением v и связанной с ним годовой добычи $A_{гор}$ снижается себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого.

§ 79. ЭКОНОМИЧЕСКИ ЦЕЛЕСООБРАЗНАЯ (ОПТИМАЛЬНАЯ) ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

От принятой в проекте или достигнутой на действующем горном предприятии годовой добычи зависят важнейшие экономические показатели — себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого и приведенные затраты на 1 т.

Рассмотрим сущность и численное выражение этой зависимости сначала применительно к проектируемому горному предприятию — шахте, карьеру, приisku.

Себестоимость c 1 т (руб) добытого полезного ископаемого (или продукции его первичной переработки) состоит из двух экономических элементов: текущих эксплуатационных затрат $э$ (руб/т) и амортизации капитальных затрат a (руб/т)

$$c = э + a. \quad (28)$$

На горных предприятиях $э$ составляет в полной себестоимости в среднем от 70 до 85 %, соответственно $a = 15 \div 30$ %.

Рассмотрим, как изменяются по мере роста A отдельно величины $э$ и a , а затем их сумма c .

Эксплуатационные расходы горного предприятия за год состоят из двух различных частей:

переменных расходов $Э_{пер}$, величина которых пропорциональна годовой добыче A ,

$$Э_{пер} = э_1 A, \quad (29)$$

где $э_1$ — основные производственные расходы по добыче и переработке на 1 т полезного ископаемого;

условно-постоянных расходов $Э_{пос}$, величина которых остается неизменной или меняется незначительно (поэтому их и называют «условно-постоянными») в широких пределах значений A . К числу наиболее больших условно-постоянных годовых расходов относятся, в частности, заработная плата административно-управленческого и прочего постоянного персонала.

Годовая сумма эксплуатационных расходов (руб/год) горного предприятия $Э_r$ составляет

$$Э_r = Э_{пер} + Э_{пос} = э_1 A + Э_{пос}. \quad (30)$$

Эксплуатационные расходы (руб/т) на 1 т добычи a_1 равны

$$a_1 = \mathcal{E}_r/A = a_1 + \mathcal{E}_{\text{пос}}/A. \quad (31)$$

График изменения эксплуатационных расходов $\mathcal{E}$ на 1 т добычи в зависимости от годовой добычи A показан на рис. 134.

Ординаты кривой 1, выражающие это изменение, представляют собой сумму ординат прямой 2 (a_1) и кривой 3 ($\mathcal{E}_{\text{пос}}/A$). С увеличением годовой добычи угол наклона кривой 1 сначала снижается интенсивно, затем по мере роста годовой добычи все более выполаживается. На каждые 10 % роста A величина ($\mathcal{E}_{\text{пос}}/A$) в крутой части кривой уменьшается на 2,5—3,5 %, затем это снижение становится равным примерно 2 % и при максимальных значениях A составляет только 1—1,5 %.

Величина амортизации a на 1 т добычи в зависимости от A характеризуется прямой 4.

Сумма ординат $\mathcal{E} + a$ кривой 1 и прямой 4 изображена кривой 5; она выражает закономерность изменения себестоимости 1 т полезного ископаемого в зависимости от A .

По мере увеличения проектной годовой производительности горного предприятия себестоимость 1 т добытого полезного ископаемого сначала снижается, кривая 5 выполаживается, так же как и кривая 1 эксплуатационных расходов, по несколько медленнее, потому что второе слагаемое себестоимости a (прямая 4) при этом имеет равномерный подъем. Снижение себестоимости при некотором значении A прекращается, кривая 5

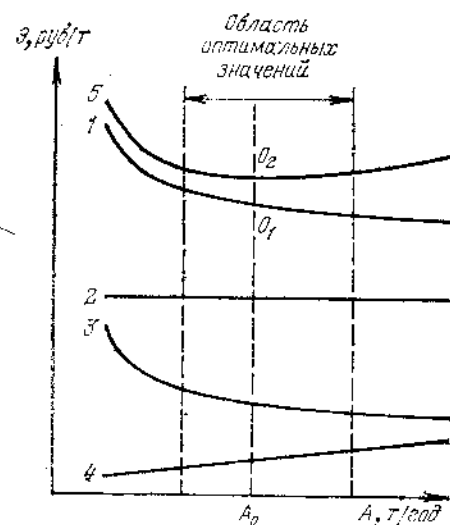


Рис. 134. Графики к определению оптимальной производственной мощности горного предприятия

получает в точке O_2 перегиб, после которого рост годовой добычи сопровождается уже увеличением себестоимости. Точка перегиба O_2 кривой 5 соответствует такой точке O_1 на кривой 1, где крутизна наклона кривой 1 становится равной крутизне подъема прямой 4, т. е. снижение эксплуатационных расходов $\mathcal{E}$ на 1 т становится равным росту амортизационных начислений a . Дальше рост амортизационных начислений будет происходить интенсивнее снижения эксплуатационных расходов.

Точка перегиба кривой 5, где себестоимость 1 т

становится минимальной, отвечает экономически оптимальному значению годовой производительности горного предприятия A_0 по критерию себестоимости.

Характерной особенностью кривой себестоимости 5 является очень медленное изменение себестоимости (ординаты) в области значений абсциссы, близких к A_0 . Так, при снижении абсциссы A до $0,85 A_0$ и при росте до $1,25 A_0$ себестоимость — ордината возрастает только на 1 % против минимальной (C_0). При изменении A от $0,75 A_0$ до $1,5 A_0$ себестоимость возрастает против минимальной лишь на 2—2,5 %. Такое изменение себестоимости не выходит за пределы неточности исходных показателей расчета и является вполне допустимым.

Поэтому практический интерес представляет не сама величина (цифра) оптимальной годовой производительности A_0 , а довольно широкая область экономически равноценных значений A_0 с точки зрения себестоимости. В пределах этой области искомое значение A_0 должно приниматься с учетом ряда дополнительных технико-экономических факторов.

В задаче определения оптимальной годовой производительности, как видим, рассматриваются и подвергаются оценке варианты различных значений A в довольно широком диапазоне.

Для сравнительной оценки возможных вариантов решения в качестве экономического критерия, как известно, рекомендуется пользоваться приведенными затратами ($\mathcal{Z}_{\text{пр}} = c + E_d k$) на равный годовой объем продукции. Критерий себестоимости для подобного рода задач считается недостаточным. Поэтому приведенное рассмотрение задачи об оптимальной годовой производительности по критерию себестоимости имело цель показать в наиболее простой форме особенности влияния годовой производительности на экономические результаты. Дело в том, что кривая, выражающая изменение приведенных затрат $\mathcal{Z}_{\text{пр}}$ в зависимости от величины A имеет в принципе такой же характер, как и рассмотренная кривая 5 себестоимости (см. рис. 134). Она также имеет точку перегиба и столь же широкую область оптимальных значений. Но численно оптимальные значения по этим критериям не совпадают. В частности, оптимальная производительность по критерию приведенных затрат больше, чем по критерию себестоимости при высокой ценности и дефицитности полезного ископаемого, благоприятных условиях строительства горного предприятия и небольших капиталных затратах на строительство.

Нахождение экономически оптимального значения A_0 как на основе критерия себестоимости, так особенно на основе критерия приведенных затрат, представляет чрезвычайно сложную технико-экономическую задачу. Ее аналитическое строгое решение в учебном курсе не приводится.

Оптимальную годовую производительность (т/год) проекти-

руемого горного предприятия можно определять через оптимальный срок его существования

$$A_0 = Bk_n / T_0 k_k, \quad (32)$$

где T_0 — экономически оптимальная продолжительность отработки месторождения (срок существования горного предприятия).

В формуле (32) Bk_n — извлекаемые из недр запасы полезного ископаемого, а Bk_n/k_k — то же, с учетом изменения его качества (разубоживания).

Экономически оптимальные сроки отработки запасов T_0 можно принимать на основе практики проектирования горных предприятий, руководствуясь критерием приведенных затрат:

для месторождений мелкого масштаба — с разведанными запасами до 5—10 млн. т — в пределах 10—25 лет;

для месторождений среднего масштаба — с запасами от 10—15 до 40—50 млн. т — 15—40 лет;

для месторождений крупных и очень крупных с запасами от 50 млн. т до 1 млрд. т (и более) — 30—60 лет.

Значения величины T_0 в широких пределах принимаются с учетом ряда факторов, характеризующих рассматриваемое месторождение и условия его промышленного освоения.

Минимальные сроки отработки, т. е. 10 лет для мелких месторождений, 15 лет для средних и 30 лет для крупных, рекомендуется принимать при сочетании следующих условий (в порядке степени их важности):

при запасах, близких к нижнему пределу для рассматриваемой группы;

при высокой ценности и дефицитности данного вида полезного ископаемого;

при благоприятных условиях строительства горного предприятия и небольших капиталовложениях в строительство, т. е. при благоприятных горно-геологических и экономико-географических условиях строительства;

при возможности выгодного использования производственных фондов и жилья, остающихся после ликвидации горного предприятия;

при наличии надежных перспектив прироста запасов месторождения за счет его доразведки по площади и в глубину.

Максимальные сроки — 25; 40; 60 лет — характерны для месторождений с сочетанием противоположных условий. Средние сроки соответствуют сочетанию благоприятных и неблагоприятных условий.

Россыпные месторождения, как правило, характеризуются запасами песков менее 5 млн. т; ценность и дефицитность извлекаемых из россыпей компонентов высокая; капитальные вложения в строительство незначительны; при наличии пер-

спектив разведки запасов в близлежащих россыпях производственные фонды и жилье, остающиеся после ликвидации прииска, могут быть использованы на других приисках. Поэтому для небольших россыпных месторождений экономически оптимальными могут считаться сроки существования прииска до 5 лет.

В большинстве случаев в практике запасы месторождения оказываются фактически больше (и значительно) первоначально выявленных благодаря доразведке месторождения в процессе эксплуатации, переводу части запасов неперспективных категорий в перспективные, снижению кондиций на запасы по мере прогресса техники и вовлечения в эксплуатацию запасов более бедных ископаемых. Поэтому правильно принимать несколько заниженную величину T_0 и повышенную годовую добычу, чем зыщенный срок существования T_0 и заниженную годовую добычу.

В горнорудной промышленности строительство рудников осуществляется в несколько этапов, с наращиванием годовой добычи по мере выявления разведкой новых запасов и расширения фронта горных работ. Поэтому для действующих горных предприятий задача определения экономически оптимальной годовой производительности сводится часто к выявлению технической возможности и экономической целесообразности наращивания добычи путем реконструкции горного предприятия.

Техническая возможность увеличения годовой добычи действующего рудника устанавливается обычно расчетом: по величине созданного фронта очистной выемки (в частности, по числу блоков, которые возможно иметь в эксплуатации) и скорости его продвижения (в частности, по величине годовой добычи из каждого действующего блока). Должна быть также установлена возможность обеспечения своевременного вскрытия и подготовки новых этажей по мере отработки этажей, находящихся в эксплуатации.

Экономическая целесообразность увеличения годовой добычи на действующем руднике устанавливается путем сравнения годовой экономии, ожидаемой от снижения эксплуатационных расходов (см. рис. 134, кривая 3), с ростом амортизации (см. рис. 134, прямая 4) капитальных затрат, которые потребуются вложить для расширения производственной мощности рудника.

Обычно, если увеличение годовой добычи технически возможно, экономия на эксплуатационных расходах превышает рост амортизации, т. е. увеличение годовой добычи экономически целесообразно.

Если же увеличение годовой добычи рудника не связано с необходимостью реконструкции и вложением дополнительных капитальных затрат, то увеличение годовой добычи (разумеется, при наличии потребности в этом) всегда дает значитель-

ный экономический эффект за счет снижения условно-постоянных расходов. Величину этого эффекта можно принимать равной 1—3 % от себестоимости на каждые 10 % прироста годовой добычи.

§ 80. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ ЭТАЖА

На выбор высоты этажа влияют факторы горнотехнического геологического и экономического характера.

Наиболее существенные из них: система разработки; способ вскрытия; интенсивность выемки этажа; время, необходимое на его подготовку; мощность месторождения; выдержанность элементов его залегания и угол падения; физико-механические свойства руды и вмещающих пород. К числу экономических факторов относятся: стоимость проходки в этаже околоствольных выработок, квершлагов, выработок основного горизонта, горизонта выпуска, горизонта подсечки; расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, ремонту восстающих, подъему руды.

Рассмотрим вопрос о влиянии высоты этажа на себестоимость 1 т руды.

Изменение различных затрат и расходов на 1 т руды, зависящих от принятой высоты этажа (они, как правило, не превышают 10—15 % полной себестоимости 1 т), можно выразить графически.

На рис. 135 прямая 1 показывает рост расходов q_1 на 1 т руды по доставке материалов в очистные забои, проходке и ремонту восстающих, подъему руды, водоотливу, а также по передвижению рабочих в очистные забои (из штрека) по мере увеличения высоты этажа.

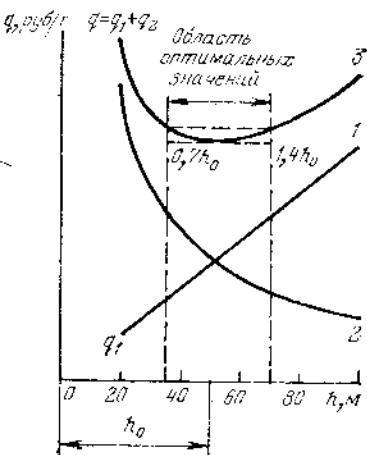


Рис. 135. Зависимости себестоимости 1 т руды q от высоты этажа h

Кривая 2 выражает зависимость от высоты этажа затрат на 1 т руды по проведению обслуживающих этаж квершлагов, околоствольных выработок, выработок основного горизонта, горизонтов выпуска и подсечки и др.

С увеличением высоты этажа h затраты q_2 снижаются по кривой 2.

Экономически целесообразной будет такая высота этажа, которая отвечает наименьшей сумме учитываемых расходов и затрат (руб.) на 1 т руды

$$q = q_1 + q_2.$$

Складывая ординаты прямой 1 и кривой 2 для различных значений h , получим кривую 3, ординаты которой выражают изменение суммы учитываемых расходов и затрат на 1 т руды. С увеличением высоты этажа величина q сначала непрерывно снижается (кривая идет вниз), а затем, достигнув минимума, начинает увеличиваться — кривая идет вверх.

Абсцисса точки перегиба кривой 3 выражает высоту этажа h_0 , отвечающую минимальной сумме учитываемых расходов и затрат на 1 т руды.

Специальные расчеты показывают, что уменьшение высоты этажа против h до $0,70 h_0$ и увеличение до $1,4 h_0$ практически не оказывает влияния на экономические показатели.

Это объясняется свойством такого вида кривых в области перегиба (минимума) давать очень небольшое приращение ординаты q при значительном изменении абсциссы h .

Ввиду изложенного определять высоту этажа экономическим расчетом по средней себестоимости 1 т руды в этаже, как правило, не имеет смысла.

Поэтому высоту этажа (м) устанавливают исходя из практических данных (табл. 11).

При выборе высоты этажа в пределах указанных в таблице значений (от — до) необходимо учитывать конкретные условия рассматриваемого случая, имея в виду, что наибольшее значения высоты этажа следует принимать при небольших мощностях, очень крутом падении рудного тела, спокойных условиях залегания, устойчивых вмещающих породах и руде, высокой ценности руды, большой длине квершлагов до месторождения и большом объеме околоствольных выработок.

При противоположных условиях следует принимать меньшие значения высоты этажа.

В последние годы наблюдается тенденция к увеличению высоты этажа от 50—60 до 75—100 м. На некоторых рудниках

Система разработки	Без промежуточного горизонта	С промежуточным горизонтом
Потолкоуступная и сплошная с распорной крепью	30—60	60—80
Подэтажные штреки	50—100	Не применяются
С магазинированием руды	40—75	60—100
Горизонтальные и наклонные слои с закладкой	30—50	60—80
С креплением без закладки	20—40	40—60
Со станковой крепью и закладкой	30—50	50—80
Слоевое обрушение при крутом падении	30—60	Применяется очень редко
Подэтажное обрушение	40—80	То же
Этажное обрушение	40—100	Не применяется

уже осуществлена идея по внедрению лифтов для подъема людей, материалов и оборудования в каждом крупном блоке. Это мероприятие, помимо ряда других его достоинств, позволило увеличить высоту этажа и удлинить срок его отработки.

§ 81. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО БЛОКА

Длина блока. На выбор длины блока для различных систем разработки оказывают влияние многие факторы. Так, например, для систем с открытым очистным пространством решающее значение имеет устойчивость вмещающих пород и наряду с этим учитывается необходимая интенсивность очистной выемки, а также стоимость проходки восстающих.

Эти же факторы определяют длину блока при системе с магазинированием руды и шпуровой отбойкой из магазина. При отбойке глубокими скважинами длина блока ограничивается эффективной глубиной взрывных скважин и выдержанностью контуров рудного тела.

При системах разработки горизонтальными слоями с закладкой длину блока, т. е. расстояние между закладочными восстающими, выбирают с учетом следующих факторов: способа размещения закладки в блоке, мощности рудного тела, стоимости проходки восстающих и потерь руды в междублоковых целиках.

Длину блока для систем слоевого и подэтажного обрушения определяют с учетом эффективных условий транспортирования руды, интенсивности выемки блока, величины горного давления в слоевых и подэтажных выработках и расходов по их ремонту.

При системах этажного обрушения длина и горизонтальная площадь блока зависят от физических свойств руды и пород, мощности и угла падения рудного тела.

Из сказанного следует, что для разных систем разработки и горно-геологических условий нельзя дать единый метод определения длины блока. Для ее определения можно пользоваться теми конкретными соображениями, которые были приведены при описании каждой системы разработки.

Ширина камер и междукamerных целиков. При камерно-столбовых и комбинированных системах разработки выбор ширины камер и междукamerных целиков является основной задачей конструирования системы.

В связи с тем что выемка камер более производительна и происходит со значительно меньшими потерями, чем выемка целиков, ширину камер принимают как можно большей, а целиков — по возможности меньшей. Ширину камер ограничивает уменьшение устойчивости кровли камер, потолочины и обнаженной поверхности висячего и лежащего боков. Уменьшение ширины междукamerного целика снижает его надежность.

Расчетных методов для определения безопасной ширины ка-

меры нет. Известные в литературе методы расчета размеров междукamerных целиков пригодны только для рудных тел наклонного и пологого падения и не могут быть использованы для крутопадающих.

Из рассмотрения систем разработки известно, что ширину камер принимают, как правило, не менее 8—10 и не более 20—25 м. Редко она достигает 30 м и в порядке исключения 50 м. В этих пределах ширину выбирают с учетом устойчивости руды и вмещающих пород, скорости выемки камер и целиков. Выбранную ширину камер и целиков корректируют исходя из практики применения их на данном руднике.

Толщина междуетажных целиков. Маломощные рудные тела можно разрабатывать системами с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с креплением и закладкой как с оставлением, так и без оставления междуетажных целиков.

При разработке маломощных жил системами с магазинированием руды, с закладкой и с открытым очистным пространством вместо надштрековых целиков иногда сооружают прочное крепление в кровле штрека. Оставление надштрекового целика часто осложняет нарезку блока и приводит к излишним потерям руды.

Давление отбитой руды и закладки на крепь штрека при небольшой мощности жил псевдико и ему может противостоять рамная крепь обычных размеров или распорная крепь.

Толщину (высоту) надштрекового целика обычно определяют графическим построением, принимая высоту рудоспуска 1 м и угол наклона воронок 45°. Если оставляют плоский целик (не в форме воронки), то толщину его принимают 1,5—3 м.

Подштрековый целик в маломощных жилах оставляют в том случае, если верхний штрек необходимо сохранить для откатки или вентиляции. Толщина целика от 1 до 2 м, редко 3 м. При очень малой мощности жилы в устойчивых боках вместо целика на уровне подошвы верхнего штрека устанавливают ряд распорной крепи, которую покрывают настилом.

В мощных рудных телах толщину надштрекового целика (днища) обычно определяют графическим построением с учетом необходимой длины и емкости рудоспусков между основным горизонтом и рудоприемными воронками, принятого расстояния между рудоспусками, применяемой системы разработки и способа выемки целиков. Общих правил и рекомендуемых значений при любых системах разработки привести нельзя. Конкретные примеры построения надштрековых целиков, которыми можно руководствоваться, были приведены в описании отдельных систем разработки.

Толщину подштрековых целиков (потолочин) принимают в зависимости от ширины камер, устойчивости руды, вмещающих пород и прочности их контакта.

Можно рекомендовать следующие примерные соотношения толщины потолочины h_n и ширины камеры b :

наиболее благоприятные условия (очень устойчивая руда и бока, прочные контакты) $h_n/b = 0,2 \div 0,3$;

средние условия (руда и бока устойчивы, но с местными ослаблениями, контакты средней прочности) $h_n/b = 0,3 \div 0,5$;

неблагоприятные условия $h_n/b = 0,5 \div 0,7$.

Высота подэтажа, выемочного слоя и уступа. Размеры этих конструктивных элементов определяются принятым вариантом системы разработки, способом бурения и глубиной шпуров (скважин), способом крепления очистного пространства.

При выборе размеров прежде всего имеют в виду обеспечение безопасности работ; снижение потерь и разубоживания; достижение наиболее высокой производительности труда и необходимой интенсивности очистной выемки.

Без проведения специальных опытных работ или без производственного опыта в конкретных условиях окончательно выбрать размеры конструктивных элементов системы невозможно. Принятые в практике высоты подэтажа, слоя и уступа при различных горно-геологических условиях и разных вариантах систем были приведены в описании последних.

Глава 16

РАСЧЕТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 82. ОБЩИЙ ПОРЯДОК РАСЧЕТА

К расчету показателей системы разработки можно приступать после того, как определены ее основные параметры, расположение и размеры подготовительных и нарезных выработок, способ очистной выемки.

Для расчета необходим чертеж системы с указанием основных размеров, на основании которого можно определить объем работ по проходке подготовительных, нарезных выработок и очистной выемке.

Распределение промышленных и извлекаемых запасов руды по элементам системы разработки сводится в табл. 12.

Для позиций 3 и 4 (очистная выемка, отработка целиков) графа 2 не заполняется, для полевых выработок числовые данные вносят только в графы 2 и 3.

Коэффициент извлечения для всех рудных подготовительных и нарезных выработок принимается равным единице, а для очистной выемки с учетом способа отбойки, мощности залежи,

ТАБЛИЦА 12

Элементы системы разработки	Длина, м	Объем, м³	Промышлен- ный запас		Коэффициент извлечения	Извлекаемый запас		Коэффициент разубоживания	Количество рудной массы
			т	% от общего запаса блока		т	% от общего запаса блока		
1. Подготовительные работы Штрек откаточный Блоковый восстающий и др. 2. Нарезные выработки Штреки подэтажные Штреки скреперования									
Итого									
3. Очистная выемка Подсечка Отрезка Нормальная стадия									
Итого									
4. Отработка целиков									
Всего по блоку									

свойств руды и вмещающих пород — в пределах, характерных для очистной выемки при данной системе разработки. Коэффициент извлечения из целиков колеблется в широких пределах, в зависимости от их размеров и принятого способа отработки. При массовом обрушении целиков коэффициент извлечения следует принимать в пределах 0,5—0,7.

Выбор коэффициентов потерь и разубоживания упрощается, если расчет системы ведется для участка месторождения, находящегося в эксплуатации. В этом случае принимаются показатели, достигнутые на руднике.

Извлеченное количество рудной массы определяется путем деления извлекаемого запаса на $1-p$ (или на k_k).

Расчет подготовительных и нарезных работ. Для каждой подготовительной и нарезной выработки выбирается способ проходки и дается краткое описание его в следующей последовательности: размеры выработки; буровзрывные работы (диаметр, глубина и число шпуров, буровое оборудование, тип ВВ, средства и способ взрывания); способ проветривания; способы погрузки и транспортирования отбитой руды и породы, применяемое оборудование, производительность транспортирования;

конструкция и размеры крепи, способ ее установки, оборудование выработки различными коммуникациями; общая организация работ — состав проходческой бригады, последовательность выполнения операций.

В необходимых случаях приводится обоснование принятого оборудования, технологии и других элементов проходки.

Основные параметры и показатели проходки каждой выработки заносятся в табл. 13. В эту форму включаются также нарезные выработки, необходимые для отработки целиков.

Расход материалов определяют по нормам или непосредственным расчетом.

ТАБЛИЦА 13

Показатели	Выработки					Итого
	откаточный штрек	блоковый выстающий	штрек скреперованый	буровой штрек	прочие	
I. Параметры выработок 1. Площадь поперечного сечения, м ² 2. Общая длина, м 3. Общий объем, м ³ 4. Средняя глубина шпуров, м 5. Подвигание за цикл, м 6. Число шпуров на забой II. Расход материалов и энергии на м ³ (числитель) и на весь объем (знаменатель): ВВ, кг огнепроводный шнур (электропровод), м капсюли-детонаторы (электродетонаторы) крепежный лес, м ³ металл, кг твердый сплав, кг электроэнергия, кВт·ч сжатый воздух, м ³ III. Показатели проходки 1. Скорость проходки, м/смену 2. Продолжительность проходки, смен 3. Производительность труда одного рабочего, м ³ /смену 4. Численность рабочих в бригаде 5. Трудоемкость проходки всей выработки, чел·смен IV. Задолженность оборудования (в станко-сменах) 1. Перфоратор ПК-60 2. Погрузочная машина ППН-3						

Наиболее важен правильный выбор производительности труда рабочего при проходке (позиция III-3). Этот показатель нужно принимать исходя из комплексной нормы на проходку той или иной выработки. Если последняя дана в м/смену, то для перевода в м³/смену ее нужно умножить на площадь поперечного сечения выработки.

Производительность труда рабочего можно определить исходя из принятых по нормам или средними показателями скоростей проходки выработок.

При детальном расчете системы разработки производительность труда рабочих определяется по каждой подготовительной и нарезной выработке, на основании чего устанавливается средняя производительность труда одного рабочего (позиция III-3).

В курсовом и дипломном проектах рекомендуется выполнить полный расчет основной откаточной выработки и блокового восстающего, вывести производительность труда одного рабочего и скорость проходки. Основные показатели на проходке других выработок принимаются без расчета.

На основании табл. 12 определяется средняя производительность труда проходчика, м³/смену (делением итога позиции I-3 на итог позиции III-5).

Расчет очистной выемки. Расчету предшествует описание технологического процесса очистной выемки в следующем порядке:

1. Начальная стадия очистной выемки (подсечка, отрезка и т. д.): буровзрывные работы, проветривание, уборка взорванной массы, поддержание, общая организация работ, увязка во времени с нормальной стадией.

2. Нормальная стадия очистной выемки: параметры отбойки и применяемое оборудование, зарядание и взрывание, проветривание, доставка руды, поддержание выработанного пространства, организация работ.

3. Отработка целиков: способ выемки, параметры отбойки, организация буровзрывных работ, проветривания, выпуска руды.

В необходимых случаях требуются обоснование основных положений технологического процесса (диаметр шпуров или скважин, способ бурения и взрывания и т. д.).

Расчет начальной и нормальной стадии очистной выемки ведется на один цикл (слой, секцию) в следующей последовательности.

1. Бурение: параметры сетки скважин, производительность бурового оборудования (по нормам или практическим данным), время обурирования слоя, секции и т. п.; расход материалов и энергии (по нормам или практическим данным).

2. Зарядание и взрывание: производительность труда рабочих, расход материалов (ВВ, средств взрывания), продолжительность зарядания.

3. Доставка руды: производительность доставки с учетом вторичного дробления; расход материалов и энергии (ВВ на вторичное дробление, сжатого воздуха, электроэнергии и т. д.); продолжительность доставки руды, отбиваемой в слое, секции.

4. Поддержание выработанного пространства: конструкция и размеры крепления, производительность труда рабочих, расход материалов, продолжительность крепления.

В аналогичной последовательности ведется расчет отработки целиков.

Исходя из объема рудной массы, отбиваемой за цикл, определяются показатели на 1 т. Результаты расчета заносятся в табл. 14, которая может видоизменяться в зависимости от системы разработки. Например, при расчете систем слоевого обрушения резко уменьшается число граф (вертикальных) вследствие отсутствия в этой системе целиков руды и операций подсеки и отрезки. Итоговый результат подсчитывается для позиций 1, 2, 3, 4, 6, 7.

Некоторые позиции таблицы (8, 9, 10) заполняются после построения графиков и циклограмм.

Построение графиков на отработку блока. Этот раздел расчета включает: построение графика цикличности нормальной стадии очистной выемки; построение циклограммы или сетевого графика подготовительно-нарезных работ и начальной стадии (до момента начала нормальной стадии очистной выемки); построение циклограммы отработки целиков и обрушения вмещающих пород; построение сводного графика (линейного или сетевого) отработки блока.

Определение себестоимости 1 т руды с учетом подготовительных и нарезных работ (франко-люк откаточного штрека). Ниже приводятся упрощенные формы смет для подсчета себестоимости 1 т руды, которые можно использовать при курсовом и дипломном проектировании, а также в других случаях, когда требуется выявление экономической целесообразности запроектированной системы разработки.

Определение затрат на подготовительно-нарезные работы производится по форме (табл. 15) в тех случаях, когда известны или заранее подсчитаны затраты труда по отдельным профессиям. Эту же форму можно использовать при определении себестоимости 1 м рассчитываемой выработки (штрека, восстающего и т. д.). В последнем случае затраты труда подсчитываются на 1 м длины выработки или на подвигание за цикл с последующим определением стоимости 1 м выработки.

Если затраты труда определены на проходку всех выработок по табл. 13, то фонд заработной платы определяется по табл. 16. Здесь средняя тарифная ставка берется в соответствии со средним разрядом членов проходческой бригады.

Кроме того, для каждого блока определяются затраты на материалы и энергию (табл. 17), амортизационные отчисления

ТАБЛИЦА 14

Показатели	Начальная стадия			Нормальная стадия			Отработка целиков			В целом по очистной выемке
	подсека	отрезка	итого	подсека	отбивка	итого	обрушение целиков	обрушение вмещающих пород	итого	
1. Объем, м ³										
2. Извлекаемый запас, т										
3. Рудная масса, т										
4. Расход материалов и энергии на 1 т (числитель) и на весь объем (знаменатель): ВВ, кг твердый сплав, кг буровая сталь, м крепежный лес, м ³ электроэнергия, кВт·ч и т. д.										
5. Выход рудной массы с 1 м шпура (скважины), т										
6. Средняя производительность труда одного рабочего по забой, т/смену: бурильщика скрепериста										
7. Трудоемкость работ, чел·смен: бурильщиков скреперистов крепыльщиков взрывников										
8. Производительность блока, т/мес										
9. Продолжительность цикла (смены или часы) по процессам: бурения заряжения и взрывания проветривания выпуска (доставки) поддержания										
10. Общая продолжительность каждой стадии, смен										
11. Расход машинного времени (в станко-сменах): буровой станок НКР-100М и т. д.										

ТАБЛИЦА 15

	Разряд	Тарифная ставка	Трудоемкость работ (чел-смен)	Сумма заработной платы, руб.
Бурильщик Взрывник и т. д.				
Итого				
Премии и прочие доплаты (20—40 % от фонда заработной платы)				
Всего по основной заработной плате				

ТАБЛИЦА 16

Трудоемкость работ на проходке выработок, чел-смен	Средняя тарифная ставка, руб.	Сумма, руб.	Премии и доплаты (20—40 % от тарифа), руб.	Фонд основной заработной платы, руб.

на оборудование (табл. 18) и затем составляется сводная смета затрат на подготовительно-нарезные работы (табл. 19).

Примечания к табл. 18.

1. Стоимость единицы оборудования принимается по прейскурантам. Транспортные расходы принимаются в пределах 5—15 % (в зависимости от расстояния транспортирования), а монтажные (если оборудование поступает в разобранном виде) — 6 % от отпускной цены. В стоимость единицы оборудования необходимо включать стоимость запасных частей (3 % от цены).

2. Годовой процент амортизации принимается в соответствии с установленными нормами в зависимости от типа оборудования.

3. Сумма амортизации (графа 7) определяется путем деления годовой суммы амортизации (графа 6) на число рабочих смен в году и умножения полученного результата на занятость оборудования при проходке выработок.

4. Итоговый результат подсчитывается по графам 4 и 7.

ТАБЛИЦА 17

Наименование	Количество на блок	Цена единицы, руб.	Сумма затрат, руб.
Материалы ВВ, кг Детонирующий шнур, м Крепежный лес, м ³ и т. д.	Принимается по данным табл. 13	Принимается по прейскурантам	
Итого			
Неучтенные материалы (5 % от учтенных)			
Всего			
Транспортные расходы и наценки для снабженческих и сбытовых организаций (10—15 %)			
Всего по материалам			
Энергия Электроэнергия Сжатый воздух	Принимается по данным табл. 13		
Итого по энергии			

ТАБЛИЦА 18

Оборудование	Число единиц	Стоимость единицы с учетом монтажа и транспортирования, руб.	Общая стоимость, руб.	Процент амортизации (годовой)	Сумма амортизации за год (единица оборудования), руб.	Сумма амортизации за период проходки выработок блока
1	2	3	4	5	6	7
Перфоратор ПК-60 Погрузочная машина ППН-3 и т. д.						
Итого						

ТАБЛИЦА 19

Статья затрат	Сумма, руб.
Основная заработная плата	По табл. 16
Материалы	По табл. 17
Энергия	По табл. 17
Амортизационные отчисления	Итог графы 7 табл. 18
Итого прямых затрат	
Вспомогательные работы (откатка, подъем, вентиляция, водоотлив и др.)	25—35 % от прямых затрат
Накладные расходы (дополнительная заработная плата, начисления на заработную плату, охрана труда и прочие административно-хозяйственные расходы)	27 % от прямых затрат
Всего	
Средняя стоимость подготовительно-нарезных выработок	
1 м ³	Определяется делением общей суммы затрат на общий объем или длину выработок (табл. 12)
1 м	

Определение расходов на очистную выемку.

Приведенные формы смет (табл. 15, 17, 18, 19) используются для определения себестоимости 1 т руды при очистной

ТАБЛИЦА 20

Статья затрат	Сумма затрат, руб.	Добыча руды, т	Сумма на 1 т, руб.
Основная заработная плата			
Дополнительная заработная плата (8,5—10 % от основной)			
Начисление на заработную плату (7,9 % от основной и дополнительной)			
Материалы			
Энергия			
Амортизационные отчисления			
Текущий ремонт и содержание оборудования			
Охрана труда (2,5—3 % от основной заработной платы)			
Всего			

Основные технико-экономические показатели.

На основании приведенного расчета системы разработки выводятся основные технико-экономические показатели.

Наименование показателя	Величина показателя
Промышленный запас руды в блоке, т	По табл. 12
Коэффициент извлечения	То же
Коэффициент разубоживания	»
Количество рудной массы, т	»
Удельный вес подготовительных работ, %	Деление объема подготовительных и нарезных выработок (табл. 12) на промышленный запас руды в блоке (м ³)
Производительность труда одного рабочего на проходке подготовительно-нарезных выработок, м ³ /смену	Деление итога позиции I-3 на итог позиции III-5 (табл. 13)
Производительность труда одного забойного рабочего, т/смену	По табл. 14
Производительность труда одного рабочего по системе с учетом подготовительно-нарезных работ, т/смену	Деление количества рудной массы (табл. 12) на сумму позиций III-5 (табл. 13) и (табл. 14)
Месячная производительность блока при нормальной стадии, т	По табл. 14
Общая продолжительность отработки блока, мес	График отработки блока
Себестоимость 1 м ³ подготовительно-нарезных выработок, руб.	По табл. 19
Себестоимость 1 т рудной массы при очистной выемке, руб.	По табл. 20
Себестоимость 1 т рудной массы франко-люк с учетом подготовительно-нарезных работ, руб	Сумма затрат на подготовительно-нарезные работы (табл. 19) и расходов на очистную выемку (табл. 20) делится на объем добытой рудной массы (табл. 12)

выемке. Расходные показатели в сметах принимаются из итоговой графы табл. 14 (на блок). В случае необходимости можно вывести себестоимость руды для отдельных стадий очистной выемки, принимая в сметах соответствующие показатели из табл. 14. Сводная смета расходов на очистную выемку приведена в табл. 20.

При определении расходов на ремонт и содержание оборудования необходимо годовую сумму этих расходов (4—7 % от стоимости оборудования) умножить на срок отработки блока (в годах).

§ 83. РАСЧЕТ ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Исходные данные. Разработка участка месторождения запроектирована этажно-камерной системой с отбойкой вертикальных слоев руды встречными весрными комплектами глубоких скважин. Мощность пласта 20 м, руда маг-

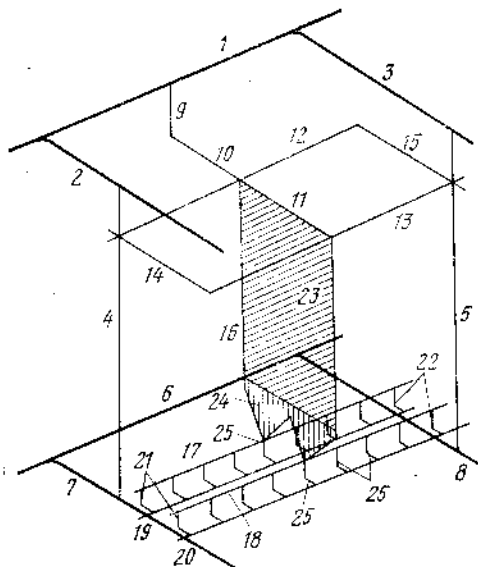


Рис. 136. Схема подготовки блока при этажно-камерной системе разработки

титовая с коэффициентом крепости $f=8-10$. Вмещающие породы — устойчивые сланцы и габбро ($f=10-12$). Плотность руды $3,5 \text{ т/м}^3$, вмещающих пород $2,8 \text{ т/м}^3$. Падение пласта вертикальное.

Подсечка траншейная, выпуск руды производится на горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточных ортов.

Схема расположения подготовительно-нарезных выработок показана на рис. 136. Выработки 1, 2, 3, 6 проведены до начала подготовки блока. На рис. 137 изображена система после завершения начальной стадии очистной выемки.

Распределение промышленных и извлекаемых запасов по элементам системы разработки приведено в табл. 21.

В первой графе указан номер выработки (по рис. 136 и 137).

Один блоковый, состоящий и откаточный орт в таблицу не включены, так как они будут служить для отработки соседнего блока.

Разубоживание при проведении выработок принято 5 % (0,05) в связи с тем, что ряд нарезных выработок 12, 13, 20 располагается по контакту с пустыми породами.

Суммарные коэффициенты потерь и разубоживания определены после вычисления извлекаемого запаса и рудной массы.

Удельный вес подготовительных работ составляет

$$3882 : 72000 \cdot 100 = 5,4 \%$$

Опуская расчет проходки подготовительных и нарезных выработок, поскольку он рассматривается в курсе проведения и крепления горных работ, покажем на примере расчет технологического процесса очистной выемки.

Расчет нормальной стадии очистной выемки.

Нормальная стадия очистной выемки (см. рис. 137) состоит в бурении из штреков 12 и 13 встречных веерных комплектов глубоких скважин с последующим их заряджанием и взрыванием, проветриванием очистного пространства и доставкой отбитой руды скреперованием по штрекам 19 и 20 к погрузочным полкам в ортах 7 и 8.

Скважины бурят станком НКР-100М, доставка руды скреперной лебедкой ЛС-55 со скрепером вместимостью $0,35 \text{ м}^3$. В каждом штреке скреперования установлены по две лебедки.

На основании практических данных для скважин диаметром 100—110 мм принимаем толщину отбиваемого слоя 3,5 м при расстоянии между концами скважин 4 м. Объем слоя без учета потерь и разубоживания руды равен $20 \cdot 40 \cdot 3,5 = 2800 \text{ м}^3$.

Суммарная глубина скважин на слой

$$2 AB/a = 2 \cdot 40 \cdot 20 : 4 = 400 \text{ м.}$$

Суммарный заряд на слой при вместимости в 1 м скважины 7 кг и коэффициенте заполнения скважин 0,75 составит $7 \cdot 400 \cdot 0,75 = 2100 \text{ кг}$.

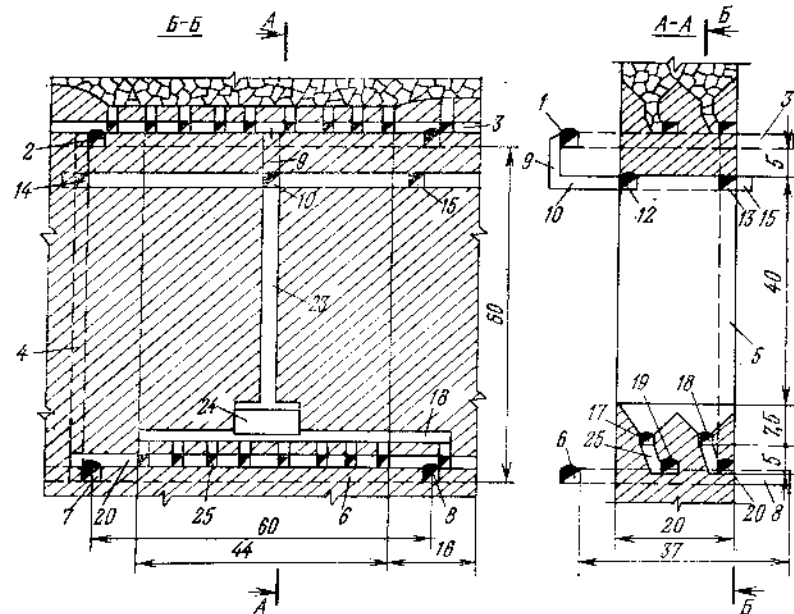


Рис. 137. Схема этажно-камерной системы разработки

1. Продолжительность обустройства слоя одним буровым станком при сменной производительности бурения по породам данной крепости $6,9 \text{ м/смену}$ будет равна $400 : 6,9 = 58 \text{ смен}$.

2. Сменная производительность лебедки ЛС-55 со скрепером вместимостью $0,35 \text{ м}^3$ при среднем расстоянии скреперования 15 м равна $38,3 \text{ м}^3$ (в массиве).

При загрузке одного состава одновременно двумя скреперными лебедками определяем производительность двух лебедок (с учетом поправочного коэффициента 0,9, учитывающего увеличение простоев лебедки при замене вагонов) $38,3 \cdot 0,9 \cdot 2 = 69 \text{ м}^3/\text{смену}$.

Продолжительность уборки руды одного слоя (с учетом 210 м^3 подсечки на каждый отбитый слой, которая ведется параллельно с отбойкой скважин) $(2800 + 210) : 69 = 43 \text{ смен}$.

3. В расчете очистной выемки при этажно-камерных системах разработки важна связь буровых работ с уборкой руды. Время обустройства слоя должно равняться времени уборки отбитой руды. В нашем случае время на уборку руды $45 : 3 = 15 \text{ сут}$, а бурение двумя станками (из двух буровых штреков) $58 : 2 : 3 = 9,7 \text{ сут}$. Продолжительность операций можно уравнивать, приняв двусменную работу станков в сутки; тогда время обустройства составит $58 : 2 : 2 = 14,5 \text{ сут}$.

4. На заряджании и взрывании двух слоев принимаем две смены. При норме 850 кг/смену расход рабочей силы только на заряджание составит $2 \cdot 2100 : 850 = 5 \text{ чел/смену}$.

5. На проветривание и на приведение выработок в безопасное состояние и текущий ремонт оборудования принимаем по две смены. Буровые станки можно ремонтировать в третью нерабочую смену.

Отработка слоев с двух сторон одновременная при замедленном взрывании одного слоя относительно другого. Число отбиваемых слоев при ширине отрезной щели $2-2,2 \text{ м}$ равно $(44 - 2,1) : 3,5 = 12$; число циклов (взрывов) $12 : 2 = 6$.

ТАБЛИЦА 21

Элементы системы разработки (см. рис. 137)	Длина, м, число	Объем, м ³	Промысловый запас		Коэффи- циент извлече- ния	Извлекаемый запас		Коэффи- циент уборки- вания	Колл- чество рудной массы, т
			т	%		т	%		
Подготовительные выработки									
Штрек откаточный 6	60	540							
Орт откаточный 8	37	296	560						
Восстающий блоковый 5	60	300	1 050						
Нарезные выработки									
Штреки скреперования 19, 20	60×2	600	2 100						
Штреки трапешные 17, 18	53×2	440	1 540						
Ходки 21, 22	5×4	80	280						
Дучки 25	5×14	280	980						
Отрезной восстающий 16	40	120	420						
Буровые штреки 12, 13	53×2	742	2 597						
Орты 14, 15	22×2	308	980						
Орт отрезной 11	16	112	392						
Сбойка вентиляционная 9	8	24	—						
Сбойка вентиляционная	10	40	—						
Итого	701	3882	10 899	4,3	1	10 899	5,3	0,05	11 450
Очистная выемка									
Отрезная пель 23		1 600	5 400						
Подсечка первоначальная 24		900	3 350		0,95	5 800	—	0,1	6 430
Подсечка параллельно с очистной выемкой		1 740	6 090		0,95	110 000	53	0,1	122 000
Нормальная стадия		33 000	115 500	46					
Итого		37 240	130 340	52	0,95	124 000	60	0,1	138 000
Отработка пелюков		31 646	110 761	43	0,65	72 000	34	0,2	90 000
Всего		72 768	25 200	100	0,82	207 000	100	0,136	239 500

На период взрыва буровые станки во избежание поломок их взрывной полной целесообразно перенести из буровых штресков в орты 14 и 15 (см. рис. 136 и 137).

Заряжание и взрывание скважин приурочивается к концу рабочей недели, чтобы для проветривания использовать нерабочий день. Такая организация работ обычно требует значительного опережения бурения; число слоев, взрывааемых за один прием, так же как и интервалы между взрыванием, непостоянны.

6. Подсечка ведется параллельно с очистной выемкой. Объем подсечки 1740 м³ (сюда не входят 900 м³, извлеченных из подсечки до начала очистной выемки).

Для подсечки принимаем штанговые шпурсы диаметром 72 мм. Толщина отбиваемого при подсечке слоя 2 м; расстояние между концами штанговых шпуров 2 м. Выход горной массы с одного шпурометра составит 2 м³; удельный расход аммонита № 6 1,5 кг/м³.

Приняв производительность труда бурильщика 8 м/смену, определим продолжительность подсечки одним бурильщиком

$$1740 : 2 : 8 = 108 \text{ смен (36 сут.)}$$

7. Коэффициент использования скреперных установок во времени для данных условий не превышает 0,3, вследствие чего скреперист, имеющий Единую книжку взрывника, имеет возможность выполнять ликвидацию заваливания руды в дучках и вторичное дробление руды на горизонте скреперования. Принимаем для данных условий расход ВВ и ДШ на вторичное дробление равным 50 % от расхода на первичную отбойку.

8. Затраты труда на зарядку штанговых шпуров при норме на одного взрывника 400 кг/смену

$$1,5 \cdot 1740 : 400 = 6 \text{ чел.-смен.}$$

9. Затраты на подноску ВМ определяются исходя из нормы 60 мешков в смену на одного подносчика при подъеме по восстающим выработкам (лебедкой), 80 мешков при подноске вручную по горизонтальным выработкам (до 30 м) и 70 мешков при доставке в вагонетках.

Основные показатели нормальной стадии очистной выемки (с подсечкой) следующие:

Объем, м ³	34 740
Извлекаемый запас, т	115 800
Количество рудной массы, т	128 430
Расход материалов и энергии на весь объем:	
ВВ, кг	41 700
в том числе на вторичное дробление	13 900
детонирующий шнур, м	18 900
в том числе на вторичное дробление	6300
буровые коронки для станка, шт.	95
буровой стали, м	144
буровые коронки (для перфоратора), шт.	18
пневмоударник, шт.	4
канат скреперной лебедки, м	1200
электроэнергия, кВт·ч	75 000
сжатый воздух, м ³	1 700 000
вода, м ³	3240
Выход рудной массы с 1 м скважины, т	25
Среднесменная производительность труда, т:	
зайного рабочего за период нормальной стадии	43,5
очистной выемки	76
бурильщика (на станке)	110
скрепериста	

Затраты труда, чел-смен	2951
в том числе:	
машиниста бурового станка	800
помощника машиниста бурового станка	800
скрепериста	1180
бурильщика (на подсечке)	108
взрывника	36
подносчика ВМ	27
Производительность блока, т/мес	39 000
Продолжительность цикла, смен	50
Общая продолжительность стадии, смен	345
Задолженность оборудования (в станко-сменах):	
буровой станок НКР-100М	1200
перфоратор ПК-60	108
скреперная лебедка ЛС-55	1180
погрузочный скреперный полук	1180

Построение графиков на отработку блока.

На основе проведенных расчетов построены циклограммы на отработку слоя и камеры (рис. 138). Рабочая неделя принята непрерывная.

Общая продолжительность нормальной стадии очистной выемки камеры 345 смен. Месячная производительность блока $128\,430 \cdot 90 : 295 = 39\,000$ т.

а

Наименование операций	Продолжительность (в сменах)	Сутки, смены																
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Бурение	29	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Скреперование	45	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Заряжание и взрывание (подносной ВМ)	2																	■
Пробетрирование	2																	■
Приведение выработок в безопасное состояние	2																	■
Текущий ремонт оборудования, переноска станков до взрыва и после взрыва	4																■	■

б

Наименование операций	Месяцы, декады											
	1			2			3			4		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Бурение (в 2 смены)	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Скреперование (в 3 смены)	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Заряжание, взрывание, пробетрирование и прочие операции	■			■			■			■		
Продолжительность (смены)												

ТАБЛИЦА 22

Выработка (в скобках число)	Длина, м. Объем выра-ботки, м³	Номера выра-боток	Скорость проходки в месяц одним забоем, м	Продолжительность проходки одним забоем, сут	Средне-суточное число выходов рабочих на один забой, чел-смен
Штрек откаточный (1)	—	6	Проведен То же		
Штрек вентиляционный (1)	—	1	»		
Орт вентиляционный (2)	37	2,3	»		
Орт откаточный (2)	37	7,8	100	11	12
Восстающий блоковый (2)	60	4,5	60	30	7
Штрек скреперования (2)	60	19,20	80	22	5
Штрек траншейный (2)	55	17,18	80	21	5
Ходки (4)	5	21,22	120	1,25	5
Дучки (14)	5	25	120	1,25	5
Отрезной восстающий (1)	40	16	—	8	7
Буровой штрек (2)	53	12,13	75	21	5
Орт (2)	22	14,15	75	9	5
Орт отрезной (1)	16	11	60	8	5
Сбойка вентиляционная (1)	10	10	75	4	5
То же	8	9	60	4	5
Отрезная щель	1600	23	—	27	6
Первоначальная подсечка (включая отрезные восстающие для нее)	900	24	—	20	6

Построим методом сетевого планирования график подготовительных и нарезных работ, включая начальную стадию очистной выемки — образование отрезной щели и первоначальную подсечку.

Данные граф 4, 5, 6 в табл. 22 принимаются такие же, как и при расчете подготовительно-нарезных выработок (см. табл. 13).

Первоначально принятый порядок проходки показан на сетевом графике (рис. 139, а). Цифры в кружках условно означают окончание соответствующей операции (проходки той или иной выработки). Цифры над сплошными линиями указывают продолжительность операции в сутках, под линиями — число занятых рабочих. Штриховые линии, соединяющие отдельные позиции графика, указывают на необходимость окончания этих работ до производства следующей операции. Последовательность расположения позиций на линии соответствует последовательности совершаемых операций.

Указанный график составлен из условия производства четверти первоначальной подсечки (225 м³) до момента проходки отрезного восстающего и остальной подсечки к началу образования отрезной щели.

Проведение бурового штрека предусматривается раньше отрезного восстающего, который проходят из бурового штрека путем секционного взрывания глубоких скважин.

Ниже приводится расшифровка отдельных позиций графика:

0—1 — проведение откаточных ортов 7, 8 (см. рис. 136 и 137) двумя забоями одновременно;

1—2 — проходка восстающих 4, 5 двумя забоями одновременно;

1—3 — проведение штреков скреперования 19, 20 четырьмя забоями одновременно;

2—4 — проведение ортов 14, 15 двумя забоями одновременно;

2—5 — проведение буровых штреков 12, 13 двумя забоями одновременно;

Рис. 138. Циклограмма на отработку слоя (а) и блока (б)

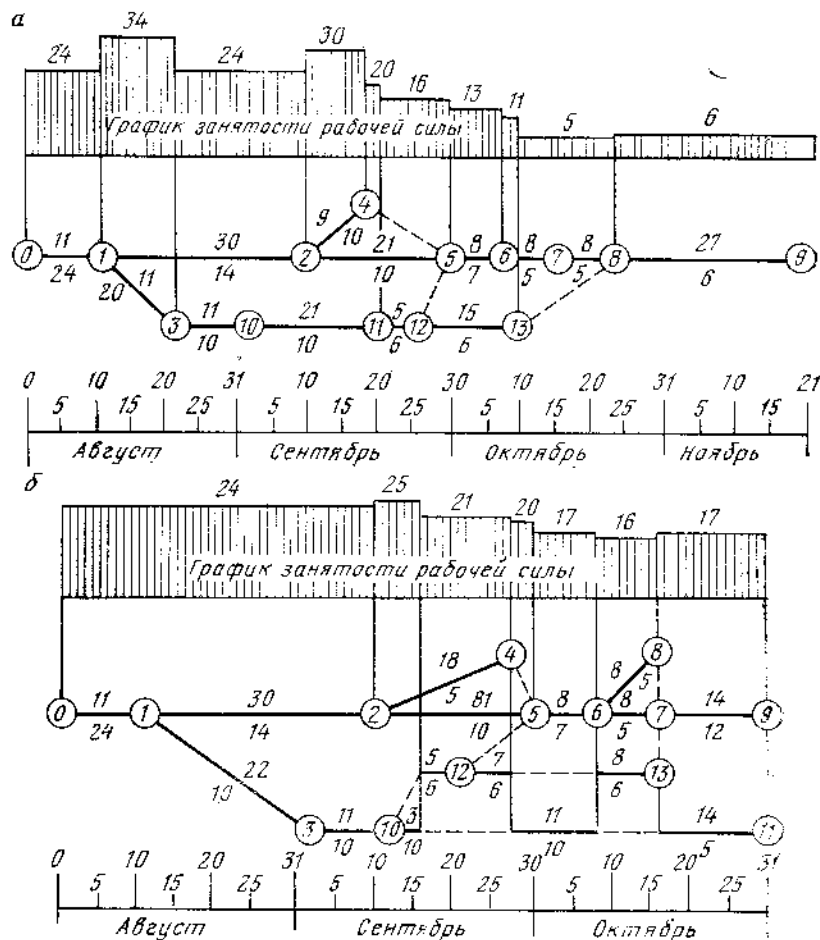


Рис. 139. Календарно-сетевые графики и графики занятости рабочей силы при подготовке блока

- 5—6 — проходка отрезного восстающего 16;
- 6—7 — проведение отрезного орта 11;
- 7—8 — проведение вентиляционных сбоек 10 и 9;
- 8—9 — образование отрезной щели 23;
- 9—10 — проходка четырнадцати дучек и четырех ходков двумя забоями одновременно;
- 10—11 — проведение траншейных штреков 17, 18 из дучек двумя забоями одновременно;
- 11—12 — подсечка для отрезного восстающего (225 м³);
- 12—13 подсечка оставшаяся (675 м³).

Из графика следует, что критический путь, вызывающий наибольшие затраты времени, идет по линии, соединяющей позиции 0—1—2—5—6—7—8—9 и составляет 113 сут, т. е. не укладывается в установленный заданный срок 92 дня.

Кроме того, график занятости рабочей силы свидетельствует о недостаточном равномерном распределении объема работ по времени.

Дальнейшее совершенствование графика должно заключаться в сокращении продолжительности операций на критическом пути и изменении продолжительности или очередности (если это возможно) операций по линиям 1—3—10—11—12—13—8 и 2—4—5 с целью более равномерного распределения работ по времени.

Для сокращения критического пути совместим проведение отрезного орта 11 (операция 6—7) с проходкой вентиляционных сбоек 10, 9 (см. рис. 139). Кроме того, обустройство отрезной щели будем вести двумя станками с соответствующим увеличением числа рабочих. Оба этих мероприятия позволяют сократить продолжительность подготовки на 21 день, т. е. уложиться в намеченный срок.

Для более равномерного распределения объема работ по времени внесем следующие изменения в график:

1. Проходку ортов 14 и 15 (операция 2—4) будем вести последовательно одним забоем, что уменьшает число занятых в этот период рабочих.

2. В два раза увеличим время на проведение штреков скрепирования 19, 20 (операция 1—3), сокращая в два раза число одновременно работающих забоев и рабочих.

3. Принимая во внимание, что первоначальная подсечка и проведение основной части траншейных штреков могут вестись как последовательно, так и параллельно и что проведение траншейных штреков (с одной стороны блока) можно осуществлять одновременно с образованием отрезной щели, изменим как последовательность, так и продолжительность этих операций (10—11, 11—12, 12—13).

На новом графике (рис. 139, б) штриховые линии в разрыве между сплошными указывают на перерыв в производстве этих работ.

Изменения графика работ позволяют уменьшить максимальное число занятых рабочих с 34 до 25 и равномерное распределение объема работ на период подготовки блока.

Таким образом, в новом графике измененные позиции означают:

- 1—3 — проведение штреков скрепирования 19, 20 двумя забоями одновременно;
- 2—4 — проведение ортов 14, 15 одним забоем;
- 6—8 — проведение вентиляционных сбоек 9 и 10 одним забоем;
- 7—9 — образование отрезной щели 23;
- 10—12—13 — подсечка блока 24;
- 10—11 — проведение траншейных штреков 17 и 18 (двумя и одним забоем).

Обозначение и содержание остальных позиций остается без изменения.

Подобный сетевой график можно составить на одновременную подготовку и отработку нескольких блоков. В отличие от обычных циклограмм сетевой график отражает более глубокую зависимость во времени между отдельными операциями (а не только последовательность), позволяет определять критический путь и проще решать вопросы перераспределения объема работ и сокращения общего срока их выполнения.

§ 84. РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ СЕТКИ СКВАЖИН

Выбор схемы расположения скважин. Выбор расположения скважин определяется в первую очередь техническими возможностями. Например, верное расположение скважин иногда

невозможно из-за сильного разрушения междукамерных целиков зарядами в концах скважин; пучковое — невозможно из-за сильного сейсмического эффекта и разрушения окружающего массива руд.

Когда технически приемлемы две или три схемы, выбор между ними делается путем сравнения затрат на бурение скважин и проведение буровых выработок:

$$P = pL + qV, \quad (33)$$

где P — полные затраты на буровые работы (с учетом проведения буровых выработок), руб.; p — затраты на бурение 1 м скважины, руб.; L — суммарная длина скважин (на блок, слой), м; q — затраты на проведение 1 м³ буровой выработки, руб.; V — объем буровых выработок (на блок, слой), м³.

Суммарная длина скважин на слой при веерном расположении

$$L_v = 2AB/a; \quad (34)$$

при параллельном расположении

$$L_n = AB/b + A, \quad (35)$$

где A , B — соответственно длина и ширина обуриваемого слоя; a , b — расстояние между скважинами (концами скважин) соответственно при веерном и параллельном их расположении.

При отсутствии оконтуривающей скважины с одной из сторон слоя

$$L_n = AB/b. \quad (36)$$

Если толщина слоя равна расстоянию между скважинами, то суммарная глубина скважин на весь блок с размерами $A \times B \times C$ составит:

для веерного расположения

$$L_v = 2ABC/a^2; \quad (37)$$

для параллельного расположения

$$L_n = ABC/b^2; \quad (38)$$

для пучкового расположения скважин

$$L_{пч} = 3ABC/c^2, \quad (39)$$

где c — расстояние между концами скважин в пучке.

Для одних и тех же условий целесообразно принимать

$$a = b = c.$$

Пример 1. При системе подэтажного обрушения обуривание подэтажа ведется тремя горизонтальными всерьными комплектами скважин при толщине слоя и расстоянии между концами скважин 5 м (рис. 140). Целесообразен ли переход на пучковое обуривание этого подэтажа из нижней буровой камеры,

если затраты на бурение 1 м скважины $p=2$ руб., на 1 м³ буровых выработок $q=12$ руб.

Решение.

1. Разница в суммарной длине скважин при пучковом и веерном расположении составит при $a=c$

$$\begin{aligned} \Delta L &= L_{пч} - L_v = 3ABC/a^2 - \\ &- 2ABC/a^2 = ABC/a^2 = \\ &= 15 \cdot 12 \cdot 20 : 5 = 720 \text{ м.} \end{aligned}$$

Таким образом, при пучковом расположении скважин затраты по бурению на $2 \cdot 720 = 1440$ руб. выше, чем при параллельном.

2. Экономия от сокращения объема буровых выработок при пучковом расположении будет равна

$$(26 \cdot 2 + 4 \cdot 10) \cdot 12 = 1100 \text{ руб.,}$$

где 26 — объем одной буровой камеры, м³.

Следовательно, веерное расположение позволяет в данных условиях получить экономию $1440 - 1100 = 340$ руб.

Пример 2. Определить экономическую целесообразность отбойки всерьными комплектами глубоких скважин по сравнению с отбойкой параллельными скважинами, если затраты на 1 м буровых выработок 50 руб., затраты на 1 м скважины 3 руб., $a=4$ м, $b=3$ м, толщина слоя при параллельном расположении 5 м.

Решение.

1. Общая длина скважин на слой:

при веерном расположении

$$L_v = 2AB/a = 2 \cdot 20 \cdot 30 : 4 = 300 \text{ м;}$$

при параллельном расположении

$$L_n = AB/b + A = 20 \cdot 30 : 3 + 30 = 230 \text{ м.}$$

2. Длина буровых выработок на слой:

при веерном расположении 4 м;

при параллельном $5 + 18 = 23$ м.

3. Суммарные затраты на обуривание (с учетом проведения буровых выработок):

при веерном расположении

$$3 \cdot 300 + 50 \cdot 4 = 1100 \text{ руб.;}$$

при параллельном

$$3 \cdot 230 + 50 \cdot 23 = 1840 \text{ руб.}$$

4. Затраты на 1 м³ буровых работ:

при веерном расположении

$$1100 : 20 \cdot 30 \cdot 4 = 0,46 \text{ руб.;}$$

при параллельном расположении

$$1840 : 20 \cdot 30 \cdot 5 = 0,61 \text{ руб.}$$

Следовательно, даже без учета других преимуществ веерного расположения скважин (меньше объем мелкошпурового бурения при проведении буровых выработок, большая безопасность и др.) оно для данных условий целесообразнее параллельного.

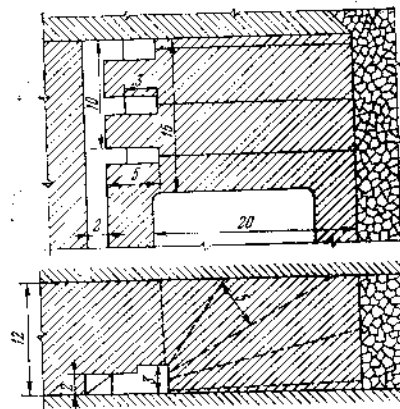


Рис. 140. Веерное расположение скважин при подэтажном обрушении

Расчет сетки скважин при известном удельном расходе ВВ
Общий заряд (кг) на отбиваемый слой

$$Q = qABm, \quad (40)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; A , B , m — соответственно длина, ширина и толщина отбиваемого слоя, м.

Общая длина скважин в слое при параллельном и веерном расположении определяется по формулам (34), (35), (36).

С другой стороны

$$L = Q/Q_1 = qABm/Q_1, \quad (41)$$

где Q_1 — среднее количество ВВ на 1 м скважины.

$$Q_1 = \alpha \pi d^2 / 4 \cdot 10 \gamma_{ВВ} \varphi, \quad (42)$$

где α — средний коэффициент заполнения скважин по длине ($\alpha = 0,9 \div 1,0$ — при параллельном расположении, $\alpha = 0,6 \div 0,7$ — при веерном расположении, $\alpha = 0,4 \div 0,45$ — при пучковом расположении); d — диаметр скважины, мм; $\gamma_{ВВ}$ — плотность ВВ, кг/дм³; φ — коэффициент заряжения (для объема скважины, заполненной ВВ); $\varphi = 0,8 \div 0,9$ — при ручном заряжении, $\varphi = 0,9 \div 1,0$ — при механическом заряжении).

Приняв $m = ka$ (k — величина, обратная коэффициенту сближения скважины, равная 1—1,2 при параллельном расположении), $m = kb$ ($k = 0,8 \div 1$ при веерном расположении) и приравняв (40) и (41), найдем из них a , b и c .

Пример 3. Рассчитать параметры сетки скважин, если отбойка ведется вертикальными веерами глубоких скважин из бурового штрека. Диаметр скважин 110 мм, удельный расход ВВ 0,2 кг/т, плотность пород 3,6 т/м³. Количество ВВ на 1 м 7,5 кг (при полном заполнении).

Решение.

Приравниваем (41) и (34) для веерного расположения скважин

$$qABm/Q_1 = 2AB/a; \quad (43)$$

при $m = a$ получим

$$qa/Q_1 = 2/a, \quad (44)$$

откуда

$$a^2 = 2Q_1/q; \quad a = \sqrt{2Q_1/q} \quad \text{или} \quad a = 1,4 \sqrt{Q_1/q}. \quad (45)$$

$$Q_1 = 0,7 \cdot 7,5 = 5,2 \text{ кг.}$$

$$q = 0,2 \cdot 3,6 = 0,72 \text{ кг/м}^3,$$

$$a = 1,4 \sqrt{5,2 : 0,72} = 3,8 \text{ м.}$$

Приняв $a = 3,8$ м, построим сетку скважин. При зарядке коэффициенты заполнения скважин по длине чередуются в веере в последовательности: 1, $\frac{2}{3}$, $\frac{1}{2}$, 1, $\frac{2}{3}$, $\frac{1}{2}$ и т. д.

Проверка. Общая длина скважин

$$L_{\text{в}} = 2AB/a = 2 \cdot 20 \cdot 30 : 3,8 = 315 \text{ м.}$$

$$\text{Общий расход ВВ} = 315 \cdot 7,5 \cdot 0,7 = 1640 \text{ кг.}$$

Удельный расход ВВ

$$q = Q/ABm = 1640 : 20 \cdot 30 \cdot 3,8 = 0,72 \text{ кг/м}^3,$$

что соответствует условию.

§ 85. РАСЧЕТ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Для принятого варианта системы разработки с закладкой устанавливаются необходимые параметры — длина блока, высота этажа, высота отбиваемого слоя, толщина надштрекового и подштрекового целиков. Далее определяются схемы подготовительных и нарезных работ и их объемы, приводятся описание технологии очистной выемки в блоке и перечень используемого при этом оборудования.

Основные элементы расчета рассмотрим на примере варианта системы горизонтальными слоями с гидравлической закладкой выработанного пространства для крутопадающего месторождения мощностью 3,8 м с плотностью руды 3,5 т/м³, коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова $f = 10$. Вмещающие породы не минерализованы. Среднее содержание металла в руде 5,3 %. Допустимые потери руды при очистной

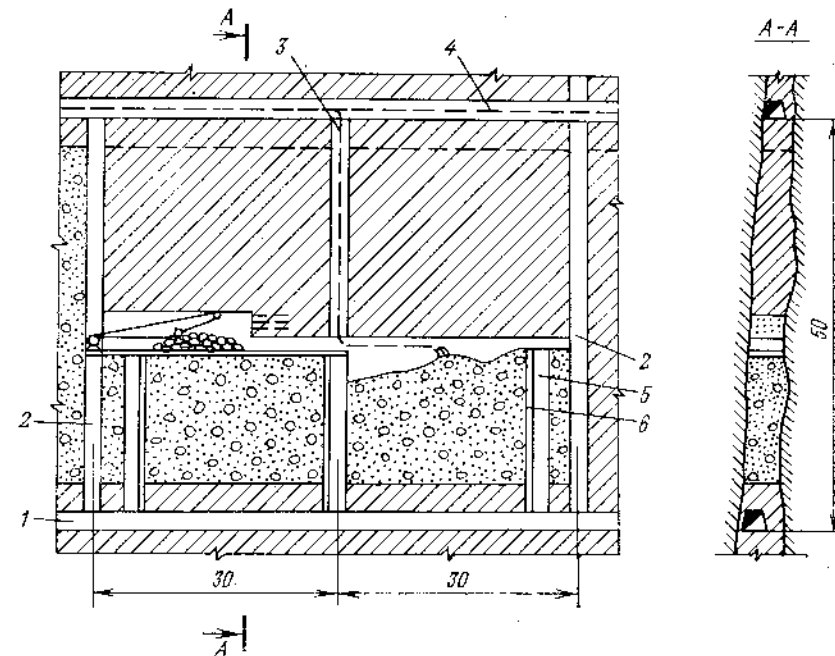


Рис. 141. Схема системы разработки горизонтальными слоями по простиранию с гидрозакладкой:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — закладочный восстающий; 4 — вентиляционный штрек; 5 — рудоспуск; 6 — дренажная труба

выемке 2 %, разубоживание 3 %. Обрушение поверхности недопустимо.

Принятый вариант системы разработки для заданных условий показан на рис. 141.

Подготовительные и парезные работы в блоке заключаются в проведении рудного откаточного штрека, проходке блокового вентиляционно-ходового и закладочного восстающих и коротких участков рудоспусков, пересекающих надштрековый целик.

Вентиляционно-ходовые и закладочный восстающие проходятся в два отделения и закрепляются сплошной срубовой крепью.

Рудоспуски также закрепляются сплошной срубовой крепью, обшиваются изнутри, а с внешней стороны изолируются полиэтиленовой пленкой.

Очистная выемка в блоке начинается с уровня кровли надштрекового целика высотой 3 м, который временно оставляется над откаточным штреком и обеспечивает благоприятные условия эксплуатации последнего.

Отработка камерных запасов руды осуществляется горизонтальными слоями мелкошпуровым способом с использованием ручных бурильных машин ПР-30К. Руда доставляется скреперными установками 10ЛС-2С, расположенными в блоковых вентиляционно-ходовых восстающих. Гидрозакладка в блок подается по трубопроводу $\varnothing 120$ мм, расположенному в вентиляционном штреке и в центральном закладочном восстающем.

Блок делится на два полублока; работы в них организуются так, чтобы когда в одном полублоке извлекается руда, в другом — укладывается закладка.

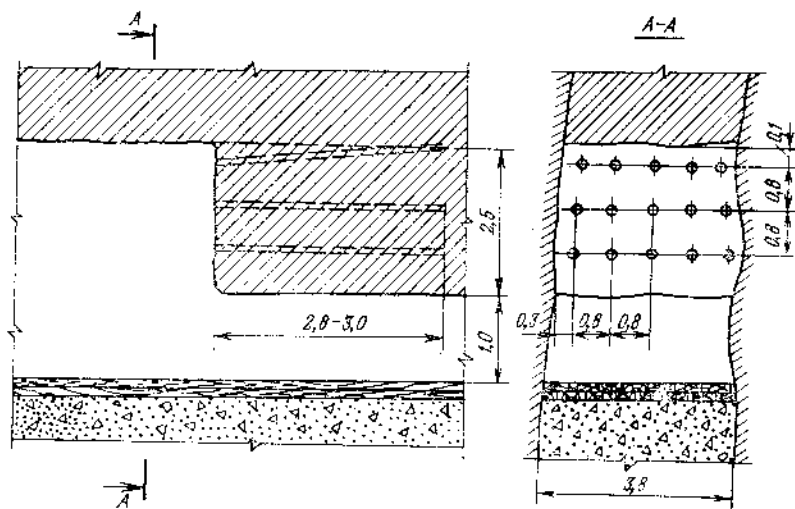


Рис. 142. Расположение шпуров при отбойке руды в слое

Выемка камерных запасов осуществляется горизонтальными слоями в направлении от блокового восстающего к центру блока.

Высота отрабатываемого слоя 2,5 м, глубина шпуров 2,8—3 м. Расположение шпуров параллельное, слаборадиальное по сетке $0,8 \times 0,8$ м. Число шпуров на забой отбиваемого слоя определяется графически (рис. 142).

Основные производственные процессы включают отбойку руды, проветривание забоя, уборку отбитой руды, закладку выработанного пространства.

Производительность бурильщика (т/смену) при норме выработки H_6 и коэффициенте перевыполнения нормы выработки $k_{пер}$ определяется по формуле

$$P_6 = K_{пер} H_6 \lambda, \quad (46)$$

где λ — выход руды с 1 м шпура.

Продолжительность обуривания забоя (смен) при одновременной работе n_6 бурильщиков составит

$$T_6 = T_c / P_6 n_6, \quad (47)$$

где T_c — количество руды, отбиваемой на взрыв.

Продолжительность заряжания и взрывания определяется в зависимости от вида применяемой механизации и способа взрывания. Желательно этот процесс приурочить к перерыву между сменами, так же как и процесс проветривания.

Доставка руды осуществляется скрепером вместимостью $0,25 \text{ м}^3$. Производительность (т/смену) скрепера P_c при норме выработки H_c и коэффициенте перевыполнения $k_{пер}$

$$P_c = k_{пер} H_c. \quad (48)$$

Продолжительность (смен) уборки отбитой руды

$$T_{уб} = T_c / P_c. \quad (49)$$

Для сокращения потерь рудной мелочи в закладке отбойка руды ведется на плотно уложенный настил из двойного слоя досок с прокладкой между ними брезента или прорезиненной ткани.

Сменная производительность (м^2) крепильщика P_k при норме выработки H_k и коэффициенте перевыполнения нормы $k_{пер}$

$$P_k = k_{пер} H_k; \quad (50)$$

или в тоннах

$$P'_k = P_k h_c \gamma_p, \quad (51)$$

где h_c — высота отбиваемого слоя, м; P_k — производительность крепильщика по укладке настила, $\text{м}^2/\text{смену}$; γ_p — плотность руды, $\text{т}/\text{м}^3$.

Общая трудоемкость (чел-смен) по укладке и снятию настила, а также креплению рудоспусков и установке дренажных труб (чел-смен)

$$T_{к.р} = S_n/P_k + V_{кр}/N_{кр} + S_n/P_k, \quad (52)$$

где $T_{кр}$ — время выполнения крепежных работ в слое; S_n — площадь настила, m^2 ; $V_{кр}$ — объем крепления рудоспусков, m^3 ; $N_{кр}$ — норма выработки на крепление рудоспусков и устройство дренажных труб, $m^2/смену$; P_k — производительность крепилища по снятию настила, $m^2/смену$.

Закладка выработанного пространства производится после полной отработки слоя в полублоке, снятия настила и парашивания рудоспусков. В качестве закладочного материала применяются обесшламленные хвосты обогатительной фабрики, обеспечивающие получение высокой плотности закладочного материала. Параллельно с возведением рудоспусков в закладке наращиваются дренажные трубы, позволяющие осуществлять фильтрацию воды из гидрозакладки.

Трудоемкость (чел-смен) возведения трех рудоспусков на высоту слоя h_c при производительности крепилища по возведению рудоспусков P_k составит

$$T_p = 3h/P_k. \quad (53)$$

Количество твердого закладочного материала (m^3), необходимого для заполнения выработанного пространства одного слоя,

$$Q_3 = V_c k_3 (1 + \varphi) (1 + \alpha) / k_p, \quad (54)$$

где V_c — объем руды, отбиваемой в слое, m^3 ; $k_3 = 0,85 \div 0,9$ — коэффициент полноты гидрозакладки; $\varphi = 0,05 \div 0,1$ — коэффициент усадки гидрозакладки; $\alpha = 0,02 \div 0,05$ — коэффициент выноса закладочного материала водой; $k_p = 1,1$ — коэффициент разрыхления материала закладки.

Расход воды (m^3) при отношении $ж/т$ (жидкого компонента к твердому в пульпе от 1,5:1 до 3:1)

$$Q_w = ж/TQ_3. \quad (55)$$

Продолжительность закладки (смен) выработанного пространства слоя при производительности гидрозакладочной установки (по твердому) P_r равна

$$T = Q_3/P_r. \quad (56)$$

Организация работ в блоке. Число рабочих смен в сутки — N_c . Число циклов в смену — $n_{ц}$. Число одновременно обрабатываемых слоев в блоке — 1.

Среднесуточная производительность блока (т)

$$P_{бл} = T_c N_c n_{ц}. \quad (57)$$

Продолжительность отработки слоя $T_{сл}$ определяется графиком организации работ в блоке (рис. 143).

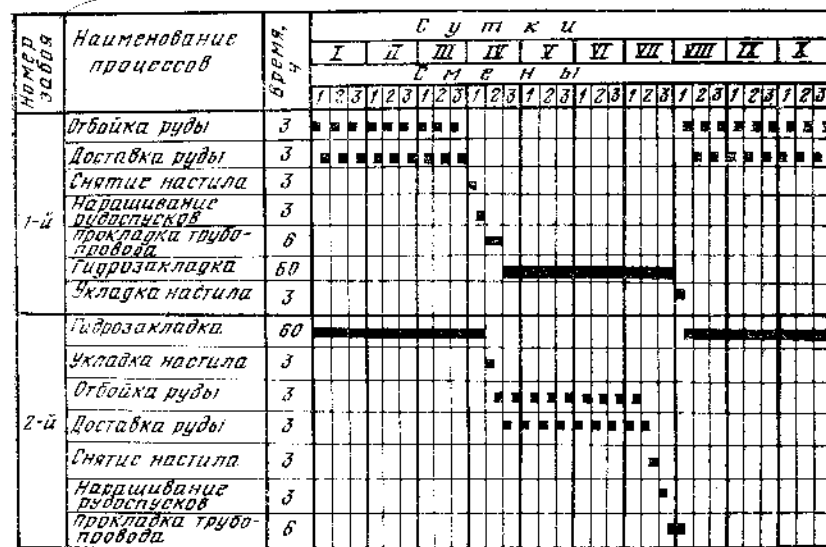


Рис. 143. График организации работ в блоке

Время отработки блока (смен)

$$T_{бл} = T_{сл} n_{сл} \quad (58)$$

или (суток)

$$T_{бл} = Q_k/P_{бл}, \quad (59)$$

где Q_k — камерные запасы руды, т; $T_{сл}$ — число слоев в блоке.

Число блоков в одновременистой очистной выемке для обеспечения суточной производительности участка

$$n_{бл} = \frac{K_0 P_{уч}}{P_{бл}} \psi, \quad (60)$$

где $K_0 = 0,8 \div 0,9$ — удельный вес руды, добываемой очистными работами; $P_{уч}$ — плановая суточная производительность участка; $\psi = 1,25 \div 1,3$ — коэффициент резерва.

Основные технико-экономические показатели.

Расход рабочей силы ΣT на отработку одного слоя: на бурение $T_б$, на уборку $T_{уб}$, на снятие настила, его укладку и возведение крепления рудоспусков $T_{кр}$, на укладку закладки T_3 (чел-смен)

$$\Sigma T = T_б + T_{уб} + T_{кр} + T_3. \quad (61)$$

Производительность труда забойного рабочего (т/смену)

$$P = T_c / \Sigma T, \quad (62)$$

где T_c — количество руды, отбиваемой в слое, т.

Часть 3

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ И СПЕЦИАЛЬНЫМИ СПОСОБАМИ

Глава 17

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 86. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Открытым способом разработки месторождений или открытой разработкой называют такой способ выполнения горных работ, при котором руды металлов и другие полезные ископаемые добывают непосредственно с поверхности земли. Горные выработки, в совокупности называемые карьером, при этом представляют собой в поперечном разрезе незамкнутый контур. Особенно интенсивно открытая разработка стала развиваться в нашей стране в послевоенный период на основе мощного, высокопроизводительного горнотранспортного оборудования, производимого отечественной промышленностью.

В СССР этим способом добывают около $\frac{3}{4}$ руд черных и цветных металлов, неметаллических руд, минеральных удобрений, почти все природные строительные материалы, разрабатывают большую часть россыпных месторождений.

Открытая разработка по сравнению с подземной имеет ряд преимуществ: высокая безопасность и лучшие санитарно-гигиенические условия труда; возможность применения мощных, высокопроизводительных машин и механизмов, что обеспечивает высокую производительность труда и меньшую себестоимость добычи полезного ископаемого; простая организация работ; возможность селективной выемки и более полного извлечения ископаемого из недр; удельные капитальные затраты и сроки строительства карьера меньше, чем шахты такой же мощности; производственную мощность карьера можно увеличивать быстрее, чем шахты.

Благодаря этим преимуществам область применения открытой разработки в настоящее время расширяется.

Интенсивное применение открытой разработки сдерживает большая глубина залегания рудных месторождений или сравнительно небольшая их мощность, вследствие чего приходится

перерабатывать большие объемы покрывающих пород, в несколько раз превышающие объемы добываемых полезных ископаемых. Применение открытой разработки связано с большими трудностями в районах с суровыми климатическими условиями, особенно в зимний период там, где выпадает много осадков и т. д. Открытая разработка имеет существенные недостатки — нарушение значительных площадей земли, в том числе сельскохозяйственных угодий, загрязнение атмосферы и гидросферы, изменение регионального микроклимата и водного режима. На рекультивацию земель, нарушенных открытыми горными работами, и другие способы устранения их отрицательного влияния на окружающую среду расходуются большие материальные средства и трудовые ресурсы. Однако преимущества открытой разработки несколько преобладают над ее недостатками, отрицательное влияние которых с развитием научно-технического прогресса в горном производстве будет со временем резко снижаться.

Открытая разработка подразделяется на два вида работ: вскрышные, обеспечивающие удаление покрывающих, вмещающих полезное ископаемое пустых пород, и добычные, обеспечивающие добычу и транспортировку полезных ископаемых за пределы карьера. Оба этих вида работ ведут совместно, но вскрышные работы всегда опережают добычные.

По видам горнотранспортного оборудования, используемого для вскрыши пустой породы и добычи полезных ископаемых, условно различают следующие виды открытой разработки: экскаваторную, землеройно-транспортную и гидравлическую (применяется в определенных условиях для удаления пустых пород вскрыши и редко при добыче руд).

§ 87. ЭЛЕМЕНТЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Комплекс открытых горных выработок (траншей, котлованов и др.), проводимых для разработки месторождения полезных ископаемых и рассматриваемых как технологическое явление, называют карьером (на россыпных месторождениях и в угольной промышленности — разрезом).

В административно-хозяйственном значении карьером называют горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения полезного ископаемого открытым способом.

В каждый данный момент совокупность горных выработок, именуемых в целом карьером, ограничена верхним контуром — линией, ограничивающей карьер на уровне земной поверхности по его бортам, и нижним контуром — линией, очерчивающей подошву карьера. В процессе разработки контуры карьера непрерывно изменяются. При погашении открытых горных работ, т. е. при конечной глубине и конечных размерах карьера в плане образуются конечные контуры.

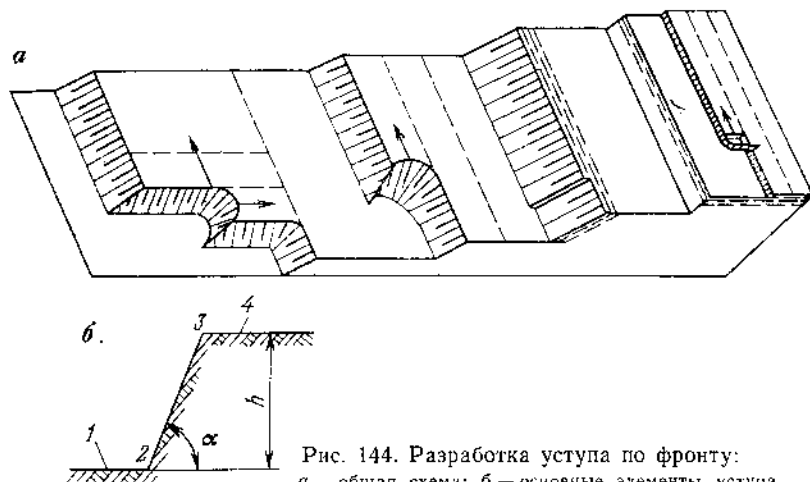


Рис. 144. Разработка уступа по фронту:
а — общая схема; б — основные элементы уступа

Разрабатываемое открытым способом месторождение (или его часть, разрабатываемая этим способом) называется карьерным полем, или полем разреза.

В пределах контуров карьера выемку полезного ископаемого, а также покрывающих и вмещающих пород, производят отдельными горизонтальными или наклонными слоями, причем отработка верхних всегда опережает отработку нижних. Боковые поверхности выработанного пространства, называются бортами карьера. Они образуются в результате послойной выемки покрывающих пород и полезного ископаемого и имеют в разрезе ступенчатую форму или форму уступов (рис. 144, а).

Удаление пород, покрывающих рудное тело, называют вскрышными работами, которые подразделяются на операции, обеспечивающие: выемку и погрузку пород, транспортирование и размещение их в отвалах.

С поверхности к месторождению, а также к его отдельным отработанным слоям доступ обеспечивается проведением открытых горных выработок трапециевидального сечения — траншей.

Каждый отдельный слой полезного ископаемого или покрывающих и вмещающих пород, рабочая поверхность которого имеет форму ступени и разрабатывается самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспортирования, называют уступом. По высоте уступ иногда разделяют на подступы, являющиеся его частями, разрабатываемыми самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемыми транспортом, общим для всего уступа.

Различают следующие элементы уступа (рис. 144, б): 1 — нижняя площадка (берма); 2 — нижняя бровка; 3 — верхняя

бровка; 4 — верхняя площадка; 3—2 — откос; α — угол откоса; h — высота.

Нижняя и верхняя площадки (бермы) — горизонтальные плоскости уступа, ограничивающие его по высоте. Нижнюю площадку (берму) называют также подошвой уступа.

Откос уступа — наклонная плоскость уступа, ограничивающая его со стороны выработанного пространства.

Верхняя и нижняя бровки — соответственно линии пересечения верхней и нижней площадок (берм) с откосом уступа.

Угол откоса уступа зависит от применяемого способа выемки и составляет обычно 60—80° (для нерабочих уступов 45—60°).

Различают площадки (бермы) рабочие, нерабочие и предохранительные.

Рабочая площадка (берма) — площадка, на которой размещают буровые станки, экскаваторы, транспортные средства и другое горнотранспортное оборудование. Ее ширина бывает от 30 до 70 м и зависит от типа оборудования, схемы его размещения и от высоты уступа.

Нерабочая площадка (берма) — площадка, на которой не размещается ни горное, ни транспортное оборудование и не ведутся работы.

Предохранительная площадка (берма) образуется в результате недоработки нижнего уступа по отношению к верхнему. Ее назначение — предохранение карьера от обрушения (сползания) отработанных уступов, а главным образом — от падения с уступов отдельных отслаивающихся кусков породы. Минимальная ширина этих площадок по правилам безопасности должна быть не менее 0,2 высоты уступов, непосредственно прилегающих к ним; через каждые 30 м необходимо оставлять площадки шириной не менее 6 м.

Высота уступа зависит прежде всего от размеров применяемых машин и способа ведения горных работ, а также от ряда других факторов. Значительное влияние на высоту и угол откоса уступа оказывают водоносность пород и климатические условия. Больший угол откоса и большая высота уступа допустимы при плотных, сухих породах. Высота уступа в рыхлых породах, выемка которых производится экскаваторами без взрывных работ, не должна превышать максимальной высоты черпания ковша экскаватора. При добыче с применением взрывных работ и экскаваторной погрузке в плотных и крепких породах высота уступа зависит от рабочих размеров экскаватора, условий транспортирования и от залегания полезного ископаемого. При разработке скальных пород высота добычного уступа обычно 10—15 м, реже порядка 20 м, иногда достигает 40 м. Для откатки породы или полезного ископаемого

из карьера на поверхность на нерабочем борту карьера составляют транспортные площадки (бермы).

Разработку уступа ведут заходками — последовательными параллельными полосами шириной в среднем 10—20 м. Выемка полезного ископаемого или породы производится в торцовой части заходки — забое.

Забоем называют горную выработку, ограничиваемую поверхностью, перемещающейся в процессе горных работ. В зависимости от направления забоя бывают тупиковыми, торцовыми и фронтальными. Прилегающая непосредственно к забою часть выработанного пространства — призабойное пространство предназначено для размещения оборудования и работающих.

На устойчивость бортов карьера отрицательное влияние оказывает водоносность пород, затрудняя также ведение буровзрывных работ, снижая производительность экскаваторов, усложняя работу транспорта, особенно безрельсового. Поэтому обводненное месторождение необходимо предварительно осушать: бурить скважины, устанавливать забивные фильтры, проходить специальные горные выработки. Один или несколько рядов скважин обычно надежно ограждают карьер от поступления в него подземных вод. Установленные в скважинах всасывающие насосы поднимают воду на поверхность даже с большой глубины. Когда горизонт подземных вод расположен недалеко от поверхности, проводят осушительные каналы, траншеи. При значительном притоке воды применяют водоотливные установки.

По длине заходки ее делят на блоки. Каждый блок разрабатывается самостоятельным оборудованием. Блоки, к которым проложены транспортные пути и подведена электроэнергия, т. е. совокупность блоков, подготовленных к разработке, называют фронтом работ уступа.

Борт карьера, где ведутся горные работы, называют рабочим бортом, а тот борт, контуры которого являются частью конечного контура карьера — нерабочим бортом и соответственно составляющие его уступы — нерабочими.

Угол откоса рабочего или нерабочего борта карьера определяют с таким расчетом, чтобы не происходило самопроизвольное обрушение и оползание уступов. Он зависит от крепости и трещиноватости пород, гидрогеологических и атмосферных условий. Угол откоса рабочего борта бывает в пределах 7—15°, а нерабочего борта 35—45°.

Одним из основных показателей экономичности открытой разработки является коэффициент вскрыши — относительный объем пустых пород, приходящихся на 1 т или 1 м³ добываемого полезного ископаемого, выраженный численно. Он бывает промышленным, средним, контурным, граничным и текущим.

Промышленный коэффициент вскрыши — отношение объема пустых пород к промышленным запасам полезного ископаемого.

Средний — отношение всего объема вскрыши ко всему объему полезного ископаемого, подлежащего извлечению в пределах контура карьера до его конечной глубины.

Контурный — отношение объема пустых пород к запасам полезного ископаемого для данного расчетного горизонта.

Граничный — условный индекс, получаемый в результате сравнительного анализа экономических показателей открытых и подземных работ для данного месторождения.

Текущий — отношение объемов вскрыши и ископаемого, добытых за определенный отрезок времени. Это — производственный показатель, который определяют только при планировании и в технических отчетах за какой-либо определенный период времени.

В простых случаях разработки, главным образом для месторождений правильной формы, ориентировочно можно определить экономически целесообразную глубину карьера аналитическим методом.

Приближенно она может быть определена (м) как функция установленного положения верхних бровок и углов откоса бортов на момент погашения по выражению

$$H = (B - \text{Ш}_д) \sin \gamma_n \sin \gamma_b / \sin (\gamma_b - \gamma_n), \quad (63)$$

где B — размер верхнего контура карьера в плане на данном геологическом профиле, м; $\text{Ш}_д$ — ширина дна карьера (ширина подошвы разрезной траншеи), м; γ_b и γ_n — углы откоса рабочих бортов на момент погашения, град.

При сложном рельефе поверхности и сложной конфигурации залежи аналитическими расчетами можно получить неверные результаты.

Акад. В. В. Ржевский предложил приближенное определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши — поперечный профиль месторождения делят по высоте горизонтальными прямыми на расстояния, кратные или равные высоте уступа (рис. 145); на этих прямых фиксируются точки дна карьера для каждого этапа работы (a' , b' и т. д.), от которых под углами откоса рабочих бортов карьера γ_b и γ_n (17—20°) проводят наклонные прямые до пересечения с дневной поверхностью. Раствор бортов (A' , B' и т. д.) по каждому этапу измеряют и полученную величину делят на соответствующую суммарную горизонтальную мощность рудного тела (M_1 и т. д.). «Текущей» глубине карьера соответствует горизонт, на котором частное от деления отрезка AB на мощность залежи M равно граничному коэффициенту вскрыши; из точек A и B зафиксированных при этом верхних бровок конечных контуров карьера проводят наклонные прямые

том рекультивационных работ. В комплекс мероприятий горнотехнической рекультивации входят: сокращение до рационально возможного минимума площади отчуждаемой для деятельности предприятия земли; применение такой техники и соблюдение такой технологии, которые обеспечивают максимальное снижение вредного воздействия горных работ на окружающую среду; раздельное снятие и сохранение почвенного слоя; раздельную выемку почвообразующих и токсичных пород; селективное формирование отвалов и покрытие их поверхности слоем плодородной почвы или размещение внешних отвалов в оврагах, балках и других непригодных площадях; восстановление или строительство новых подъездных путей к рекультивированной территории.

Рекультивация начинается одновременно с началом строительства или реконструкции карьеров и продолжается на протяжении всего времени разработки месторождения, с тем чтобы еще в период эксплуатации дополнительно охватываемые горнотехнической деятельностью участки земли возмещались в кратчайшие сроки восстановленными земельными площадями.

Техника и технология рекультивации соответствуют структуре комплексной механизации, технологическим схемам вскрышных и добычных работ, системе разработки, способу отвалообразования. Они увязываются также с агрохимическим составом извлекаемых пород и с конечными целями рекультивации, зависящими от географического, агроклиматического местоположения и перспектив народнохозяйственного развития района эксплуатации карьера.

На работах по рекультивации рекомендуется синхронно использовать вскрышные горнотранспортные комплексы и мощные технические средства механизации добычных работ. Такое совмещение техники позволяет повысить качество и сократить сроки восстановления нарушенных участков земли, а также значительно уменьшить расходы на горнотехническое восстановление.

Основной объем работ по горнотехническому восстановлению занимает отвалообразование. В зависимости от конечных целей рекультивации и агрохимических свойств складываемых в отвалах пород применяются различные его способы, а именно: раздельный (селективный), валовый и валовый с покрытием отвалов слоем плодородной почвы.

Часто применяют селективное отвалообразование. При этом способе раздельно снимают плодородные почвы, затем — почвообразующие (суглинки, глины, кварцевые пески) и неплодородные (скальные, токсичные, термически активные и др.) породы. Последние укладывают в нижнюю часть отвалов, на них — почвообразующие. При этом углистые сланцы и другие термически активные породы необходимо перекрывать глиной на глубину 1 м и более. Верх отвала, предварительно спланиро-

ванный, покрывают слоем плодородной почвы, толщина которого должна быть не менее 1 м — для последующей сельскохозяйственной рекультивации и 1,5—2 м для садовой или лесной. В зависимости от принятой схемы горнотехнической рекультивации плодородные почвы или прямо укладывают на поверхность отвала, т. е. синхронно — следом за горными и отвальными работами, или предварительно складывают, а затем, после формирования нижних слоев отвалов, покрывают их этими почвами.

Когда в составе подлежащих складированию в отвалы пород нет скальных, токсичных и термически активных, применяется валовый способ отвалообразования. В этом случае обычно на рекультивацию задалживается маломощное горнотранспортное оборудование (скреперы, бульдозеры, погрузчики, грейдеры, экскаваторы с небольшой вместимостью ковша, автосамосвалы и др.). При этом качество восстановительных работ ниже, а себестоимость выше, чем при использовании мощного технологического оборудования.

Воднохозяйственная рекультивация проводится в соответствии с утвержденным проектом рекультивации. В комплекс мероприятий этого вида рекультивации входят: оптимизация уровня грунтовых вод в пределах отведенной горному предприятию территории (в одних случаях — создание системы дренирования, в других — повторное закачивание использованных в результате горных работ вод в водоносные горизонты); организация защиты от водной эрозии рекультивационных участков земли и заболачивания временно отчужденной территории; создание гидротехнических сооружений для сбора и сброса паводковых и дождевых вод; в отдельных случаях строительство оросительной системы. Когда выработанное пространство карьера занимает значительную площадь при сравнительно большой глубине, не всегда следует заполнять его породами для последующей биологической рекультивации, так как это потребует перемещения значительных объемов пустых пород и больших материальных затрат. Поэтому большие по объему и не заполненные пустыми породами выработанные пространства карьера целесообразно использовать под искусственные водоемы различного назначения. На это требуются небольшие, быстро себя оправдывающие дополнительные затраты. Иногда такие пространства оборудуют под шламохранилище, для чего необходимы сооружения: отвалочных и разделительных дамб, водовода, пульповода, водоспусков, водоперепускных и дренажных устройств, наблюдательных, самоизливающихся, водопоплавочных скважин. Комплекс работ по строительству шламохранилища завершается монтажом оборудования.

Биологическая рекультивация проводится горным предприятием или за счет его средств, специальными организациями соответственно утвержденному проекту рекультивационных

работ. Биологическая рекультивация в зависимости от конкретных условий проводится в трех основных направлениях: сельскохозяйственное — восстановление плодородия нарушенных земель до такого состояния, чтобы на них можно было успешно выращивать сельскохозяйственные культуры, посев неприхотливых, улучшающих почву, создающих гумус растений (густонаселенные районы с развитым или развиваемым сельским хозяйством); лесохозяйственное — восстановление нарушенных земель до состояния, пригодного для выращивания эффективных видов деревьев, кустарников, посадка их, а также многолетних луговых и пастбищных растений (малонаселенные отдаленные районы, в которых на ближайшее время не намечается интенсивного развития сельского хозяйства); ландшафтно-парковое — озеленение отвалов и других нарушенных участков земли в пригородной зоне, разбивка парков и другие мероприятия по восстановлению или созданию благоприятного для здоровья и культурного отдыха людей пригородного ландшафта.

Работы по рекультивации завершаются строительством новых или восстановлением имевшихся подъездных дорог, связывающих населенные пункты с рекультивированной территорией, а также новых магистральных дорог по этой территории.

Кроме воспроизводства земельных ресурсов для сельскохозяйственного, лесохозяйственного, воднохозяйственного, культурно-оздоровительного использования в комплексе рекультивационных мероприятий включается освоение нарушенных земель отводом их под гражданское или промышленное строительство.

Глава 18

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

Основное назначение буровзрывных работ — отделение крепких руд и пород от массива и получение при этом горной массы, имеющей оптимальную для выемки и дальнейшей переработки кусковатость. Они должны обеспечивать достаточные для бесперебойной работы экскаваторов запасы взорванной горной массы, максимальную экономичность и безопасность, а также минимальное разубоживание руды и минимальное перемешивание различных руд.

§ 89. БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Массовую отбойку руды на карьерах производят скважинными (иногда котловыми) зарядами. Поэтому основной объем бурения на карьерах приходится на проходку скважин различной глубины и различных диаметров. Бурение шпуров имеет вспомогательное значение — при разделке негабарита.

На рудных карьерах применяют шарошечное, огневое и ударно-вращательное бурение. Некоторая часть общего объема бурения выполняется станками шнекового и ударно-канатного бурения.

Шарошечное бурение. На рудных карьерах значительные объемы буровых работ выполняют станками шарошечного бурения, краткая техническая характеристика которых приведена в табл. 23.

Станки шарошечного бурения обеспечивают достижение высоких скоростей проходки скважин и высокую производительность труда. К недостаткам этих станков относятся высокая стоимость и малая стойкость шарошечных долот.

При бурении крепких горных пород рекомендуется применять малые скорости вращения долота при максимально больших осевых нагрузках.

Например, при бурении крепких железных руд (таконитов) трехшарошечным долотом диаметра 230 мм, армированным зубками твердых сплавов, при частоте вращения долота 0,5—0,6 с⁻¹ и усилии подачи 260—280 кН скорость проходки достигала 3—9 м/ч, а объем бурения до полного износа долота 75—250 м.

Один из основных показателей режима работы станка шарошечного бурения — усилие подачи. С его увеличением резко возрастает скорость бурения, улучшается износостойкость долота.

Чаше всего долота выходят из строя из-за разрушения опор шарошек в результате попадания в подшипники опор породной мелочи и ее заклинивания.

Один из способов ликвидации заклинивания — увеличение давления сжатого воздуха до $6 \cdot 10^5$ Па для продувки скважин при бурении с образованием масляного тумана. Компрессоры станков должны обладать регулируемым (от $2 \cdot 10^5$ до $6 \cdot 10^5$ Па) давлением сжатого воздуха и способностью простого перехода с двухступенчатого на одноступенчатый режим работы. При существующих конструкциях долот эффективность шарошечного бурения можно повысить путем герметизации опор подшипников и подачи смазки в них. Для этого создана автомасленка, вместимость которой рассчитана на 14 ч работы долота при расходе масла 0,2 л/ч.

С пылью борются путем сухого улавливания при помощи фильтра и смачивания пыли у забоя скважины водовоздушной эмульсией.

Ударно-вращательное бурение. При бурении молотитных изверженных пород выше средней крепости на рудных карьерах применяют буровые станки с погружными пневмоударниками. Техническая характеристика некоторых современных моделей пневмоударных станков на гусеничном ходу приведена в табл. 24.

Показатели	Станок				
	КСШ-200	КСШ-200Н	СВШ-250	СВШ-250МН	СВШ-320
Диаметр долота, мм	190, 214	214, 243	243, 269	243, 269	320
Глубина бурения, м	24	40	34	34	40
Угол бурения к горизонту, град	90	60, 75, 90	90	60, 75, 90	90
Величина подачи, м	1,0	1,0	6,0	8,0	19,5
Усилие подачи, кН	0-200	0-200	0-300	0-300	0-600
Скорость подачи, м/мин	1,3	1,3	1,0	0,9	1,0
Частота вращения долота, мин ⁻¹	15-316	15-316	81-157	30-152	35-130
Вращающий момент, Н·м	1420-5600	1420-5600	3720-7220	4200	5000-10 000
Мощность вращателя, кВт	50	50	75	50	100
Подача компрессоров, м ³ /мин	18	25	25	25	50
Скорость передвижения станка, км/ч	0,6	0,6	0,6	0,737	0,33
Давление гусениц на грунт, 10 ⁶ Па	1,1	1,1	1,0	1,143	1,0
Суммарная мощность двигателя, кВт	320	282	333,5	386	712
Основные размеры, мм:					
длина	8 350	8 350	7 820	8 625	12 500
ширина	5 150	4 800	4 690	4 690	5 450
высота	10 700	10 700	14 450	15 310	25 200
Масса, т	45	50	50	65	110
Цена, тыс. руб.	51,0	107,0	88,0	110,0	240,0
Завод-изготовитель	Барвенковский «Красный луч»	Бузулукский тяжёлого машиностроения им. Куйбышева	«Коммунист» (г. Кривой Рог) и Воронежский горно-обогатительного оборудования	Воронежский горно-обогатительного оборудования	Воронежский горно-обогатительного оборудования

ТАБЛИЦА 24

Показатели	СВМК-5	СВУ-100	СВУ-125	СВУ-125ХЛ	«Урал-64»	СВУ-160	СВУ-200
Диаметр коронки, мм	105	105	105, 125	105, 125	155	125, 160	200
Тип погружного пневмоударника	МП-3	МП-3	МП-3	МП-3	М-32К	М-32К	П-200
Глубина бурения, м	22	24	24	24	19	23	32
Расход воздуха, м ³ /мин	7	7	4,28	4,28	14,4	15	22
Скорость передвижения, км/ч	0,9	1,3	0,9	1,0	0,8	0,76	0,63
Масса, кг	2900	3300	5720	8000	29 000	16 500	36 000

Основная особенность ударно-вращательного бурения состоит в том, что ударные нагрузки на буровую коронку и ее вращение осуществляются от двух независимо работающих механизмов: вращение при помощи механизма на бурильном агрегате и удар посредством пневмоударника (т. е. минуя колонку штанг).

Станки ударно-вращательного бурения значительно легче станков шарошечного бурения, поэтому более транспортабельны. Они проще по конструкции, удобнее в работе. Этими станками можно бурить и наклонные скважины. Благодаря меньшему диаметру скважины и более густой сетки их расположения улучшается качество дробления, уменьшается выход негабарита.

Ударно-вращательные станки для бурения сильно трещиноватых и кавернозных пород применять не рекомендуется из-за происходящих в этих условиях вибрации станка, систематических заклиниваний буровой коронки, значительного поглощения отработанного сжатого воздуха, вследствие чего резко ухудшается очистка забоя от буровой мелочи.

Огневое бурение. В кварцсодержащих породах высокой крепости механические способы бурения малоэкономичны из-за их низкой производительности и высокой стоимости. Наиболее эффективно в этих условиях огневое бурение, принцип которого заключается в нагревании породы до высокой температуры и ее разрушении. Оно успешно применяется на железистых кварцитах железорудных карьеров. Криворожского бассейна, где значительно производительнее шарошечное и ударно-вращательное бурение. Недостатки огневого бурения: высокая себестоимость и ограниченная область применения. В последние годы ведется работа по замене кислорода другими видами

окислителей — прежде всего сжатым воздухом, что позволит расширить применение огневого способа бурения.

Комбинированное шарошечно-пневмударное бурение. ИГД им. А. А. Скочинского создан комбинированный буровой инструмент. В нем сочетаются преимущества вращательного и ударно-вращательного способов бурения. Комбинированный буровой инструмент — это пневмударник с прикрепленными к его корпусу двумя шарошечными долотами.

Образцы такого инструмента для бурения скважин диаметром 150, 175, 190 и 214 мм показали при промышленных испытаниях высокие результаты (УШ-150 и УШ-175 на карьерах Оленегорского и Гайского ГОКов и комбината «Ураласбест» чистую скорость бурения в 1,5—3 раза, сменную производительность в 1,2—2,2 раза выше, расходы по бурению на 1 м³ горной массы меньше на 20—50 % по сравнению с шарошечным бурением).

Комбинированный инструмент не только высокопроизводителен, но и надежен в эксплуатации.

Шнековое бурение. Для бурения скважин в породах мягких и средней крепости ($f < 10$) применяют станки вращательного бурения со шнеками, из которых наиболее распространен станок СВБ-2М. Для шнекового бурения наша промышленность выпускает также станки типов БСН, СБР-125, СБР-160, СБР-200.

Удаление буровой мелочи в этих станках осуществляется посредством буровых штанг — шнеков, что значительно упрощает организацию работ (отпадает надобность в компрессоре для продувки скважин).

Сменная производительность станков СВБ-2 в мягких породах с коэффициентом крепости $f = 1 \div 3$ 70—100 м, в породах с $f = 5 \div 6$ 30—56 м и в породах с $f = 6 \div 10$ 15—30 м.

Большое внимание уделяется конструированию более дешевого и износоустойчивого инструмента. Так, Карпинским машиностроительным заводом совместно с Новочеркасским политехническим институтом созданы буровые коронки марки НПИ для пород с $f = 12 \div 14$; ВНИИЖелезобетона сконструирована буровая коронка, снабженная легкозаменяемыми режущими дисками, изготовленными из твердого сплава. Эта коронка успешно применяется на ряде известняковых карьеров.

Бурение шпуров производят пневматическими бурильными молотками (ручными или колонковыми) ПР-20, ПР-25, ПР-30 и др. Для отбойки руды шпуровой метод на открытых разработках практически не применяется.

§ 90. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

Наиболее распространены на рудных карьерах в СССР аммиачно-селитренные ВВ: аммониты, игданит, граммониты и гранулиты.

Для взрывания обводненных скважин применяют специальные, так называемые водоустойчивые ВВ — аммониты № 6ЖВ. Водоустойчивость этих ВВ достигается добавкой небольшого количества таких веществ, как парафин, жирные кислоты, асфальтит и др.

В обводненных скважинах применяются также алюмотол и гранулированный тротил, которые негигроскопичны и водоустойчивы. Требования к водоустойчивым ВВ следующие: хорошая потопляемость в воде и безотказная детонация.

Для взрывания сухих скважин успешно применяют игданит, а также сыпучие гранулированные ВВ заводского изготовления: граммониты 30/70, 79/21, гранулиты АС-4 и М. Достоинства этих ВВ заключаются в невысокой стоимости, безопасности в обращении и возможности механизации процесса заряжания.

Все более широкое применение получают водонаполненные ВВ. Преимущества водонаполненных ВВ перед сыпучими ВВ следующие: большая плотность, высокая скорость детонации, возможность эффективного ведения взрывных работ в сильнообводненных забоях с проточной водой. Первые два преимущества обеспечивают существенное снижение расходов на бурение скважин (за счет большой плотности заряжания, а следовательно расширения сетки скважин) и эффективное дробление крепких пород (благодаря увеличению энергии взрыва).

В настоящее время в СССР разработаны ВВ тестообразной консистенции (льющиеся) на водной основе, которые получили название акватолы.

Способы взрывания зарядов разделяются: по времени взрывания отдельных зарядов (или групп зарядов) на мгновенное, короткозамедленное и замедленное, по способам взрывания зарядов ВВ — на огневой, электрический, посредством детонирующего шнура, электроогневой.

На рудных карьерах широко применяется взрывание от детонирующего шнура, реже — электровзрывание. Это вызвано тем, что большинство рудных карьеров имеют высокую энерговооруженность (включая электровозную откатку), и применение электровзрывания опасно из-за наличия блуждающих токов в массиве горных пород.

Для обеспечения миллисекундных замедлений (короткозамедленное взрывание) при взрывании ДШ применяют пиротех-

нические реле КЗДШ-69 — одностороннего действия. Эти реле обеспечивают четыре интервала замедления — 10, 20, 25 и 50 мс.

Электрическое взрывание осуществляется при помощи электродетонаторов мгновенного, замедленного или короткозамедленного действия.

Промышленность выпускает серийно электродетонаторы короткозамедленного действия ЭДКЗ-25 (номинальное замедление 25, 50, 75, 100, 150, 250 мс), ЭДКЗ-ПМ-15 (номинальное замедление 15, 30, 45, 60, 75, 90, 105, 120 мс), ЭДЗД (номинальное замедление 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2; 4; 6; 8; 10 мс).

§ 91. МЕТОДЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Различают следующие методы взрывных работ: скважинных зарядов (самый распространенный на современных карьерах), камерных зарядов (применяется при взрывании больших массивов горных пород на выброс, сброс или дробление), наружных и шпуровых зарядов. Последние два метода на карьерах применяются редко, как правило, их применяют для дробления негабаритных блоков.

Метод отбойки скважинными зарядами является основным на карьерах. Скважины в массиве обычно располагаются вертикально, реже наклонно, совсем редко — горизонтально. Основные параметры буровзрывных работ при вертикальном расположении скважин: диаметр скважины, высота уступа, расстояние между зарядами, расстояние между рядами, длина перебура, линия наименьшего сопротивления, высота забойки, величина заряда, его конструкция.

Конструкция скважинного заряда. Заряд в скважинах располагают в виде сплошной колонки — сплошной заряд, либо с воздушными промежутками или из забойки — рассредоточенный заряд. В последнем случае достигается лучшее и более равномерное дробление материала по всей высоте уступа. Схема рассредоточенного заряда на уступе высотой 15 м показана на рис. 146.

Для получения сосредоточенных зарядов буровые скважины и шпуровые простреливают небольшими зарядами ВВ, в результате чего на дне скважины создается пространство для размещения сосредоточенного заряда ВВ. Это пространство называют «котлом», а сосредоточенный заряд — «котловым» зарядом. Котловые заряды используют, когда объем скважины недостаточен для размещения в нем необходимого по расчету заряда ВВ. Существенные недостатки котловых зарядов: на прострелку затрачивается дополнительное время, дробление взрывающего массива хуже, чем при колонковых зарядах.

Прогрессивным методом управления действием взрыва является применение конструкции заряда с воздушными промежутками (см. рис. 146), который обеспечивает повышение интенсивности и равномерности дробления (размер среднего куска уменьшается в 1,5—3 раза, выход негабарита сокращается в несколько раз), сокращает объем работ по забойке, снижает удельный расход ВВ (на 10—30 %), увеличивает выход горной массы, уменьшает заколы в глубь массива и сейсмический эффект взрыва.

Улучшение дробления горных пород при взрывании зарядов с воздушными промежутками достигается за счет перераспределения энергии во взрывном импульсе (снижение пикового давления в начальный период и удлинение действия взрыва), запирания газообразными продуктами взрыва верхнего заряда, действия взрыва нижнего (основного) заряда, интерференции взрывных волн верхнего и нижнего зарядов.

В настоящее время на рудных карьерах широкое распространение получило многорядное короткозамедленное взрывание зарядов. Условия при многорядном короткозамедленном взрывании отличаются от однорядного тем, что процесс разрушения во втором, третьем и последующих рядах развивается в зажатой среде. Это приводит к тому, что скорость развития трещин уменьшается, а время действия взрыва в массиве увеличивается. Большое значение для улучшения дробления при многорядном взрывании имеет выбор рациональной схемы взрывания. Положительный эффект получен при взрывании с продольным (рис. 147, а) и поперечным (рис. 147, б) врубом, а также при радиальной схеме взрывания зарядов (карьеры Кривого Рога). Преимущества многорядного короткозамедленного взрывания: хорошее дробление породы, увеличение выхода горной массы с 1 м скважины, возможность значительного увеличения масштаба взрыва. За счет этих преимуществ на карьере ЮГОКа внедрение многорядного короткозамедленного взрывания (по сравнению с однорядным) позволило снизить стоимость добычи горной массы на 13 %.

Эффективное управление дроблением массивов осуществляется при взрывании в зажатой среде на неубранную от предыдущего взрыва горную массу (рис. 148).

Этот способ позволил намного увеличить степень дробления пород взрывом и явился важным шагом для решения проблемы

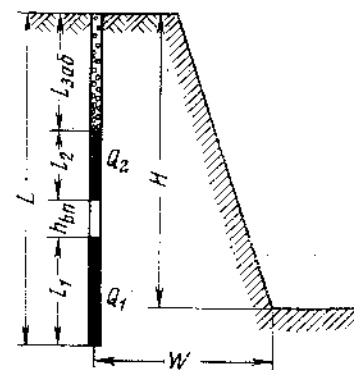


Рис. 146. Схема рассредоточенного воздушными промежутками заряда

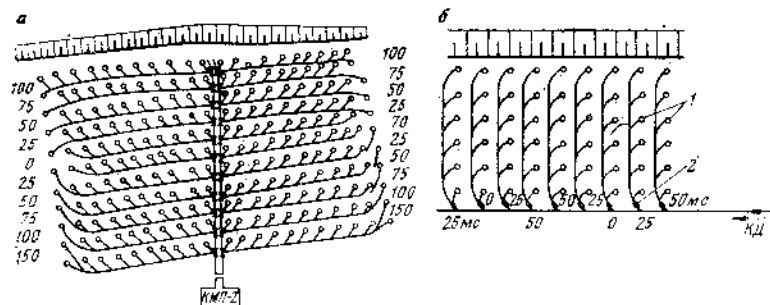


Рис. 147. Схема многорядного короткозамедленного взрыва:
1 — скважины; 2 — замедлитель

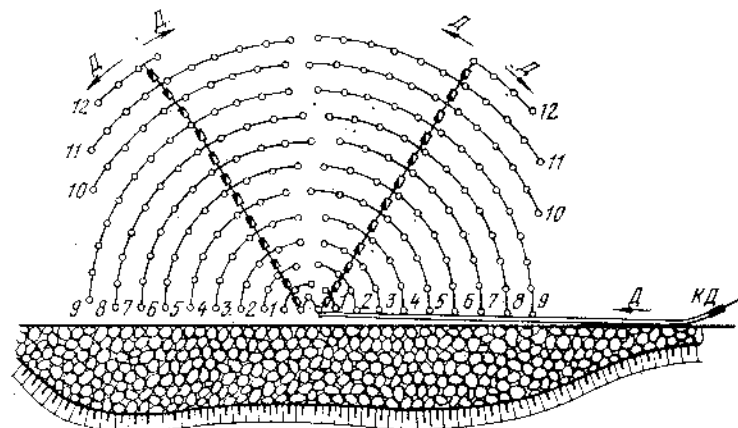


Рис. 148. Схема многорядного короткозамедленного взрыва
в зажатой среде (радиальная схема):
1-12 — порядок взрывания скважин

управления степенью дробления горных пород действием взрыва. Метод этот в сочетании с рациональными схемами многорядного короткозамедленного взрыва способствует улучшению качества взрыва благодаря более равномерному и интенсивному дроблению.

Способ взрыва в зажатой среде обладает также рядом преимуществ, так как он создает возможность независимого проведения буровзрывных и погрузочно-транспортных операций. Для карьеров, применяющих железнодорожный транспорт, это очень важно, так как взрывание на неубранную горную массу сокращает объем работ по перекладке путей, а также позволяет регулировать такие важные параметры, как форму и высоту развала горной массы, и улучшает использование горного оборудования. Так как выбросы горной массы за послед-

ним рядом на кромку уступа и заколы в массиве при взрывании на неубранную горную массу не бывают, то производительность станков при бурении первого ряда скважин увеличивается.

К прогрессивным методам взрыва относится применение внутрискважинных замедлений (рис. 149), т. е. разновременного взрыва отдельных частей заряда, рассредоточенных инертной забойкой. Установлено, что этот метод отбойки позволяет на 20—25 % повысить к. п. д. взрыва и улучшить тем самым степень дробления без увеличения удельного расхода ВВ и бурения. Разновременность взрыва верхнего и нижнего зарядов обеспечивает возможность значительного уменьшения высоты забойки верхнего заряда (что позволяет эффективно дробить верхнюю пачку массива), а также позволяет значительно увеличить время действия взрыва на массив при наиболее полном использовании полезного объема скважины.

Из других прогрессивных направлений развития взрывных работ следует отметить применение плоских зарядов, что возможно при огневом бурении скважин.

Метод камерных зарядов заключается в том, что ВВ помещают в специальные камеры, представляющие собой шурфы или штольни (рис. 150). Минные шурфы по правилам

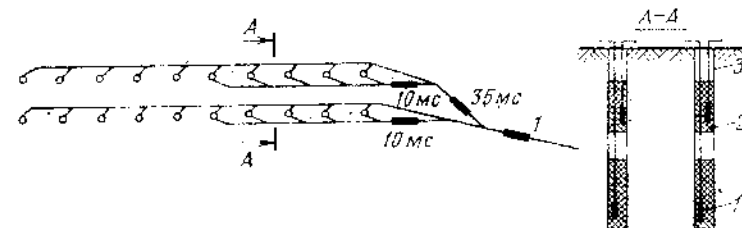


Рис. 149. Схема взрыва с внутрискважинным замедлением:
1 — боевик; 2 — заряд ВВ; 3 — песок

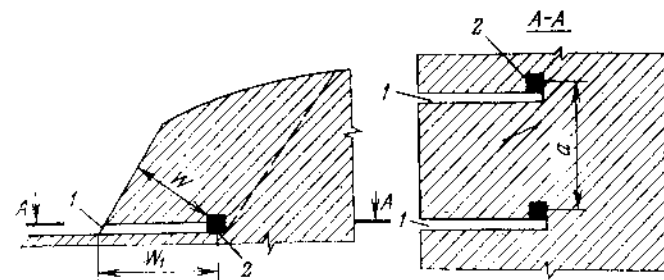


Рис. 150. Схема размещения камерных зарядов:
1 — штольнеобразные выработки; 2 — камеры

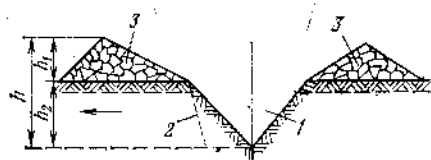


Рис. 151. Схема взрыва на выброс

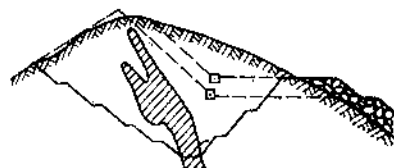


Рис. 152. Схема расположения зарядов при взрыве на сброс

безопасности должны иметь площадь поперечного сечения не менее 1 м^2 в свету. Штольни сечением $1,2\text{--}2,5 \text{ м}^2$ проходят с небольшим подъемом для стока воды. Для усиления эффекта взрыва камеру обычно соединяют с карьером посредством дополнительных выработок (штреков), проведенных от штольни под прямым или острым углом. К штрекам примыкают минные камеры, размер которых определяют в зависимости от величины заряда, способа его расположения, плотности ВВ, устойчивости пород кровли и стенок камеры и пр.

Известны одно-, двух- и многокамерный методы. Однокамерные взрывы применяют для врубов и при значительных мощностях вышележащей толщи, когда боковое действие взрыва не имеет особенного значения.

Недостатки минных взрывов: значительные расходы на проведение подготовительных выработок; большой выход негабаритов в разнородных и трещиноватых породах; возможность неудачного взрыва.

Метод взрыва на выброс (рис. 151) или на сброс (рис. 152) дает возможность взорвать и транспортировать значительные массы горных пород в заранее заданном направлении. Применение этого метода дает экономии средств и сокращает сроки ввода рудников в эксплуатацию.

Взрывы на выброс используют главным образом для проведения траншей 1 и выемок при спокойном рельефе местности, а также для перемещения (переброски) горных пород.

В результате взрыва на обоих бортах траншей 2 распределяется почти одинаковый объем взорванной породы 3. Для последующего подвигания рабочего борта в нужном направлении необходимо наваленную взрывом породу убирать, поэтому заряд желательно расположить таким образом, чтобы взорванная порода разместилась только на нерабочем борту или чтобы объем породы на рабочем борту был минимальным. Первый метод называется направленным взрывом на выброс, второй — взрывом с двусторонним выбросом.

В современных условиях применяются заряды на выброс размером 2 тыс. т и более.

§ 52. ОРГАНИЗАЦИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Организация буровзрывных работ начинается с расчета их основных параметров.

Линию наименьшего сопротивления (м) рассчитывают по формуле

$$W = \sqrt{0,56 p^3 + 4 m p q H l_{\text{св}} / (2 m q H - 0,75 p)}, \quad (64)$$

где p — количество ВВ, размещающееся в 1 м скважины ($p = 7,85 d^2 \Delta$), кг; d — фактический диаметр скважины, м;

Δ — плотность заряжения ВВ в скважине, кг/м³; m — коэффициент сближения зарядов (при короткозамедленном взрывании $m = 1,2\text{--}1,4$); q — фактический удельный расход ВВ, кг/м³; H — высота уступа, м; $l_{\text{св}}$ — глубина скважины, м.

При взрывании крепких скальных пород (например, железистых кварцитов) расстояние между рядами скважин принимается равным расстоянию между скважинами a :

$$b = a = 0,80 W \div 0,85 W, \quad (65)$$

где W — л. н. с. по подошве.

Величину заряда дробления (кг) рассчитывают по формуле

$$Q = q W a H, \quad (66)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³.

По данной формуле определяется величина заряда не только скважин первого, но и последующих рядов, для которых удельный расход ВВ несколько повышен.

При взрывании зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками, пользуются следующей методикой расчета:

масса нижней части заряда (кг)

$$Q_1 = (0,6 \div 0,7) Q; \quad (67)$$

масса верхней части заряда (кг)

$$Q_2 = (0,3 \div 0,4) Q, \quad (68)$$

где Q — общая масса заряда, определенная по приведенной выше формуле.

Высота (м) воздушного промежутка

$$h_{\text{в. п}} = (0,17 \div 0,35) l_{\text{зар}}, \quad (69)$$

где $l_{\text{зар}}$ — длина заряда, м.

$$l_{\text{зар}} = Q/p,$$

где p — вместимость 1 м скважины, кг.

Длина забойки (м)

$$l_{\text{заб}} = L - (l_{\text{зар}} + h_{\text{в. п}}), \quad (70)$$

где L — глубина скважины, м.

При взрывании в зажатой среде рациональную ширину (м) подпорной стенки определяют по формуле

$$B = \xi W \left(\frac{\sqrt{2 k q E_0 E}}{[\sigma]} - 1 \right), \quad (71)$$

где ξ — коэффициент разрыхления породы; $k=0,04 \div 0,2$ — коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы; E_0 — удельная энергия ВВ, ккал/кг; E — модуль упругости породы, Па; $[\sigma]$ — предел прочности породы на сжатие, Па.

После расчета основных параметров взрывных работ составляют технический проект, в котором указывают эти параметры, а также расход ВВ и средств взрывания.

В геолого-маркшейдерском отделе на сделанной с общего плана горных работ выкопировке намеченного к взрыву блока наносят верхние и нижние отметки уступа, категории пород по буримости и по взрываемости, а также границы и пределы допустимых величин одновременно взрывааемых ВВ. Начальник буровзрывного участка наносит на план взрывные скважины с принятыми для данных условий параметрами расположения сетки скважин и глубины перебуров. Затем в геолого-маркшейдерском отделе составляют по скважинам первого и последующих рядов профили с указанием геологических особенностей уступа и мощности напластования. В план вносят расчеты зарядов в скважинах, их конструкции, общее количество ВВ, величины перебуров, указывают взрываемые зоны, расстояние между зарядами, среднюю л. н. с. и высоту уступа. Удельный расход ВВ определяют на основе фактического их расхода за длительный период работы карьера с учетом физико-механических свойств пород взрывааемого блока.

Улучшению качества взрывных работ на рудных карьерах способствует применение высоких уступов. Это обеспечивает интенсивное и равномерное дробление пород при весьма существенном уменьшении объема бурения, сокращении удельного расхода ВВ и улучшении организации труда.

Технический проект взрыва утверждает главный инженер карьера. Начальник буровзрывного участка вместе с маркшейдером и техническим руководителем карьера переносят после этого отметки скважин в натуру. Скважины отмечают колышками, на которых для машиниста бурового станка указывается номер скважины и ее проектная глубина. Контроль за качеством буровзрывных работ осуществляют маркшейдерским замком. Важный элемент организации работ — контрольный промер пробуренных скважин перед заряджанием. Если фактические данные отличаются от проектных, производится перерасчет. Учитывая большие масштабы массовых взрывов (в среднем 50 тыс. т горной массы), большое значение приобретает меха-

низация трудоемкого ответственного процесса заряджания и забойки. В СССР разработаны и применяются на карьерах зарядные и забоечные агрегаты СУЗН-5, УПЗМ-2, МЗС-1М и др.

Техническая характеристика транспортно-зарядных машин

	СУЗН-5	УПЗМ-2	МЗС-1М
Производительность, т/ч	10,3	6—9	2—4
Вместимость бункера, м³	8	6,5	—
Размеры машины, мм	8180×2650×2940	8000×3400×2600	6850×2700×3250
Способ заряджания	Пневматический		С помощью шиска
Угол наклона скважины к вертикали, град	Ограничений нет		30
Глубина заряджания, м	До 25	Для вертикальных скважин без ограничения	До 25

Техническая характеристика забоечных машин

	ЗС-1	СУЗН-1В
Производительность, м³/ч	27	30—40
Вместимость бункера, м³	5	43
Масса машины, кг	7000	7100
Размеры машины, мм	7250×2570×3250	7190×2938×2540
Изготовитель — Карпинский машиностроительный завод		

Институт Гипрорудмаш сконструировал смонтированный на гусеничном ходу бутобой двух типов: пневматический и гидравлический.

Техническая характеристика бутобоев

	20	20
Производительность, м³/ч	20	20
Вид энергии	Пневматическая	Гидравлическая
Расход сжатого воздуха, м³/мин	1	1
Масса установки, т	20	19

Особое значение для улучшения организации взрывных работ на карьерах имеет совершенствование методов разделки негабарита. Следует учесть, что если массовые взрывы производят на крупных карьерах один раз в 7—10 дней, то негабарит разделяют ежедневно, а это вызывает непроизводительные трудовые затраты.

Разделку негабаритов обычно производят взрывным способом с применением накладных или шпуровых зарядов. При накладных зарядах радиус опасной для нахождения людей зоны не менее 300 м, а при шпуровых — до 200 м. На ряде карьеров применяют гидровзрывной способ, основанный на использовании силы гидравлического удара-взрыва в воде небольших зарядов ВВ, что позволяет значительно снизить расход ВВ и трудовые затраты, повысить безопасность работ. Эффективен способ кумулятивных зарядов конструкции А. В. Сафронова —

более безопасный и экономичный по сравнению со шпуровым. Промышленность выпускает плоские кумулятивные заряды массой от 100 до 400 г.

Разработан электротермический метод разделки негабарита токами промышленной частоты напряжением до 120 В. Метод успешно прошел лабораторные и промышленные испытания. Себестоимость низкочастотного разрушения негабарита в 2—2,5 раза ниже, чем при шпуровом методе.

В ИГД им. А. А. Скочинского для дробления негабарита сконструирована высокочастотная контактная установка ЛОР-60.

Имеется установка по разделке негабаритов электрогидравлическим способом. Время разрушения одного куска породы 2 мин. Расход электроэнергии на один электрогидравлический удар 0,1—0,6 кВт·ч.

За рубежом и на некоторых карьерах нашей страны для разделки негабарита применяют установки с падающим грузом. Практика применения этого способа на карьерах США и Англии показывает, что он дешевле шпурового.

Расчеты свидетельствуют о том, что дополнительные затраты на новые методы разделки негабарита в течение полутора лет эксплуатационных работ полностью окупаются.

Глава 19

МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОТКРЫТОЙ ДОБЫЧИ

Степень механизации производственных процессов (выемочных, погрузочных, транспортных, отвальных, рекультивационных работ, водоотлива и осушения) на современных открытых разработках очень высока.

Механизацию и организацию открытых разработок осуществляют на основе следующих принципов: поточность горного производства, совмещение и в то же время независимость отдельных операций и всего технологического процесса.

Наилучшая технология производства — поточная. Поточность обеспечивают путем применения горнотранспортного оборудования непрерывного действия, например роторных и цепных экскаваторов, транспортно-отвальных мостов, конвейеров, средств гидромеханизации. Поточность возможна только на мягких породах. На большинстве современных рудных предприятий технологический процесс циклический.

Совмещения отдельных операций достигают при использовании такой машины, которая может обеспечить выполнение всего комплекса операций по выемке, транспортировке и укладке породы во внутренний отвал (механическая лопата или

драглайн, бульдозер или колесный скрепер, одноковшовый погрузчик). В случае независимости операций каждую из них осуществляют одной машиной, например, выемку — механической лопатой, транспортирование — автосамосвалами, складирование породы в отвал — отвальным экскаватором. Все эти операции взаимосвязаны и в комплексе представляют единую схему технологического процесса.

Открытые горные работы ведут при разнообразных горно-геологических условиях с применением большого числа видов и типов горных машин. Так как устройство и использование всех машин рассматривается в специальном курсе «Горные машины», то здесь изложены лишь общие положения о применении и краткие производственно-технические характеристики наиболее распространенных машин.

§ 93. ПРИМЕНЕНИЕ ЭКСКАВАТОРОВ

На рудных карьерах применяют одноковшовые экскаваторы (рис. 153) типа прямая механическая лопата и драглайн, реже — экскаваторы типа обратная механическая лопата. Последнее время широко применяют для разработки мягких горных пород многоковшовые экскаваторы.

Экскаваторы типа прямая механическая лопата применяют на вскрышных, добычных и отвальных работах. Без предварительного рыхления могут быть использованы только при разработке мягких и небольшой плотности пород, т. е. I—II категорий экскавации. При большей крепости необходимо предварительное рыхление буровзрывным способом. Прямая лопата разрабатывает породы выше уровня стояния, обратная лопата, как правило, производит нижнее черпание. Уступы обрабатывают отдельными заходками с торцовым и, как исключение, фронтальным расположением забоев. Размеры и очертания последних зависят от основных рабочих параметров механической лопаты: вместимости ковша, длины и угла

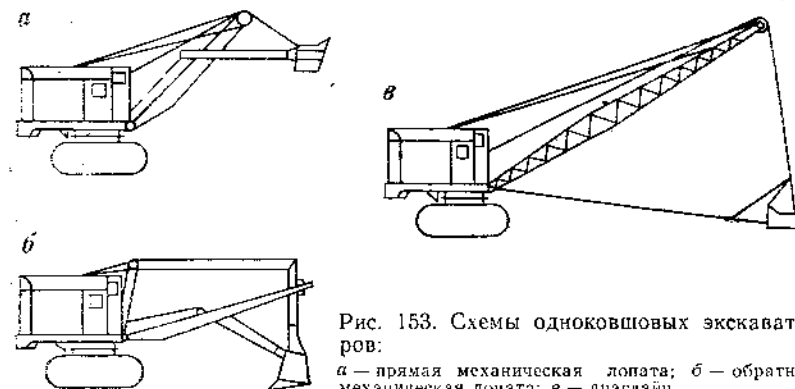


Рис. 153. Схемы одноковшовых экскаваторов:
а — прямая механическая лопата; б — обратная механическая лопата; в — драглайн

ТАБЛИЦА 25

Показатели	Карьерные					Вскрышные			
	ЭКГ-3,2	ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20	ЭВГ-6	ЭВГ-15,40	ЭВГ-25,65М	ЭВГ-100,70
Вместимость ковша, м³	3,2	4,6	8	12,5	20	6	15	35—40	100
Усилие на блоке ковша, кН	380	450	800	1300	1800	—	—	—	—
Мощность сетевого электродвигателя, кВт	250	250	520	1250	2500	520	1450	5500	11 600
Наибольший радиус черпания, м	13,5	14,4	17,8	22,5	21,6	35	40	65	60
Радиус черпания на горизонте установки, м	—	—	—	—	—	20,3	20,5	31	36,3
Наибольшая высота черпания, м	9,8	10,3	12,5	15,6	17,9	27,4	30	41	52
Наибольший радиус разгрузки, м	12	12,7	16,3	19,9	19,4	33,3	37,8	54	66
Наибольшая высота разгрузки, м	6,3	6,8	9,1	10	12	22	26	36	44
Радиус вращения кузова, м	—	—	—	—	—	10	12	19,8	26,1
Рабочая масса, т	140	196	370	653	870	582	1250	3750	12 000
Продолжительность цикла при угле поворота 90°, с	23	23	28	32	30	45	47	50	50
Давление на основание, Па	—	—	—	—	—	27,5	25,5	34,3	34,3

наклона стрелы, длины рукоятки. Эти параметры определяют и возможности применения данного типа экскаватора в тех или иных условиях.

Техническая характеристика механических лопат отечественного производства дана в табл. 25.

Благодаря большим рабочим размерам драглайны применяют при бестранспортных системах разработки. Вскрышные драглайны изготовляют с ковшом вместимостью от 4 до 100 м³ и радиусом разгрузки 40—100 м (табл. 26).

По сравнению с механическими лопатами драглайны имеют некоторые преимущества: большой радиус разгрузки и большая глубина черпания, возможность выемки находящегося под водой грунта и зачистки кровли рудного тела, обычно имеющей неправильную гипсометрию.

Многоковшовые экскаваторы в отличие от одноковшовых экскаваторов породы непрерывно и производительность их при меньшем удельном расходе энергии значительно выше. На рудных месторождениях их применяют редко — при незначительной крепости руд и вмещающих пород. Многоковшовые экскаваторы используются, например, на разработке Керченского месторождения бурых железняков.

Применяемые на карьерах многоковшовые экска-

ТАБЛИЦА 26

Показатели	ЭШ-5,45	ЭШ-10,70	ЭШ-15,90А	ЭШ-25,100	ЭШ-40,85	ЭШ-100,100
Вместимость ковша, м³	5	10	15	25	40	100
Мощность электродвигателя, кВт	425	1250	2350	2×2350	6600	14 400
Наибольший радиус черпания, м	46	66	83	96	82	96
Наибольший радиус разгрузки, м	43,5	65	81	94	80	96
Наибольшая высота разгрузки, м	19,5	29	37	41	32	43
Радиус вращения кузова, м	9	—	18,5	25	22,4	32
Ширина хода, м	10,2	13,8	20	26	27,7	38,1
Скорость шага, км/ч	0,45	0,2	0,06	0,06	0,06	0,06
Рабочая масса, т	210	620	1615	2700	3200	10 300
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	45	54	63	60	62	60
Давление на основание (работа-шагание), Па	4,02—10,30	8,54—14,23	9,81—13,73	9,81—14,72	12,75—20,02	17,66—25,51

ваторы по виду рабочего оборудования подразделяют на цепные и роторные.

Многоковшовый цепной экскаватор ведет разработку забоя, непрерывно двигаясь вдоль уступа. В зависимости от вместимости ковшей различают экскаваторы малой мощности (с ковшами вместимостью $0,3 \text{ м}^3$), средней мощности (до $0,6 \text{ м}^3$), мощные (до 1 м^3) и весьма мощные (более 1 м^3). На карьерах применяют цепные экскаваторы средней мощности и мощные на железнодорожном ходу.

Малые модели имеют обычно гусеничный ход и используются на вспомогательных горных работах и на добыче песка и глины. Несмотря на высокую производительность и другие достоинства, цепные многоковшовые экскаваторы на разработке рудных месторождений большого распространения не получили, так как они применяются в породах с определенными физико-механическими свойствами (некрепкие, легкоизмельчаемые, сухие и т. п.) и в благоприятных для работы климатических условиях.

Из класса многоковшовых экскаваторов наиболее распространены роторные экскаваторы (рис. 154). Рабочий орган их представляет собой роторное колесо диаметром от 18 до 25 м, на котором жестко закреплены ковши числом от 6 до 12 и вместимостью от $0,04$ до 4 м^3 . Соответственно вместимости ковшей производительность экскаватора изменяется от 1,5 до 240 тыс. м^3 в сутки.

Разработку забоя этими экскаваторами ведут преимущественно с торца уступа. При вращении роторного колеса и постепенном выдвижении его со стрелой на забой происходит черпание породы. По мере выработки горной массы корпус экскаватора поворачивается вправо и влево на угол до 90° . Порода из ковшей разгружается на конвейер, размещенный на роторной стреле или внутри нее, а затем поступает на разгрузочный конвейер.

Роторные экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах при разработке мягких или средней крепости пород, когда требуется большая производительность (3000 — $20\,000 \text{ м}^3/\text{ч}$) или селективная выемка пластов ископаемого. Обычно они работают верхним черпанием, максимальная высота которого достигает 50 м.

Недостатки у этих экскаваторов те же, что и у цепных, — ограниченная область применения и сезонность работ. В мокрых, вязких грунтах они работают хуже, чем цепные. Но роторные экскаваторы обладают по сравнению с цепными рядом преимуществ: меньшей конструктивной массой и меньшими эксплуатационными расходами на 1 м^3 производительности, более чем вдвое большей скоростью резания, высокой эффективностью при селективной выемке, возможностью применения в более плотных породах благодаря повышенным режущим усилиям на

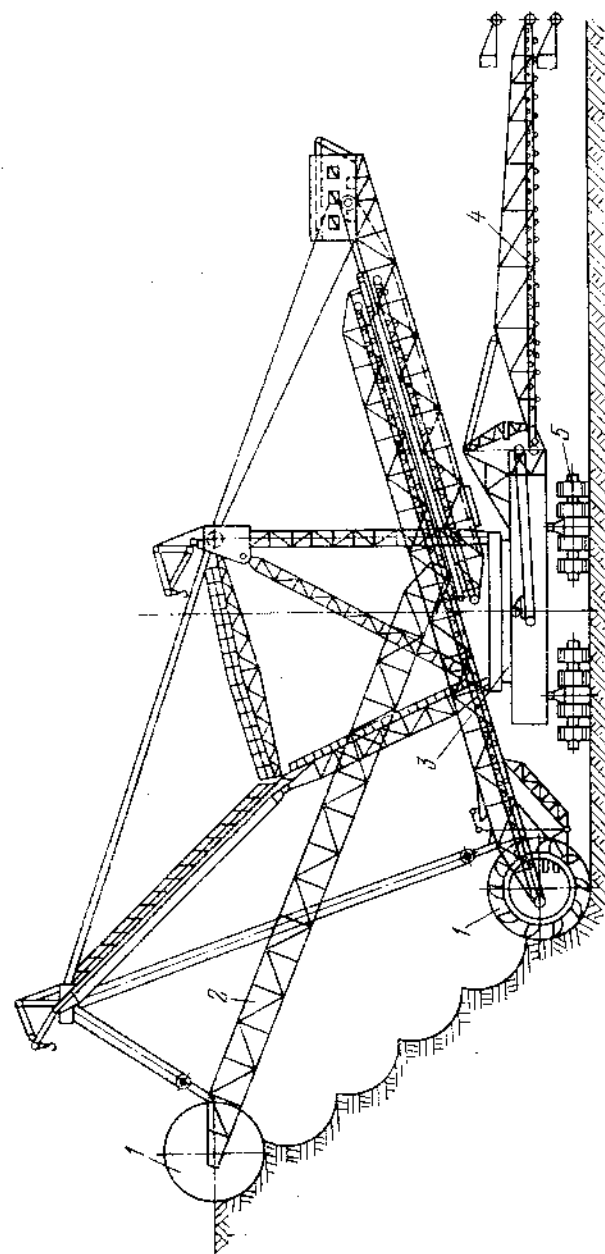


Рис. 154. Схема роторного экскаватора:

1 — роторное колесо; 2 — роторная стрела; 3 — поворотное устройство; 4 — разгрузочный конвейер; 5 — ходовая часть

Показатели	ЭРГ-400 17 1,5	ЭРГ-400 Д	ЭР-1250 17 1,5	ЭР-2500 30 3	ЭРШР-1600 40 7	ЭРШР-Д-5000 30 3	ЭРШР-Д-6250	ЭРШР-12 500 32 4
Диаметр ротора, м	6,4	6,4	6,5	8,5	16	13	11,5	18
Число ковшей	9	9	9	10	10	16	22	13
Вместимость ковша, м ³	0,4	0,32	0,3	0,6	1,6	1	0,6	3,2
Установленная мощность электродвигателя, кВт	580	580	670	1100	3860	5740	9200	9200
Наибольший радиус черпания, м	24,2	24,2	24,4	38	73,7	65,9	48,1	48,5
Наибольший радиус разгрузки, м	25	23	22,6	26	59	45	59	38,5
Высота черпания, м	17	15	17	30	40	30	30	32
Глубина черпания, м	1,5	1,5	1,5	3	7	3	2,1	4
Число разгрузок в минуту	57	76,5	76,5	50—70	36—52	56—80	110—143	50—65
Ширина конвейерной ленты, мм	1200	1200	1200	1400	2000	2000	2000	2800
Скорость движения ленты, м/с	4	4; 4,6	4,5; 4,7	4	3,95	3,95	4,15	4,6
Тип хода	Гусеничный		Шагающе-гусеничный					
Давление на основание, кПа	10	11	13,5	19	12,6	14	14	12,5
Рабочая масса, т	578	590	700	1350	4265	4700	3850	5700
Теоретическая производительность, м ³ /ч	1370	1250—1800	1250—1600	2500	3500—5000	5000	5250	12 500

кромке ковшей ротора, меньшим удельным расходом электроэнергии (на 1 м³ породы).

Отечественная промышленность выпускает роторные экскаваторы нескольких типов. Их техническая характеристика приведена в табл. 27.

Схема работы экскаватора, т. е. последовательность выемочно-погрузочных работ в забое, зависит от условий его применения. Прежде всего необходимо правильно, соответственно рабочему оборудованию экскаватора определять основные конструктивные элементы забоя.

Экскаваторные забои при выемке бывают траншейные (тупиковые) — ограниченные с трех сторон массивом (рис. 155, а), фронтальные — ограниченные только с двух сторон (рис. 155, б) и торцовые (рис. 156). Разгрузка породы в тупиковом (траншейном) забое производится обычно в автосамосвалы на одном уровне с экскаватором или на борту траншеи. Производительность экскаватора в таком забое при погрузке в средства транспорта, расположенные на дне траншеи, на 25—40 % ниже, чем в фронтальном из-за сложности обмена транспорта. Работа драглайна в траншейном забое показана на рис. 155, в (1—61 — последовательность выемки элементов забоя).

На мягких породах при погрузке в транспортные сосуды, расположенные на одном уровне с экскаватором, забой имеет

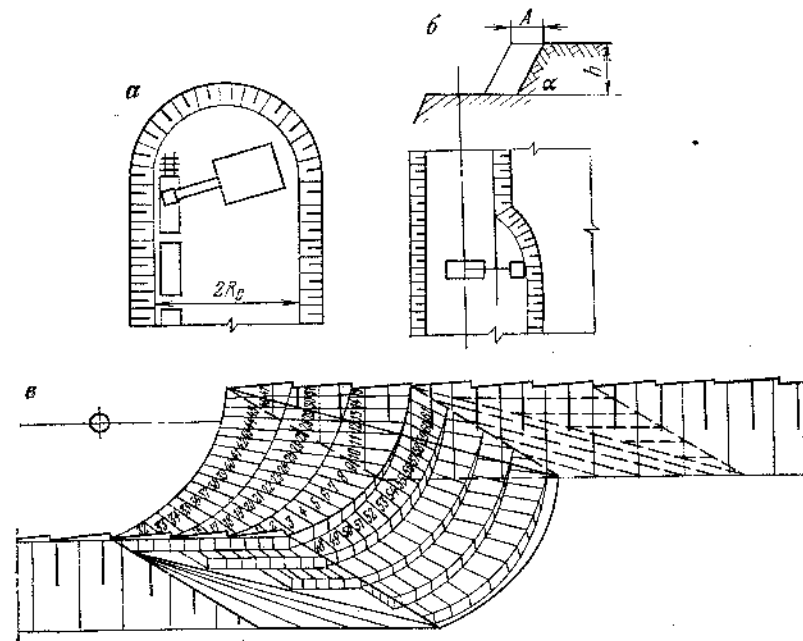


Рис. 155. Схема работы экскаватора в забое

форму, показанную на рис. 156, а. Ширина его устанавливается равной одному или полутора радиусам черпания экскаватора, а высота — не более максимальной высоты черпания, чтобы не образовались опасные для людей и механизмов завесы породы, но не менее $\frac{2}{3}$ длины стрелы, чтобы обеспечить наполнение ковша за одно черпание.

Выемку и погрузку взорванных скальных пород, когда ширина развала больше ширины заходки, экскаватор обычно производит за два-три прохода. При выемке за два прохода

(рис. 156, б) сначала экскаватор грузит породу из основания развала, а затем обратным ходом после передвижки железнодорожных путей ближе к забою — остальную массу.

Рабочие размеры драглайна определяют ширину и высоту его забоя (рис. 156, в). Разгрузка породы производится в отвал — на нижнюю или верхнюю площадку уступа — или в транспортные сосуды, расположенные на верхней площадке уступа, на безопасном расстоянии от его бровки.

Экскаватор во время работы должен стоять на твердом, хорошо выровненном основании. Располагать его лучше при устойчивых породах ближе к забою, чтобы при минимальной продолжительности операции черпания обеспечивалось хорошее наполнение ковша. Оптимальное расстояние от транспортных сосудов равно радиусу черпания в конце операции. В этом случае не понадобится удлинять или укорачивать рукоять при разгрузке. Обычно техническая производительность экскаватора выражается в $\text{м}^3/\text{ч}$ или $\text{т}/\text{ч}$.

Производительность экскаватора зависит от ряда факторов, в том числе от длины уступа, приходящейся на одну машину, называемой фронтом работы экскаватора. Правильное определение величины фронта имеет большое значение для того, чтобы экскаватор работал наиболее эффективно. При слишком коротком фронте трудно рационально разместить добычное и транспортное оборудование и создать необходимый запас подготовленной горной массы. У экскаватора с ковшом вместимостью 3—4 м^3 фронт работы должен быть не менее 200 м, а если позволяют размеры месторождения — 600—800 м. В том случае, если разрабатывается месторождение небольшой длины, что не позволяет создать необходимую длину фронта, то работы ведут на нескольких горизонтах одновременно.

Вместимость транспортных средств и их расположение у забоя также влияют на производительность экскаватора. Когда вместимость транспортной единицы в четыре-пять раз больше вместимости ковша, экскаватор работает производительнее. Наиболее производительна работа экскаватора в отвал, без погрузки в транспортные сосуды при бестранспортной схеме. Эта схема возможна только при определенных горно-геологических условиях и при таких размерах стрелы экскаватора, которые позволяют работать с большим радиусом разгрузки.

К числу основных факторов, определяющих производительность экскаватора, относятся также физико-механические свойства разрабатываемой породы (крепость, вязкость и обводненность, качество рыхления), состояние организации горных работ и транспорта в карьере.

За основу расчета часовой производительности экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$) принимают следующую формулу:

$$Q = 3600 V k_{\text{н}} \eta / t k_{\text{р}}, \quad (64)$$

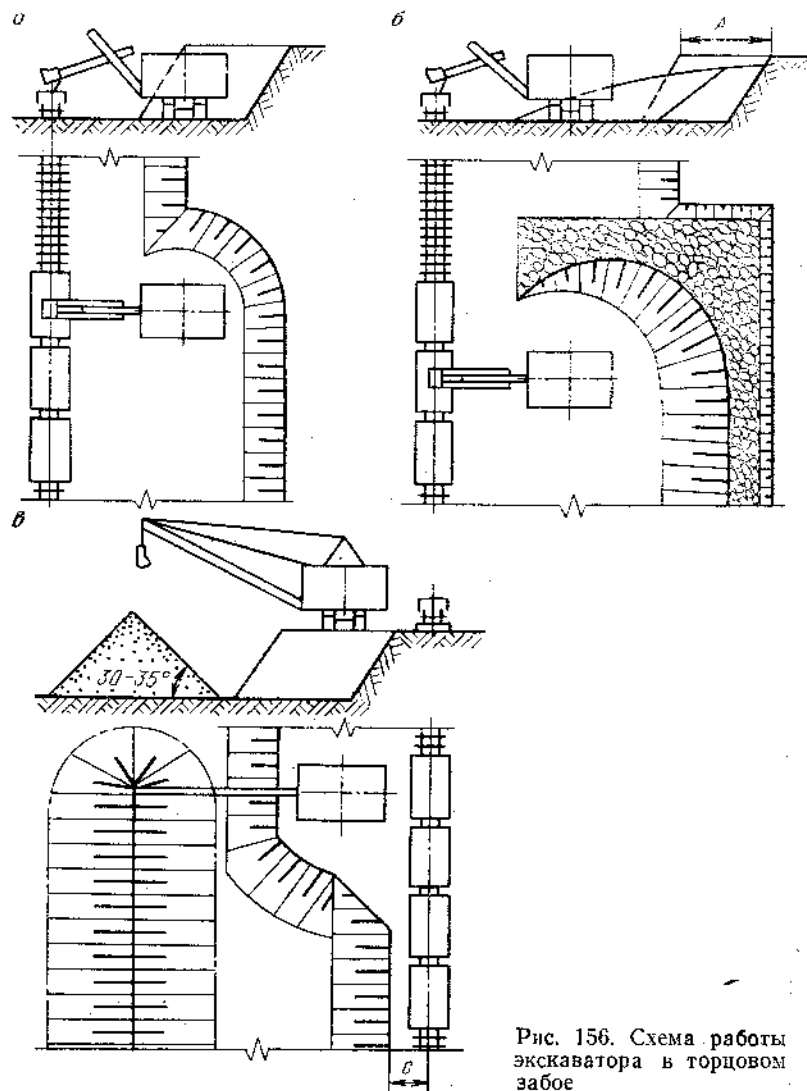


Рис. 156. Схема работы экскаватора в торцовом забое

где t — продолжительность цикла, с; V — вместимость ковша, м^3 ; $k_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления экскавируемого материала; η — коэффициент использования рабочего времени экскаватора.

Продолжительность цикла складывается из времени наполнения ковша, его подъема, поворота экскаватора, выгрузки и обратного поворота в рабочее положение (причем 50—60 % времени занимают повороты). Коэффициент наполнения зависит от физического состояния породы (наполнение ковша сыпучими породами больше, скальными — меньше) и от качества дробления и принимается в пределах 0,6—1,2. Коэффициент разрыхления экскавируемого материала зависит от физических свойств породы (крепости): 1,1—1,3 для мягких пород и 1,3—2 для скальных. Коэффициент использования рабочего времени, представляющий собой отношение времени работы экскаватора на погрузке (времени экскавации) к общему времени работы в течение часа, колеблется от 0,3 до 0,8. Величина этого коэффициента зависит главным образом от организации работ, а также от вида транспорта, четкости его движения. При хорошей организации работы экскаватора и соответствующего ему транспорта, а также при работе в отвал коэффициент использования рабочего времени на практике достигает 0,75.

Формула часовой производительности применима и для механической лопаты, и для драглайна. При этом надо учитывать, что производительность последнего всегда меньше при одинаковой вместимости ковша, так как продолжительность цикла у него больше, чем у механической лопаты; коэффициент использования рабочего времени при погрузке в транспортные средства у драглайна меньше, чем у механической лопаты.

По приведенной формуле можно определять часовую производительность и многоковшового экскаватора, введя в нее величину $60/n$ (n — число ковшей, разгружающихся в 1 мин).

Сменную, месячную, годовую производительность вычисляют путем умножения на соответствующее число часов, дней работы экскаватора.

Для одноковшовых экскаваторов повышение производительности достигается при уменьшении продолжительности рабочего цикла (за счет совмещения операций, создания оптимальных условий работы экскаватора и т. п.), сокращения простоев, увеличении коэффициента наполнения ковша, правильном подборе транспортных средств и четкой организации работы транспорта, улучшении взрывного дробления породы.

§ 94. ПРИМЕНЕНИЕ ЗЕМЛЕРОЙНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН

При открытой разработке мягких и сыпучих пород в качестве основного горнотранспортного оборудования широко применяют скреперы и бульдозеры. Различаются они по типу рабочего органа: у скрепера — ковш, у бульдозера — лемех. Эти

машины относятся к классу землеройно-транспортных: при перемещении в рабочем состоянии (скрепер — при опущенном ковше и поднятой передней заслонке, бульдозер — при опущенном лемехе) они снимают послойно грунты, транспортируют их и затем разгружают.

Колесные скреперы бывают самоходные и прицепные в сцепе с трактором-тягачом. Их используют на вскрышных, подготовительных (при проведении траншей) и вспомогательных работах — при зачистке кровли пласта, для нарезки новых уступов, при планировке площадок и других работах. Скреперы оборудуют ковшом вместимостью от 3 до 45 м^3 .

Машины с ковшом вместимостью 6—30 м^3 широко применяются на вскрыше мощностью от 5 до 20 м.

Скрепер состоит из прицепного устройства, рамы, ковша и механизма управления. Ковш можно опустить, и тогда он при движении врзается лезвием в грунт и наполняется. Затем ковш поднимают, скрепер движется к отвалу и там его разгружают. Цикл работы скрепера состоит из четырех операций: наполнения ковша, перемещения наполненного скрепера от забоя до отвала, разгрузки на отвале, перемещения порожнего скрепера от отвала к забою.

Заполняют скрепер на расстоянии от 10 до 30 м в течение 45—90 с в зависимости от крепости грунта и глубины резания. На разгрузку затрачивается от 15 до 60 с. С учетом погрузки и разгрузки в нормальных условиях средняя скорость рабочего хода скрепера около 100 м/мин. На транспортирование расходуется 70—75 % продолжительности цикла; на загрузку и разгрузку 25—30 %.

После предварительного рыхления механическим рыхлителем скрепером можно разрабатывать плотные породы, а иногда после рыхления взрывными работами — скальные. При вязких породах скреперы не применяются. На переувлажненных породах они малопродуктивны и практически почти не используются. Применение прицепных колесных скреперов целесообразно при расстоянии транспортирования породы до 2 км. При расстоянии до 4 км применяют мощные самоходные скреперы.

Для ориентировочных расчетов можно использовать данные, приведенные ниже.

Вместимость скрепера, м^3	3—4	6—8	11—15
Рациональное расстояние перемещения в один конец, м	30—120	60—180	90—240
Часовая производительность, м^3	30—50	50—98	60—112

К числу недостатков скреперов относятся небольшой срок их службы, значительное уменьшение производительности при дальних расстояниях транспортирования и пригодность для самостоятельной работы только в мягких сыпучих грунтах.

На небольших карьерах гравия и песка, иногда при выемке их из воды используют канатные скреперы. Ими можно также производить вскрышу наносов с транспортированием прямо в отвал или на платформы, с которых ведется погрузка в вагоны или автомашины. Наиболее широкое распространение канатные скреперы получили при сооружении дамб и насыпей, создании выемок, при расчистке водоемов, углублении небольших рек и каналов.

Бульдозер представляет собой гусеничный трактор, реже колесный тягач, оборудованный лемехом.

Лемех поднимают и опускают с помощью гидравлического или канатно-блочного устройства. У некоторых моделей лемех можно не только устанавливать на нужной высоте, но и поворачивать по горизонтали. Бульдозеры выпускают мощностью от 30 до 280 кВт с лемехом длиной от 2,5 до 5,7 м. Наиболее мощный и совершенный бульдозер модели Д-365 дает тяговое усилие до 220 кН.

Универсальные модели снабжены сменным рабочим оборудованием: рыхлителем, дереворезом и кусторезом, снегоочистителем.

Бульдозеры применяют на основных (при разработке россыпей) и вспомогательных работах (для выемки и перемещения горных пород в карьере и на отвалах, планировки площадки, зачистки кровли и почвы пласта и для других целей). Наиболее производительны они при разработке рыхлых пород; крепкие породы требуют предварительного рыхления специальными рыхлителями или буровзрывными работами. За один ход бульдозер перемещает до 10 м³ породы и транспортирует ее на расстояние 100—150 м, с увеличением расстояния производительность резко снижается.

Область применения бульдозеров на открытых горных разработках ограничивается небольшими расстояниями перемещения породы (обычно десятки метров), при больших расстояниях применяют скреперы.

За последнее время на карьерах получают все большее распространение одноковшовые погрузчики. Современные одноковшовые погрузчики имеют следующие технологические параметры: удельное усилие резания 10—12 МПа режущей кромки ковша, высота разгрузки до 5 м, скорость движения порожняком от 15 до 45 км/ч и с горной массой от 10 до 25 км/ч, радиус поворота от 6,5 до 10 м, грузоподъемность в неподвижном положении до 80 т, в движении до 40—50 т. Погрузчики применяют в качестве основных выемочно-погрузочных машин или вспомогательных в сочетании с мощными экскаваторами, в некоторых случаях — и как транспортное средство.

Преимущества: высокая производительность — до 1000 т/ч, маневренность и большая скорость передвижения, универсаль-

ность применения, простота конструкции, сравнительно небольшая стоимость и значительно меньшие, чем при работе экскаватора, эксплуатационные расходы. Недостатки: размеры рабочего оборудования не позволяют разрабатывать уступы высотой более 10 м, напорное усилие недостаточно для резания горных пород средней крепости и для загрузки ковша скальной горной массой, если она недостаточно раздроблена взрывом.

§ 95. ПРИМЕНЕНИЕ ТРАНСПОРТНЫХ СРЕДСТВ

Транспорт на карьерах играет исключительно важную роль. Будучи органически связан со всеми технологическими процессами, транспорт непосредственно влияет на технико-экономические показатели этих процессов и в значительной степени определяет эффективность открытых разработок. Максимальные показатели работы всего горного оборудования могут быть обеспечены только при условии правильного выбора и четкой организации использования транспортных средств. Основными видами карьерного транспорта являются железнодорожный, автомобильный и конвейерный. Реже используют канатный и гидравлический транспорт. В некоторых условиях могут быть использованы для перемещения пустых пород транспортно-отвальные мосты и консольные отвалообразователи. В последнее время расширяется применение комбинированного транспорта, представляющего сочетание двух или трех его основных видов.

Главные факторы, определяющие выбор вида транспорта: объем горной массы, подлежащей транспортированию; горно-геологические условия залегания месторождения; физико-механические свойства и крупность транспортируемых горных пород; расстояние транспортирования; глубина разработки. Так как фронт вскрышных и добычных работ постоянно подвигается, транспортные трассы часто перемещают и в карьере, и на отвалах.

Размеры, грузоподъемность и другие основные параметры транспортного оборудования, как уже отмечалось выше, находятся в прямой зависимости от вместимости ковша экскаватора.

Наибольшее распространение на крупных карьерах получил железнодорожный транспорт, на карьерах средней и малой мощности — автомобильный. В последние годы благодаря выпуску отечественной промышленностью мощных самосвалов с грузоподъемностью 27, 40, 75 т и более использование автотранспорта значительно расширяется. Растет объем конвейерного транспорта, обеспечивающего поточную технологию на карьерах. В последние годы успешно работает комбинированный транспорт: автомобильный в забое, конвейерный или железнодорожный на доставке по магистрали к фабрике.

Железнодорожный транспорт широко распространен на карьерах СССР самостоятельно и в комбинации с другими видами транспорта.

В зависимости от производительности карьера, рельефа местности, принятой схемы откаточных путей в качестве локомотивов применяют электровозы, тепловозы, тяговые агрегаты (паровозы практически вытеснены с открытых разработок электровозами).

Электровозы по сравнению с паровозами имеют существенные преимущества: они развивают большую силу тяги при трогании с места и легко преодолевают крутые подъемы, просты в обслуживании, хорошо работают в тяжелых климатических условиях.

Наибольшее применение на карьерах получили контактные электровозы. От преобразовательных подстанций ток по контактному проводу поступает через токоприемник электровоза к расположенным между осями моторам.

На электровозах, получающих по контактному проводу переменный ток (электровозы переменного тока), он преобразуется в постоянный на самом электровозе.

Так как подвешенный над серединой пути троллейный провод мешает погрузке вагонов экскаваторами, на забойных и отвальных путях его располагают сбоку от рельсового пути, а электровозы дополнительно оборудуют боковым токоприемником. Применяемые на карьерах промышленные электровозы ЕЛ-1, ЕЛ-2, 21Е, 26Е, Д-100М, Д-94 и другие имеют сцепной вес, т. е. вес, приходящийся на его ведущие оси, от 1000 до 1800 кН, тяговое усилие до 300 кН и могут развивать скорость 60—70 км/ч, преодолевать с груженым составом подъем до 0,04. Мощность двигателей электровозов достигает 2500 кВт.

Другим перспективным видом карьерных локомотивов являются тепловозы. Они имеют высокий к. п. д. (25—27 %, тогда как у электровозов 14—15 %), значительную силу тяги и в отличие от электровозов не требуют контактной сети. Отечественной промышленностью выпускается двухсекционный тепловоз ТЭ-3 со сцепным весом 1260 кН и мощностью двигателей 1472 кВт в одной секции.

При больших объемах перевозок и относительно большой глубине карьера получили распространение тяговые агрегаты, состоящие из электровоза управления, тепловозной секции (секции автономного питания) и одного или нескольких моторных думпкаров.

Так, агрегат переменного тока ОПЭ-1, изготавливаемый Новочеркасским электровозостроительным заводом, состоит из электровоза управления, секции автономного питания (мощность дизеля 1472 кВт) и моторного думпкара (грузоподъемностью 80 т). Его сцепной вес 3600 кН. Он может осуществлять вожде-

ние составов массой 1500—2000 т со скоростью 25—30 км/ч на уклонах $i=40\div60\%$.

Тяговый агрегат постоянного тока ПЭ-2М, изготавливаемый Днепропетровским электровозостроительным заводом, состоит из электровоза управления, двух моторных думпкаров (грузоподъемностью 45 т). Сцепной вес агрегата 3800 кН.

Скальные и полускальные вскрышные породы и руды на современных карьерах перемещают в саморазгружающихся вагонах-думпкарах с поднимающимися или более распространенными откидывающимися бортами.

Думпкары опрокидываются автоматически, чаще повагонно, при помощи сжатого воздуха, от компрессора, установленного на локомотиве.

Думпкары большой вместимостью выпускают заводы Днепропетровский и Калининградский. Грузоподъемность думпкаров для тяжелых условий работы (погрузка крепких крупнокусковых руд и пород): четырехосных — 40—80 т, шестиосных — 95 т, но достигает 140—150 т при погрузке мягких пород. Отечественная промышленность стала выпускать думпкары ВС-180 грузоподъемностью 180 т.

Гондолы и хопперы, т. е. вагоны с глухим металлическим кузовом грузоподъемностью до 90 т с разгрузкой через дно или через круговой опрокидыватель применяют на карьерах значительно реже.

Согласно «Правилам технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом», на карьерах применяют нормальные ширококолейные пути шириной колеи 1524 мм, на отдельных карьерах — шириной 750, 900 и 1000 мм. Для широкой колеи обычно укладывают рельсы типа Р-43 массой 43,6 кг/м, Р-50 массой 50,6 кг/м, реже Р-65 и Р-75. Шпалы для этого пути обычно деревянные (редко железобетонные, металлические) длиной 2,7 м, толщиной 13,5—17,5 см; на 1 км их укладывают от 1400 до 2000 шт. Рельсовые пути на карьерах разделяют на стационарные, укладываемые на продолжительный срок в капитальных траншеях, на транспортных бэрмах, на съездах и др., и передвижные — забойные внутрикарьерные и отвальные пути, переносимые по мере продвижения забоя или отвала.

Железнодорожный путь состоит из верхнего строения (рельсы, шпалы, балласт, стрелки, глухие пересечения и т. п.) и нижнего (земляное полотно со всеми искусственными, водотводными сооружениями в нем или под ним).

На путях, расположенных в забое карьера, производится погрузка вагонов и замена груженных порожними. Правильный выбор схемы карьерных путей имеет большое значение, так как от этого зависит скорость обмена вагонов, а следовательно и длительность простоев экскаватора. Оптимальные схемы должны обеспечивать наиболее быструю замену груженого состава

порожняком, при минимальном числе маневров во время обмена составов; возможность при применении многочерпакового экскаватора по мере продвижения забоев переукладывать пути без задержки работы экскаватора и без перерыва движения в карьере.

Тип и число одновременно работающих экскаваторов на одном горизонте, а также вид забоя имеют определяющее значение при выборе схемы карьерных путей. Самая простая схема при работе одного одноковшового экскаватора показана на рис. 157; при одновременной работе двух и больше экскаваторов на одном горизонте она значительно усложняется (рис. 158).

Для погрузочно-разгрузочных участков подбирают схему с учетом влияния длительности обмена составов на производительность транспорта. При небольшой протяженности пути применяется однопутная тупиковая схема; в пункте, находящемся в начале уступного пути, происходит обмен составов.

При значительной длине фронта целесообразны схемы с переносным тупиком или с разъездом, позволяющие значительно сократить время обмена. Вариант с переносным тупиком проще, но маневров при нем больше.

При двухпутной схеме организация работ самая простая, но она конструктивно сложнее и требует больших затрат.

Порожняк при однопутной схеме подают одновременно к каждому экскаватору, и груженные составы также выводят одновременно. Но если останавливается один экскаватор, то по всему фронту прекращается погрузка; это большой недостаток данной простейшей организационной схемы. Значительное преимущество по сравнению с ней имеет тупиковая, когда погрузку производят все экскаваторы, независимо один от другого.

Наиболее эффективная двухпутная схема со съездами, дающая возможность непрерывно вести погрузку. При нижней и верхней экскаваторной погрузке применяют однопутную схему с самостоятельными тупиками. Каждый экскаватор при ней имеет независимый погрузочный тупик. На разгрузочных участках, на отвалах обычно однопутная тупиковая схема, реже — кольцевая. При длине тупика более 1,5—2 км кроме основного разъезда в пункте, где от главных путей отходит отвалный и производится обмен составов, устраивают дополнительный разъезд.

Основные прямые участки рельсовых путей соединяются один с другим круговыми и переходными кривыми. По «Правилам технической эксплуатации» минимальный радиус кривой передвижных путей для широкой колеи при электрической тяге принимается не менее 100 м. Трассировка рельсового пути находится в прямой зависимости от глубины, размеров и формы карьера, рельефа местности и способа разработки месторожде-

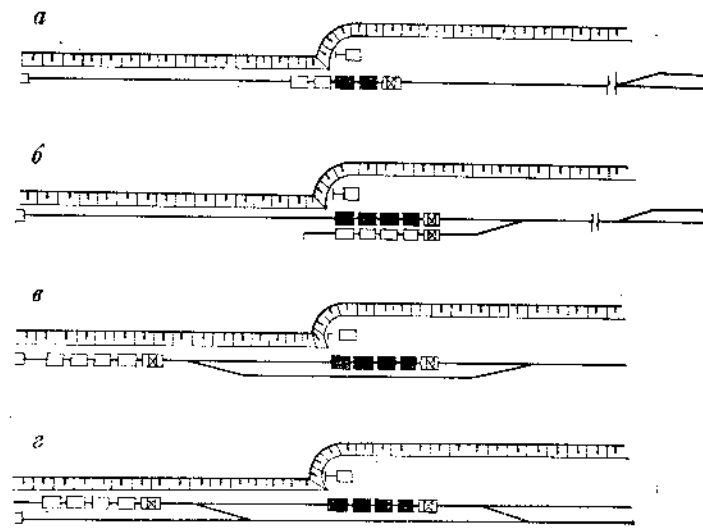


Рис. 157. Схема устройства забойных рельсовых путей при работе одного экскаватора:

а — однопутная тупиковая; б — с переносным тупиком; в — с разъездом; г — двухпутная

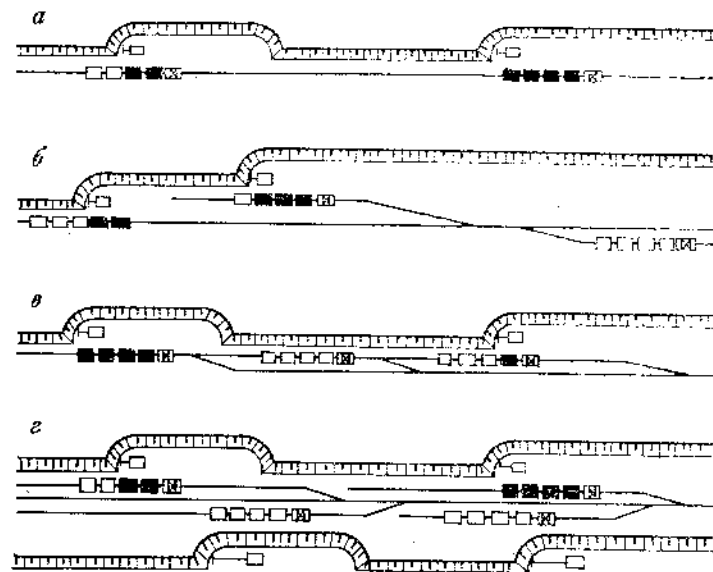


Рис. 158. Схема устройства забойных рельсовых путей при работе нескольких одноковшовых экскаваторов:

а — однопутная; б — тупиковая; в — двухпутная со съездами; г — однопутная с самостоятельными тупиками

ния. Если разность отметок в пределах карьерного поля значительна, то трасса развивается в виде тупиковых, спиральных съездов или их комбинаций.

Необходимость переноса карьерных путей вслед за подвижным забоем является серьезным недостатком рельсового транспорта.

Перемещение рельсовых путей выполняется путевыми кранами грузоподъемностью до 45 т на железнодорожном или гусеничном ходу или специальными машинами — путеперекладчиками и путепередвижателями. Площадку, прежде чем приступить к перемещению пути, обычно зачищают экскаваторами, а затем выравнивают бульдозерами.

Для механизации самых трудоемких — путевых работ на карьерах также применяют вагоны-дозаторы для насыпки балласта на путях, рельсорезные и рельсоверлильные станки, самоходные шпалоподбоекные машины, съёмные путеподбивщики, кустылезабойщики и т. п.

Автотракторный транспорт получает все большее применение на разработке рудных месторождений СССР. Подвижной состав автотракторного транспорта представлен: автосамосвалами и тягачами с прицепами и полуприцепами. Карьерные автосамосвалы имеют грузоподъемность от 5 до 70 т, вместимость кузова 3,5—40 м³, скорость движения от 6 до 60 км/ч. Они предназначены для экскаваторной погрузки и отличаются от обычных самосвалов следующими конструктивными особенностями: кузов стальной с приваренными ребрами к боковым стенкам и днищу, что увеличивает их жесткость и прочность; он разгружается путем опрокидывания его назад на угол 50—65° при помощи пневматического или гидравлического привода; для предупреждения просыпания руды или породы при перевозке карьерные автосамосвалы имеют специальные амортизаторы, кабина предохранена металлическим козырьком с большим запасом прочности.

На современных карьерах наиболее распространены автосамосвалы марок КрАЗ-256 (10 т), КрАЗ-251 (12 т), КрАЗ-256Б (12 т) — с механической передачей, БелАЗ-540 (27 т), БелАЗ-548 (40 т) — с гидромеханической передачей, БелАЗ-549 (75 т) — с электромеханической передачей. Технические характеристики большегрузных автосамосвалов и тягачей с полуприцепами даны в табл. 28. При погрузке экскаваторами с ковшем небольшой вместимости целесообразно применять машины малой и средней грузоподъемности, а при вместимости ковша 4 м³ и более — грузоподъемностью 10—20 т. Наиболее производительный одноковшовый экскаватор работает с автосамосвалом, вместимость кузова которого превышает вместимость ковша экскаватора в несколько раз.

Колесные тягачи с прицепами и полуприцепами (прицеп опирается одним концом на шасси тягача, ко-

ТАБЛИЦА 28

Показатели	Автосамосвал БелАЗ-540	Тягач БелАЗ-540В с полуприцепом 5271	Автосамосвал БелАЗ-548	Тягач БелАЗ-548В с полуприцепом 5272
Грузоподъемность, т	27	45	40	65
Масса (без груза), т	21	30,4	27	39,5
Коэффициент тары	0,78	0,675	0,675	0,60
Вместимость кузова, м³	15,3	23,4	21,7	34,0
Мощность двигателя, кВт	265	290	380	380
Максимальная скорость, км/ч	55	55	57	57
Основные размеры, мм:				
длина	7210	10 900	8170	12 480
высота	3415	3 650	3780	4 000
ширина	3480	3 480	3700	4 000
Минимальный радиус поворота, мм	8,32	8,5	9,5	9,5
Угол опрокидывания кузова, град	55	65	55	65
База (тягача), мм	3550	3550	4200	4200

ПРОДОЛЖЕНИЕ ТАБЛ. 28

Показатели	Тягач БелАЗ-531 со сменным оборудованием	БелАЗ-549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	—	75	110	180
Масса (без груза), т	15	47,7	85	120
Коэффициент тары	—	0,636	—	—
Вместимость кузова, м³	—	33,7	44	90
Мощность двигателя, кВт	265	630	960	1550—1700
Максимальная скорость, км/ч	55	55	50—52	52,5
Основные размеры, мм:				
длина	4800	9700	11 000	13 200
высота	—	4900	5 000	5 750
ширина	—	4400	6 100	7 400
Минимальный радиус поворота, мм	—	9,0	12	15
Угол опрокидывания кузова, град	—	—	—	—
База (тягача), мм	—	4200	5300	6500

торое является как бы седлом для него). Используемые на карьерах седельные прицепы разгружаются через дно либо так же, как железнодорожные вагоны типа «Хоппер». Полуприцепы обычно разгружаются назад и набок. Прицепы и полуприцепы имеют грузоподъемность от 10 до 165 т.

Колесные тягачи отличаются высокой маневренностью, боль-

шой скоростью передвижения с грузом (от 6 до 50 км/ч), возможностью преодоления крутых подъемов и удобством ремонта. На карьерах получили распространение тягачи МАЗ-529, БелАЗ-540В.

Гусеничные тракторные тягачи с прицепами от обычных тракторов отличаются главным образом большей мощностью двигателя (от 44 до 185 кВт). Гусеничные тракторные тягачи используют с несколькими прицепами, образующими автопоезд.

Основной недостаток тракторного транспорта, ограничивающий его применение, — небольшая по сравнению с другими видами автотранспорта скорость (от 3 до 30 км/ч).

Автодороги. Успешное применение автомобильного транспорта в значительной степени зависит от состояния автодорог. На открытых разработках их разделяют на стационарные, прокладываемые в капитальных траншеях и на поверхности, и временные — забойные и отвальные. Основные элементы автодороги: проезжая часть, обочины, кюветы.

Строят и содержат стационарные дороги подобно автомагистралям общего пользования. Проезжая их часть имеет покрытие из щебня, гравия, бетона или отдельных железобетонных плит. Временные забойные и отвальные автодороги устраивают без покрытия, выравнивая поверхность экскаватором, а затем планируя бульдозером.

Полустационарные дороги обычно имеют щебеночное покрытие, укрепленное каменноугольной смолой, нефтяным маслом или другим вяжущим веществом.

Ширина проезжей части при однополосном движении равна ширине автосамосвала и двум свободным зазорам по 0,4—1 м с обеих сторон, а при двухполосном движении к этой величине прибавляется еще ширина одного автосамосвала и 0,4—1,5 м на зазор между встречными машинами. Радиусы закруглений карьерных дорог для автомашин должны быть не менее 20 м, а при применении тракторных поездов — не менее 15 м.

Конвейерный транспорт получил широкое распространение на карьерах. Он прост в эксплуатации, обеспечивает непрерывность транспортирования, расходует сравнительно немного электроэнергии, экономичен, может перемещать руду или породу под углом до 18°, несложен в монтаже. Конвейерный транспорт чувствителен к физико-механическим свойствам горных пород (в стандартном исполнении может транспортировать грузы с размером куска не более 250—300 мм, затруднено транспортирование горной массы с глинистыми включениями, обводненных, тексотропных, склонных к смерзанию), а также к климатическим условиям эксплуатации.

На карьерах, преимущественно на вскрышных работах, применяются обычные ленточные конвейеры. В настоящее время создаются специальные конвейеры для крупнокусовых грузов

(на ходовых опорах) и крутонаклонные (с дополнительной покрывающей прижимной лентой).

Ленточный конвейер любого типа состоит из приводной станции с редуктором и электродвигателем; станины, составленной из отдельных секций с роlikоопорами (верхними и нижними), натяжной станции многопрокладочной или тросиковой резиновой ленты, являющейся одновременно грузонесущим и тяговым органом. Конвейерные установки подразделяются на стационарные и передвижные, а по выполняемой операции — на забойные, сборочные и подъемные. На карьерах применяют конвейеры с лентой шириной от 900 до 2200 мм.

Производительность и эффективность работы конвейерных установок находится в прямой зависимости от эксплуатационных качеств конвейерных лент: прочности, эластичности, долговечности.

Конвейерные установки могут иметь на карьерах большую протяженность.

Основные направления совершенствования ленточных конвейеров: создание износостойчивых лент, позволяющих транспортировать абразивную горную массу; повышение скорости движения ленты до 5—6 м/с; увеличение ширины ленты и длины конвейерного става; максимальное использование на конвейерных установках средств автоматики и телемеханики.

С увеличением масштабов работ и глубин рудных карьеров конвейерный транспорт получит большое распространение.

§ 96. МЕХАНИЗАЦИЯ ОТВАЛЬНЫХ РАБОТ

При открытой разработке рудных месторождений объем извлекаемых и размещаемых в отвалах пустых пород в несколько раз превышает объем добываемого полезного ископаемого и несоизмеримо больше, чем при подземной разработке. На рудных карьерах объем отвальных работ достигает иногда десятков и сотен миллионов кубометров в год. От организации отвальных работ зависит производительность вскрышного и транспортного оборудования, а следовательно всего комплекса вскрышных и добычных работ. Удельный вес отвальных работ в сумме расходов на 1 м³ вскрыши составляет в среднем около 20 %, а в мягких породах достигает 30 %. Поэтому все основные технико-экономические показатели работы карьера существенно зависят от правильности выбора способа отвалообразования.

Различают два типа отвалов по размещению относительно контура карьера: внешние и внутренние. Внутренними называют отвалы, расположенные в выработанном пространстве; внешними — вне контуров карьера.

Внутренние отвалы образуют преимущественно при бестранспортных и транспортноотвальных системах разработки

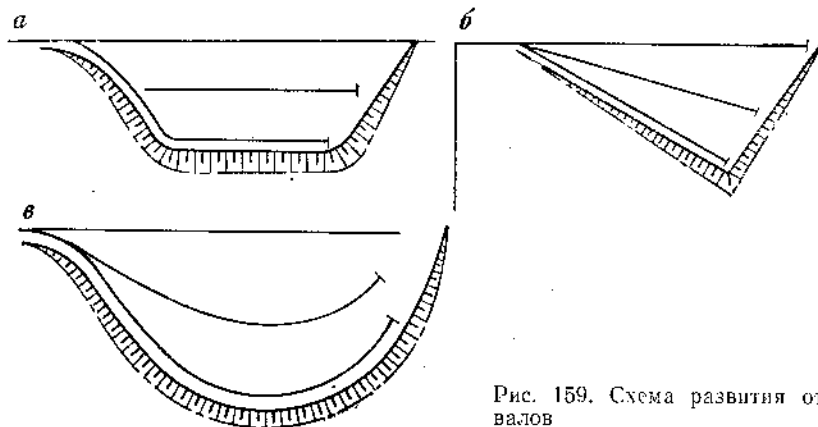


Рис. 159. Схема развития отвалов

и при определенных горно-геологических условиях (горизонтальные или слабонаклонные месторождения — до 10°). Стоимость вскрышных работ при внутреннем отвалообразовании значительно ниже.

Внешние отвалы создают, используя рельеф местности, склоны гор, балки, овраги, старые выработки, располагая по возможности ближе к карьеру и так, чтобы транспортирование породы из него на отвал происходило под уклон.

Обычно крупные карьеры создают или многоярусный отвал с несколькими тупиками, или несколько отвалов.

По основному виду горного оборудования, применяемому при отвалообразовании, различают экскаваторные, плужные и бульдозерные отвалы. Так как в процессе развития отвалов фронт отвалообразования перемещается по различным схемам, то отвалообразование бывает параллельное (рис. 159, а), веерное (рис. 159, б) и криволинейное (рис. 159, в), которое при полном развитии превращается в кольцевое.

Фронт отвалообразования при параллельной и веерной схемах развития постепенно укорачивается. При криволинейном развитии отвала этого можно избежать.

Создание отвалов начинается с образования так называемых первоначальных (пионерных) насыпей.

При горизонтальном рельефе местности более экономично образовывать пионерные насыпи драглайном или механической лопатой. В зависимости от радиуса и высоты разгрузки пионерную насыпь возводят высотой 10—12 м.

Образовывать пионерные насыпи на пересеченной местности значительно удобнее, особенно на косогоре. Вначале на склоне проводят по бестранспортному способу полутраншею, затем переносят пути на отсыпанную породу и продолжают отвалообразование.

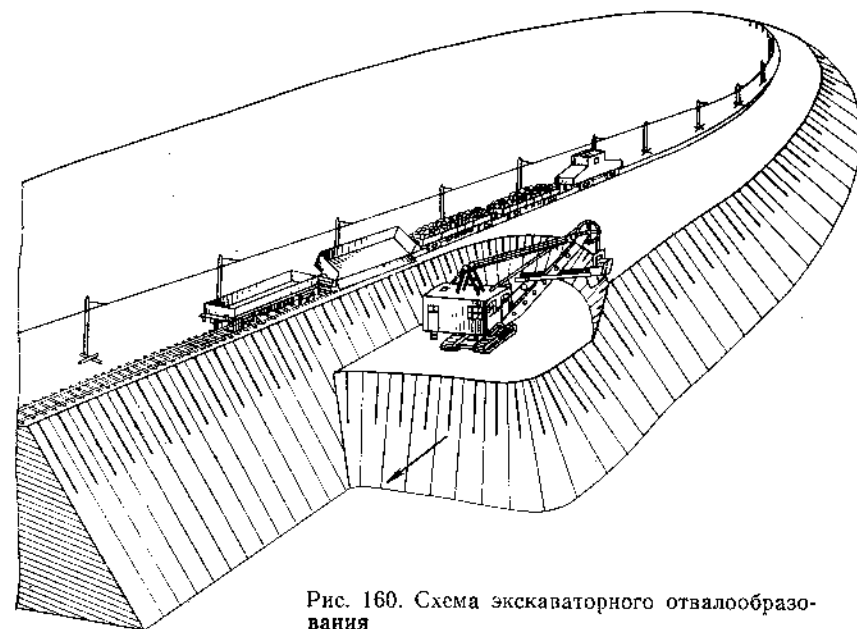


Рис. 160. Схема экскаваторного отвалообразования

Экскаваторные отвалы применяют при железнодорожном транспорте. При экскаваторном отвалообразовании (рис. 160) используют криволинейную схему. Работы на отвале ведут следующим образом. Породы из думпкаров разгружаются на промежуточную площадку отвала, находящуюся на подступе ниже уровня железнодорожных путей. Расположенный на площадке экскаватор, постепенно отступая вдоль линии железнодорожных путей, перелопачивает породу в нижний и верхний подступы. После того как экскаваторная заходка достигнет конца отвала, рельсовый путь переносят в новое положение, и экскаватор начинает отсыпать новую заходку. Высота экскаваторного отвала от 15 до 30 м, а шаг отвалообразования обычно составляет 20—30 м, что позволяет редко переносить железнодорожные пути. Экскаваторные отвалы при большом объеме отвальных работ экономичнее других способов внешнего отвалообразования. При небольшом объеме они нецелесообразны. Основной недостаток экскаваторных отвалов — повторная экскавация всей породы, что вызывает рост капитальных и эксплуатационных затрат и увеличение числа работающих экскаваторов.

Плужные отвалы, так же как и экскаваторные, применяют при железнодорожном транспорте. Плужное отвалообразование производится, как правило, по веерной или криволинейной схеме. Грузенные породой составы прибывают на отвал по расположенному вдоль его верхней бровки рельсовому пути.

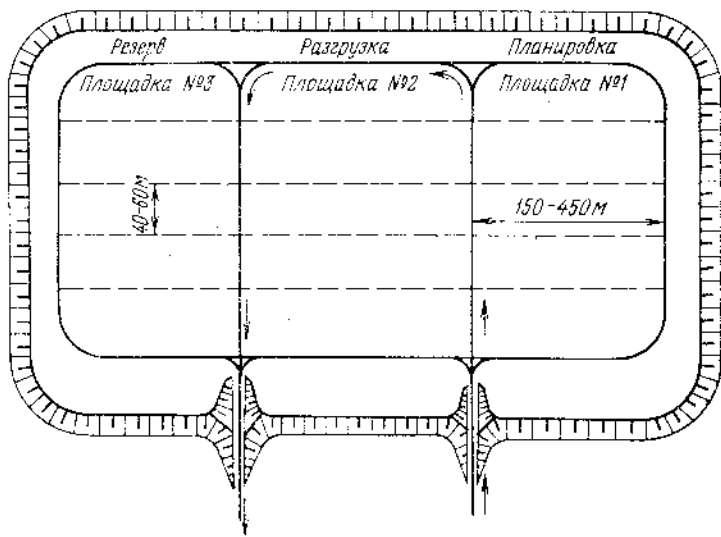


Рис. 161. Схема бульдозерного отвалообразования

Думпкары разгружают прямо над откосом отвального уступа. Через некоторое время площадка между рельсовым путем и бровкой отвала становится настолько широкой, что порода начинает задерживаться на ней, засыпая пути, мешая разгрузке думпкаров. Для продолжения отвалообразования применяют отвальный плуг.

На карьерах обычно используют отвальные плуги МОП-1 с пневматическим управлением, монтируемые на четырехосной железнодорожной платформе и транспортируемые электровозом с рабочей скоростью 6—10 км/ч.

Высота плужных отвалов обычно не превышает 12—15 м.

После того как отвальный уступ спланирован, приступают к передвижке пути с помощью путепередвижателей.

К числу недостатков плужных отвалов относятся: низкая производительность, большие эксплуатационные расходы, трудность укладки породы в высокие уступы, меньшая приемная способность отвала.

Бульдозерные отвалы применяют при автомобильном транспорте. Планировка отвала бульдозерами ведется в направлении, перпендикулярном к бровке отвала (рис. 161). Обычно отвал разделяют на отдельные участки: разгрузочный, планируемый и резервный. Общая длина фронта отвальных работ в зависимости от числа одновременно работающих автосамосвалов колеблется от 100 до 500 м. Производительность бульдозеров на отвале достигает 300 м³ в смену.

При складировании устойчивых пород и высоте отвала не более 10—15 м автосамосвалы разгружаются на расстоянии 1—1,5 м от бровки отвального уступа, а затем бульдозер сваливает породу под откос. При неустойчивых породах или значительной высоте отвала разгрузка производится по всей площадке с последующей планировкой бульдозером.

К числу достоинств бульдозерного отвалообразования относятся возможность создавать высокие уступы (при устойчивых породах в среднем 20—40 м), что значительно увеличивает приемную способность отвала, простоту его строительства и работы на нем, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы, маневренность оборудования.

Гидромеханизация отвальных работ возможна при рыхлых вскрышных породах и при достаточных запасах воды в районе, намеченном для отвалообразования. Гидроотвалы занимают большие площади, а поэтому могут применяться только в определенных условиях.

§ 97. ОСУШЕНИЕ И ДРЕНАЖ

При разработке обводненного месторождения необходимо проводить его осушение как во время строительства карьера, так и в период эксплуатации. Так как приток воды в карьерах складывается из грунтовых вод и атмосферных осадков, то кроме осушительных работ надо также ограждать разработки от атмосферных осадков путем проведения за внешним контуром карьера водоотводных канав.

Существуют три вида осушения: поверхностный, подземный и наиболее часто применяемый в последнее время комбинированный.

Поверхностное осушение в зависимости от рельефа местности, глубины карьера и других условий может осуществляться естественным или искусственным способом.

В первом случае проводится ряд канав, по которым вода сбрасывается в водосборную канаву или траншею. Площадь и форма сечения осушительных канав зависят от рельефа местности и притока воды.

Чаще применяется искусственный способ (рис. 162), когда карьерные воды по канавам отводят от рабочих забоев и направляют к наиболее низко расположенному участку, где устраивают водосборник. Из него воду откачивают на поверхность, а затем отводят за пределы разработок.

Для перехвата грунтовых вод применяют систему дренажных водоопонизительных скважин, которые бурят на глубину 100—150 м до подстилающих пород; в мягких породах они закрепляются обсадными трубами с фильтром внутри. Откачку воды производят насосами, установленными на поверхности, или специальными — погружными.

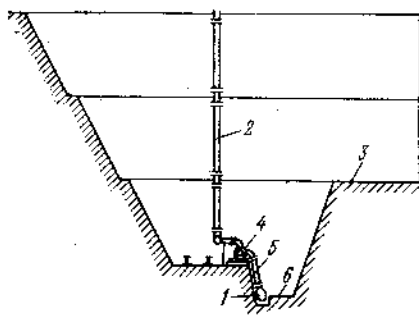
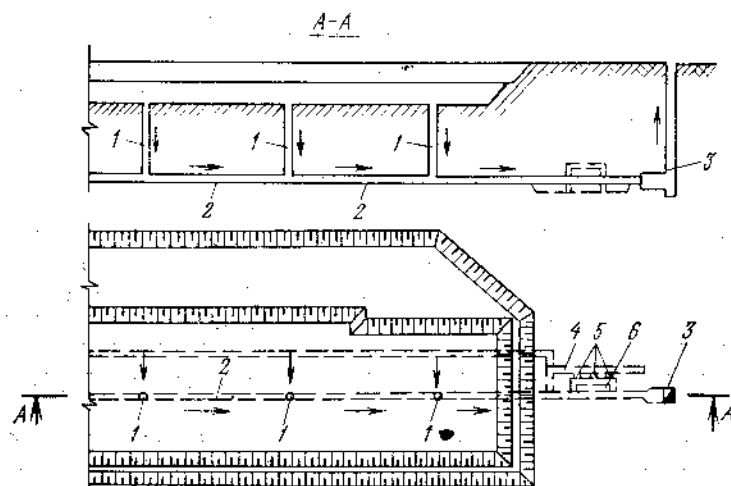


Рис. 162. Схема поверхностного искусственного осушения карьера:

1 — колодец; 2 — нагнетательный трубопровод; 3 — почва карьера; 4 — насос; 5 — всасывающий трубопровод; 6 — водосборник

Рис. 163. Схема подземного искусственного осушения карьера:

1 — водоотливные скважины; 2 — водоотливные штреки; 3 — водоотливный шахтный ствол; 4 — водосборник; 5 — колодец; 6 — насосная камера



Для осушения бортов траншей, породных и рудных уступов применяют дренажные горизонтальные скважины диаметром 200 мм, пробуренные с помощью специальных буровых станков. При подземном осушении проходят дренажный ствол шахты и по пласту или залежи полезного ископаемого проводят дренажные штреки (рис. 163). В кровле штреков, расположенных один от другого на 100—200 м, устанавливают через 30—40 м дренажные (забивные или сквозные) фильтры, а в почве — трубчатые фильтры и дренажные колодцы. Воду из подземных дренажных выработок откачивают по стволу шахты на поверхность.

При комбинированном осушении воду от забоев отводят канавами небольшого сечения к водоотливным скважинам, которые проводят на расстоянии 50—100 м одна от другой, скважины выводят в кровлю водоотливных подземных штреков, соединенных квершлагом с водоотливным шахтным стволом. У околоствольного двора находится достаточной вме-

стимости водосборник с колодцами, из которых установленные в насосной камере мощные насосы подают воду на поверхность через ствол шахты.

Приток грунтовых вод определяется путем предварительных гидрогеологических наблюдений и изысканий. Для уменьшения притока необходимо предварительное осушение поверхности и дренаж глубоко залегающих грунтовых вод.

Для этой цели проводят осушительные каналы; отводят русла рек и ручьев, если последние расположены в непосредственной близости к разрабатываемому карьере; проводят водоотводящие траншеи; производят дренаж буровыми скважинами при помощи опускных или стационарных насосов. Расстояние между скважинами зависит от характера водоносных пород и грунтовых вод.

Воду из неглубоких скважин откачивают стационарными насосами; один насос обычно обслуживает несколько скважин.

Глава 20

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 98. ВСКРЫВАЮЩИЕ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Для того чтобы получить доступ от поверхности земли к месторождению, проводят специальные — вскрывающие горные выработки, по которым удаляют транспортными средствами пустые породы. По этим же выработкам, когда начинается эксплуатация месторождения, доставляют в приемные пункты на поверхности и добываемые полезные ископаемые.

Вскрывающие горные выработки при открытой разработке бывают чаще открытые (главным образом — траншеи, а также полутраншеи, съезды), реже подземные (шахтные стволы, штольни). Вскрывающие выработки подразделяются на: капитальные (обычно расположенные на нерабочем борту карьера), стационарные (при разработке не перемещающиеся, рассчитанные на большой срок их использования), временные (выработки сравнительно небольшого срока использования, порядка 3—5 лет, проводимые для вскрытия верхних горизонтов или отдельных участков карьера), скользящие (расположенные на рабочих уступах и перемещающиеся соответственно продвижению фронта работ). Расположенные за пределами контура карьера называются внешними, в пределах контура — внутренними и, в зависимости от положения относительно центра карьера, центральными или фланговыми выработками.

Вскрывающие открытые горные выработки (обычно это капитальные траншеи) имеют ширину (понизу) в среднем

15—25 м, в зависимости от габаритов проходческого оборудования и транспортных средств, а также с учетом необходимости размещения взорванной горной массы первой заходки (по одному из бортов траншеи). Эти выработки проводят с уклоном, соответствующим виду применяемого транспорта: пологие, имеющие небольшой уклон (при железнодорожном транспорте 0,015—0,045, при автотранспорте 0,050—0,150), крутые, со значительным уклоном (при конвейерных подъемниках 0,250—0,330). При этом учитывают, что объем горных работ по проведению капитальных траншей с меньшим уклоном увеличивается, но условия эксплуатации транспорта при этом улучшаются на весь период существования карьера.

Для подготовки вскрытого месторождения или его части к добычным работам проводят разрезные траншеи. Они, как правило, уклона не имеют. Их размеры также зависят от горнотехнических условий и габаритов добычного оборудования и транспортных средств.

Так как в стоимостном выражении, отнесенном к 1 м³ породы в целике, проведение траншей значительно дороже работ на выемке уступа, то необходимо их проводить возможно меньшего объема.

Глубина траншей (м) определяется по формуле

$$H = Li, \quad (65)$$

где L — длина, м; $i = \operatorname{tg} \alpha$ (α — угол уклона траншеи).

В зависимости от количества вскрываемых уступов траншеи подразделяют: на отдельные, вскрывающие один уступ, групповые — несколько уступов и общие — все уступы карьера. Групповые и общие траншеи имеют сложную ступенчатую форму. Траншеи, предназначенные для въезда в карьер, называют въездными, для выезда — выездными, наклонные под большим углом прямые траншеи, оборудованные механическими подъемниками, — уклонами.

Вскрывающие и подготовительные выработки проводят в следующей последовательности (рис. 164). Вначале удаляют по сечению $АСВ$ породы вскрыши той части карьера, где будет проведена разрезная траншея $СКЛЕ$. В результате этих работ создается первый уступ $ДЕЛ$. Рабочая площадка уступа $ЕД$ должна иметь такую ширину, чтобы с достаточной свободой маневрирования разместить горнотранспортное оборудование, предназначенное для выемки по пустым породам $ВД$. После того как разрезная вскрышная траншея проведена, производят отработку нескольких заходов, чтобы обеспечить необходимое опережение вскрышных работ, затем по залежи проводят добычную разрезную траншею.

Для того чтобы производительность карьера по руде была равномерной, необходимо соответствующее опережение вскрышных работ, сохраняемое на все время эксплуатации карьера.

Рис. 164. Последовательность проведения вскрывающих и подготовительных выработок

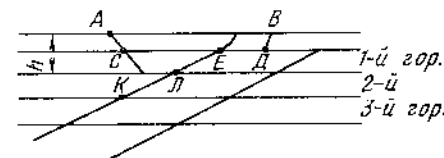


Рис. 165. Схема экскаваторной разработки вскрышного уступа с предварительным разрыхлением пород взрывом



При этом добычные и вскрышные забои должны работать независимо, обеспечивая указанное требование.

На рис. 165 представлены примерные размеры рабочей площадки и соответствующего объема опережения для разработки с применением взрывных работ вскрышного уступа высотой 10 м. Рабочая площадка $ЕД$ должна иметь ширину от 30 до 50 м, чтобы при остановке добычных работ на верхнем уступе было возможно продолжать их в течение 2—3 мес на нижнем, не снижая рабочую берму $ЖД$ и не сокращая объем производительности карьера. Определяющее влияние на ширину площадки $ЕД$ имеет величина $МТ$ — ширина развала взорванной породы. В зависимости от принятой схемы организации работ и объема производительности карьера устанавливается величина опережения $ЕЖ$.

Вскрывающие и подготовительные выработки продолжают проводить и в период полного развития добычных работ. Если вскрышные работы ведут только сезонно (а не весь год), то опережение должно быть значительно больше, порядка 6—7 мес. В этом случае величину опережения определяют в зависимости от длительности периода, в течение которого вскрышные работы не производят.

§ 99. ПРОВЕДЕНИЕ ТРАНШЕЙ

Способ проведения траншей устанавливают с учетом горнотехнических условий, типа применяемого горнотранспортного оборудования, местоположения и предусмотренных габаритов траншей. Соответственно тому как перемещаются горные массы, способы проведения траншей подразделяются на следующие основные способы:

транспортные — с перевозкой вскрышных пород в отвал, а добытой руды на обогатительную фабрику рельсовым,

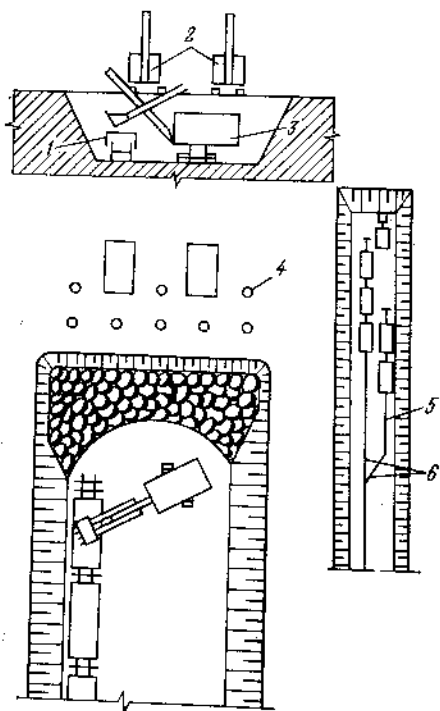


Рис. 166. Схема проведения траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой горной массы:

1 — думпкар; 2 — буровые станки; 3 — прямая лопата; 4 — буровые скважины; 5 — тупик; 6 — железнодорожные пути

на расстоянии порядка нескольких десятков метров от забоя создают выставочный тупик для формирования грузевого состава. К экскаватору порожняк подают вперед думпкар. После загрузки одного или двух задних думпкаров производятся маневровые работы: загруженный думпкар откатывают к выставочному тупику, а следующий за ним порожняк подают к экскаватору.

Преимущества этого способа: возможность проводить траншею сразу на всю глубину; использование любого типа механических лопат; благоприятные условия для выемочно-погрузочных работ. Недостатки: необходимость по мере продвижения забоя наращивать рельсовые пути и контактную сеть; погрузочный фронт ограничен радиусом действия стрел экскаватора; значительные перерывы в подаче порожняка, из-за чего снижается производительность экскаваторов.

Недостатки этого способа частично сокращаются при применении автотранспорта, обеспечивающего более эффективное

автомобильным, конвейерным или комбинированным транспортом;

бестранспортные — с размещением вынутой горной массы на бортах траншей;

специальные — с выемкой и удалением горной массы направленным взрывом.

В зависимости от вида и схемы расположения погрузочного и транспортного оборудования транспортные способы имеют несколько вариантов.

Наиболее распространенный — проведение траншей сплошным забоем с нижней погрузкой. При этом варианте экскаваторы типа механическая лопата (иногда спаренные) или драглайн с укороченной стрелой грузят породу в думпкеры или автосамосвалы, располагающиеся на одном с ними уровне на почве траншей (рис. 166). В этом случае

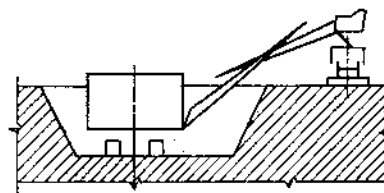


Рис. 167. Схема проведения траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой горной массы

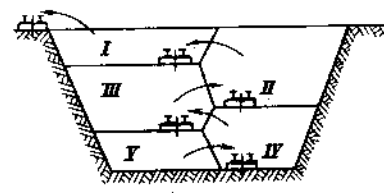


Рис. 168. Схема послойного способа проведения траншей

использование забойного экскаватора и сокращение сроков проведения траншей. При расстоянии транспортирования породы более 4 км целесообразно применять комбинированный транспорт: автосамосвалы — в качестве забойного, железнодорожный — основного транспорта.

Проведение траншей сплошным забоем с верхней погрузкой более рационально, чем с нижней, особенно в мягких и средних грунтах. При этом способе экскаватор грузит породу в вагоны, расположенные на борту траншеи (рис. 167). Суммарная величина глубины траншей, высоты вагона, шпал и рельсов должна быть меньше максимальной высоты разгрузки экскаватора.

Данный способ позволяет проводить траншеи глубиной 2—4 м, зависящей от рабочих параметров экскаватора, или применять специальные вскрышные экскаваторы ЭВГ-4, ЭВГ-6 с удлиненным рабочим оборудованием.

Преимущества способа: простая схема организации работ; отсутствие простоев для наращивания рельсовых путей и контактной сети; нет необходимости в маневрировании железнодорожного состава для замены загруженного думпкара порожняком; сокращение сроков проведения траншей. Недостатки: более высокие расходы на выемку породы (на 25—30 % по сравнению с нижней погрузкой экскаваторами обычного типа), вызванные главным образом необходимостью применять вскрышные экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием.

Послойное проведение траншей. При этом способе трассу будущей траншеи разделяют по высоте на несколько слоев, последовательно обрабатываемых экскаваторами (рис. 168).

Вначале обрабатывают слой I с погрузкой в состав, подаваемый на рельсовый путь, уложенный на борту траншеи. Затем рельсовый путь переносят на дно вынутаго слоя и грузят в них породу из заходки II. Отработав заходку II, путь переносят на ее подошву и начинают работу в заходке III и т. д. Основные достоинства способа: возможность применения обычных экскаваторов и одновременного использования нескольких

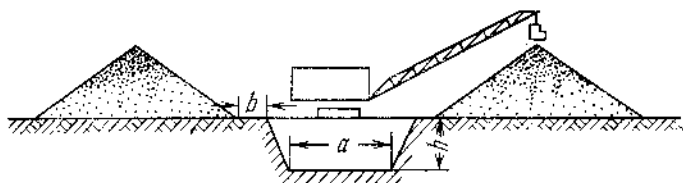


Рис. 169. Схема бестранспортного способа проведения траншей

машин при отработке разных слоев одной траншеи, более высокая скорость проведения. Недостатки: большой объем работы по перекладке путей; высокая стоимость проведения; низкая производительность экскаватора из-за малой высоты забоя; до выемки последнего слоя траншею нельзя использовать.

В мягких породах возможно проведение траншей многочерпаковыми экскаваторами. Этот способ применяется на предприятиях, где на вскрышных или добычных работах применяют многочерпаковые экскаваторы.

Бестранспортные способы проведения применяют в тех случаях, когда породу, вынимаемую из забоя, можно размещать на бортах траншей; необходимость в каком-либо транспорте при этом отпадает (рис. 169). В зависимости от параметров экскаватора и физико-механических свойств пород устанавливают размеры траншеи a и h . Площадка безопасности b , оставаемая между отвалом и верхней бровкой борта траншеи, соответствует ее глубине и устойчивости пород. Данный способ применяется при проведении въездных траншей, располагающихся на контурах карьера. При бестранспортных способах в любых породах применяют механические лопаты с удлиненным рабочим оборудованием, а в мягких породах — драглайны или многоковшовые экскаваторы.

Скорость проведения траншей в зависимости от условий и вида оборудования достигает 100—200 м в месяц. Стоимость проведения значительно ниже, чем при транспортном способе.

При проведении траншей взрывом на выброс или на сброс параллельно оси создаваемой траншеи закладывают скважинные, котловые или камерные заряды, рассчитанные на соответствующий объем и глубину выемки. Затем производят направленный взрыв на выброс или, при вскрытии нагорных месторождений, на сброс.

§ 100. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

В зависимости от вида вскрываемых выработок, их основного назначения и расположения относительно контура карьера способы вскрытия подразделяются на следующие.

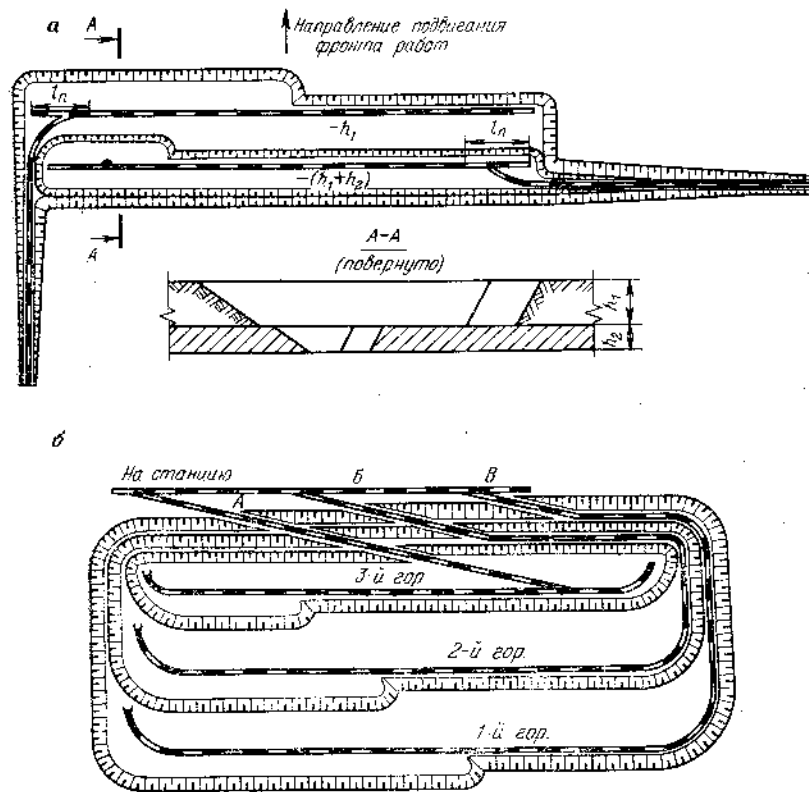


Рис. 170. Схема вскрытия отдельными траншеями: а — внешними; б — внутренними

Вскрытие внешними прямыми траншеями. Горизонтальные и пологие, неглубоко залегающие месторождения, а также расположенные в гористой местности, на косогорах, обычно вскрывают отдельными, групповыми или общими внешними траншеями. Проводят их чаще на фланге или флангах карьера, реже в центре.

Вскрытие отдельными внешними траншеями (рис. 170, а) позволяет транспортировать породу независимо с каждого горизонта. С увеличением глубины вскрываемого горизонта объем траншей возрастает, и объем горных работ резко увеличивается. Поэтому отдельными траншеями вскрывают два-три уступа при благоприятном рельефе местности (например, на косогоре).

При применении групповых или общих 1 и 2 траншей (рис. 171, а) вскрывают до пяти-шести уступов. При этом

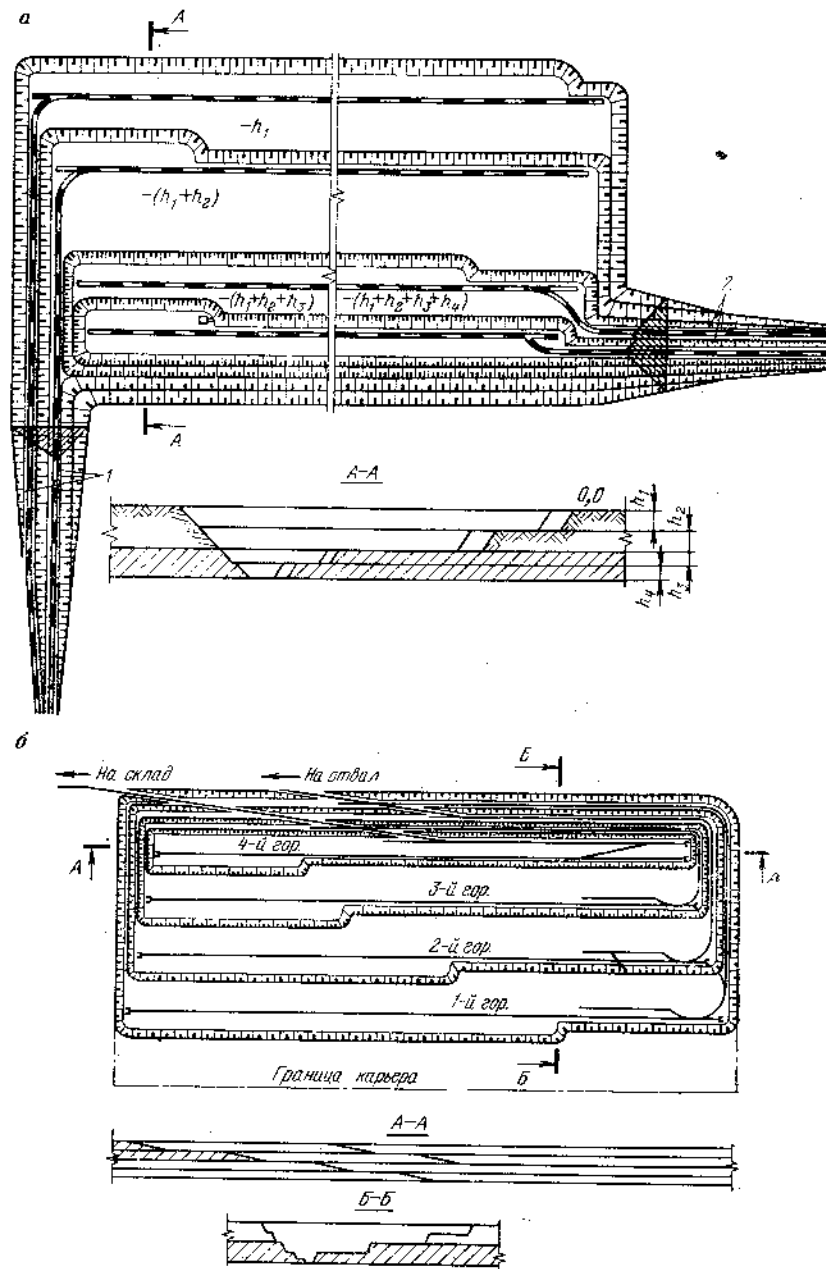
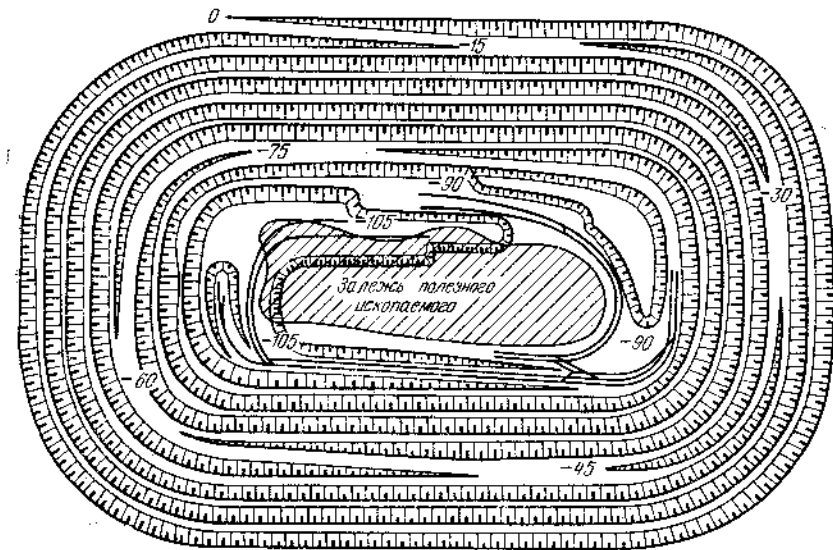


Рис. 171. Схема вскрытия групповыми траншеями:
а — внешними; б — внутренними;



или общими траншеями объем горных работ уменьшается. Для карьеров средней и большой глубины (глубиной 300—400 м) применяют вскрытие общими внутренними прямыми траншеями.

Вскрытие спиральными съездами. Этим способом вскрывают глубоко залегающие месторождения с большими промышленными запасами полезного ископаемого. При вскрытии спиральными съездами внутренние капитальные траншеи располагаются на бортах карьера, огибая контур залежи по спирали и имея соответствующий уклон для железнодорожного или автомобильного транспорта (рис. 172).

На каждом рабочем горизонте спиральная трасса траншей имеет горизонтальную площадку — пункт примыкания, от которого проводят разрезную траншею горизонта и развивают внутрикарьерные откаточные пути.

После полной отработки горизонта пункт его примыкания к спирали ликвидируют и переносят на следующий, нижележащий горизонт.

Достоинства способа: поточность движения поездов по капитальным траншеям; отсутствие маневрирования составов при переходе с внутрикарьерных путей на выездные спирали; в итоге — высокая производительность транспорта. Недостатки: ограниченность применения (необходимые условия — устойчивые борта карьера, значительная его ширина); основной объем вскрышных пород приходится вынимать в начальный период работы карьера.

Вскрытие петлевыми съездами, применяемое для глубоких месторождений с устойчивыми породами лежащего бока и при угле падения пластов не свыше 30° . Капитальные траншеи проводят по лежащему боку месторождения в виде отрезков, повернутых друг к другу на 180° и соединенных площадками с расположенными на них петлевыми трассами путей (рис. 173).

Достоинства: петлевые съезды можно проводить в нерабочем борту карьера, более высокая производительность оборудования благодаря непрерывности движения транспорта. Недостатки: применение ограничено; для устройства площадок требуются дополнительные вскрышные работы.

Вскрытие тупиковыми съездами, наиболее часто применяемое для наклонных и крутых глубоко залегающих рудных и нерудных месторождений.

Тупиковыми съездами называют группу внутренних траншей, вскрывающих отдельные горизонты и проводимых по нерабочему борту карьера с небольшим уклоном в противоположных направлениях и заканчивающихся горизонтальными тупиковыми площадками. На последних меняют направления движения железнодорожных составов (рис. 174). С этими площадками сопряжены пути рабочих горизонтов.

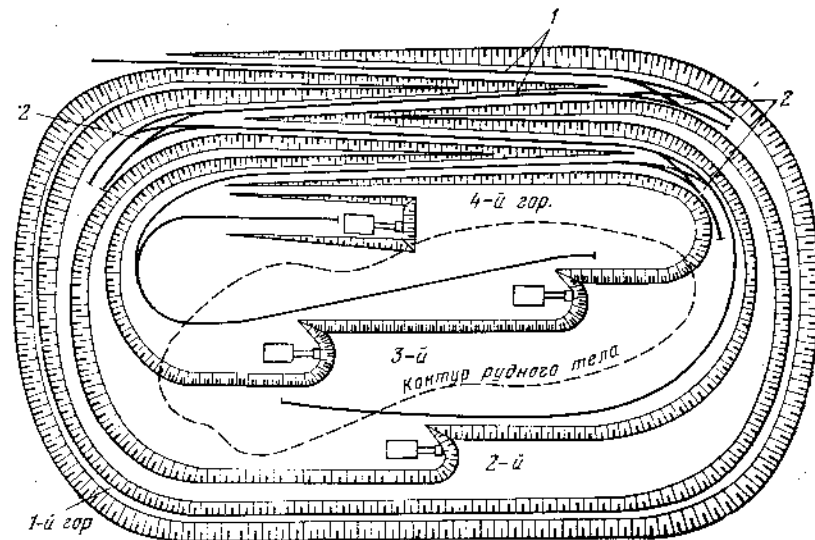


Рис. 174. Схема вскрытия тупиковыми съездами

Тупиковые съезды применяют при большой глубине залегания и при вытянутой форме месторождения. Поскольку последующие траншеи не выходят за намеченный разнос бортов, объем вынимаемых пород намного меньше, чем при вскрытии спиральными съездами.

Достоинства: незначительная зависимость от условий залегания месторождения, возможность размещения съездов на одном борту. Недостатки: значительная протяженность съезда 1 за счет тупиковых горизонтальных площадок 2 в местах перемены направления движения, из-за чего требуется увеличивать объем вскрыши; низкая средняя скорость движения поездов из-за перемены направления движения и маневров на тупиковых площадках.

Вскрытие скользящими съездами применяют для всех условий залегания полезных ископаемых, наиболее часто при вскрытии крутых и пологих месторождений большой мощности. При этом способе наклонным съездом отрабатываемый уступ разрезают по диагонали на две части. Затем производят выемку пород уступов переменной высоты. Применение скользящих съездов позволяет развивать горные работы от центра к флангам, что способствует быстрому вводу в эксплуатацию отдельных горизонтов.

Достоинства: сокращение сроков строительства карьеров, возможность ритмичного ведения вскрышных работ. Недостатки: необходимость периодического перемещения путей на

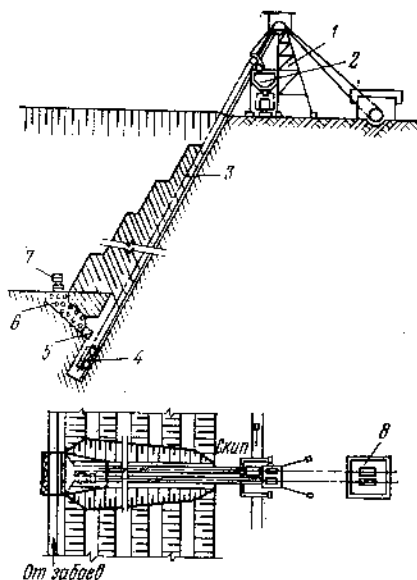


Рис. 175. Схема скипового наклонного подъемника:

1 — копер; 2 — бункер; 3 — канат; 4 — скип; 5 — дозатор; 6 — бункер; 7 — вагон; 8 — подъемная установка

в вагонетках, конвейерами или в скипах в зависимости от угла наклона траншеи. Подъем в вагонетках возможен при угле наклона до 20° . При большем — вагонетки поднимают, устанавливая их на специальных платформах.

Ленточные конвейеры устанавливают в траншеях при угле наклона до 18° . Горную массу на ленту конвейера загружают через воронки и бункера.

Преимущества конвейерных подъемников (поточность транспортирования, небольшие объемы горно-подготовительных работ, простота обслуживания, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы, обеспечение ритмичной работы дробилок и обогатительных устройств и т. п.) менее значительны, чем недостатки, присущие конвейерному транспорту (быстрый износ ленты и других элементов конструкции, налипание породы на ленту, ее пробуксовка и обледенение в зимнее время и т. д.). Поэтому конвейеры на крутых траншеях распространения не получили.

Преобладающее распространение получают скипы. На рабочих горизонтах для их загрузки устанавливают специальные воронки или бункера, а на поверхности — разгрузочные станции.

Достоинства вскрытия крутыми траншеями: небольшой срок подготовки карьера к эксплуатации; подъем горной массы со

съездах и значительная стоимость выемки горной массы, разрезаемой диагональным наклонным съездом части уступа.

Вскрытие крутыми траншеями, проводимыми с земной поверхности до рабочих горизонтов карьера. Эти траншеи, иногда называемые уклонами, оборудуют скиповыми, клетевыми или конвейерными подъемниками (рис. 175).

Этот способ применяют при разработке мощных глубоко залегающих месторождений. Крутые траншеи закладывают на нерабочем борту, обычно на породах лежачего бока, или в торцах карьера. Они имеют большой угол наклона, иногда равный углу погашения борта карьера. Поэтому объем их небольшой.

Горную массу поднимают

значительной глубины кратчайшим путем при сравнительно малых затратах; небольшой объем работ по выемке породы при проведении капитальных траншей, закладываемых при этом по наиболее устойчивым породам; возможность применить сразу несколько подъемников на одном карьере, что позволяет вести горные работы одновременно на нескольких горизонтах.

Недостатки: подготовка новых горизонтов через действующую капитальную траншею очень усложнена; весьма затруднена приемка груза на одну капитальную траншею при разработке сразу нескольких горизонтов; сложность осуществления ритмичной работы различных транспортных средств.

В последнее время скиповые подъемники в сочетании с доставкой рудной массы по рабочим горизонтам автосамосвалами получают все большее распространение, особенно при разработке глубоких горизонтов.

Для горизонтальных, близко от поверхности залегающих месторождений применяют иногда бестраншейное вскрытие. Траншей для соединения рабочих горизонтов с поверхностью при этом не проводят, а применяют для вскрытия месторождения кабельные краны, вскрышные или башенные экскаваторы или средства гидромеханизации.

Вскрытие подземными выработками (шахтными стволами, штольнями, тоннелями или рудоспусками). Этот способ применяют при вскрытии глубоко залегающих месторождений, расположенных в гористой местности, когда при вскрытии открытыми способами приходится удалять значитель-

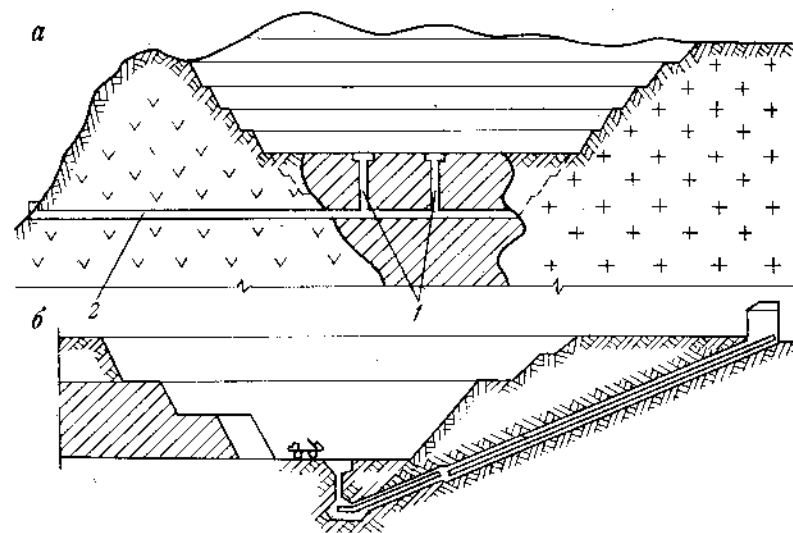


Рис. 176. Схема вскрытия штольней:

а — горизонтальной, б — наклонной

ный объем породы, что намного удорожает стоимость вскрышных работ. Для вскрытия таких месторождений проходят вертикальные или наклонные шахтные стволы, с которыми соединяют затем рабочие горизонты карьера. При неустойчивых породах верхних горизонтов глубоко залегающую часть месторождения иногда вскрывают не капитальными траншеями, а тоннелями. В нагорных карьерах применяют сочетание рудоспусков с откаточной штольной (рис. 176). Руду доставляют к рудоспускам 1 мощными автосамосвалами, сбрасывают по ним в штольную 2 и через бункер грузят в думпкары, в которых доставляют ее затем по рельсовому пути на обогатительную фабрику. Этот способ вскрытия оправдал себя в суровых и сложных условиях Заполярья, обеспечив непрерывную работу карьера и высокую его производительность.

Комбинированное вскрытие применяют при резко изменяющихся с глубиной формами и масштабами залегания месторождения, особенно в гористых местностях. Комбинированное вскрытие включает в себя два, а иногда и несколько описанных выше способов, сочетая открытые и подземные.

Основное преимущество комбинированного вскрытия заключается в его гибкости, позволяющей открыть доступ к месторождению выработками, наиболее соответствующими конкретным условиям, формам и размерам месторождения.

Глава 21

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

§ 101. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ

Система открытой разработки месторождений включает комплекс понятий: последовательность, порядок и средства проведения, взаимоувязку вскрышных и добычных работ в карьерах, обеспечивающих эффективность разработки, безопасность и комфортность ведения работ, рациональное использование запасов полезных ископаемых, соблюдение требований охраны окружающей среды.

Определяющее влияние на выбор системы разработки имеют горно-геологические и географические условия залегания месторождения: мощность, форма, структура и расположение месторождения относительно земной поверхности, климат, гидро-геологическая обстановка.

Открытая разработка месторождений ведется в следующей последовательности: первый этап — подготовка поверхности (удаление за контуры карьера природных и искусственных препятствий для ведения горных работ, осушение и ограждение его

территорий); второй — вскрытие месторождений способами, описанными в предыдущей главе; третий — добычные работы, связанные с текущими вскрышными; четвертый — рекультивация (восстановление нарушенных горными работами площадей культурной земли и отвалов).

Разработка открытым способом осуществляется отработываемыми сверху вниз слоями ступенчатой формы, называемыми рабочими горизонтами.

В зависимости от условий залегания месторождения и принятой производительности в работе может одновременно находиться различное число горизонтов. К добычным работам приступают после проведения разрезной траншеи по простиранию или вкрест простирания месторождения. Одновременно подготавливают нижележащий горизонт проведением капитальной, а затем разрезной траншеи.

Элементы системы открытой разработки: высота уступа, протяженность фронта работ, ширина забоя и рабочей площадки, интенсивность ведения горных работ в карьере.

С учетом горнотехнических условий, способа буровзрывных работ, параметров оборудования и условий транспортирования руды и породы устанавливают высоту уступа, которая изменяется от 10 до 30 м.

Форма и размеры забоя зависят от типа и рабочих параметров оборудования.

При работе механической лопаты высота уступа в мягких породах не должна превышать высоты черпания экскаватора, в скальных породах — полуторной высоты черпания. В мягких породах профиль забоя представляет собой траекторию движения ковша при черпании, а в сыпучих и разрыхленных взрывом скальных породах — линию естественного их откоса.

При работе многочерпаковых экскаваторов формы и размеры забоев зависят от конфигурации и размеров черпаковых рам, направления черпания и способа выемки горной массы.

Размеры рабочей площадки определяют в зависимости от геологических и производственно-технических условий. Наименьшая допустимая их ширина при разрыхляемых буровзрывными работами скальных породах представляет собой сумму: ширины заходки до взрыва, ширины максимального развала и транспортной полосы, зазоров между транспортной полосой и развалом, между транспортной полосой и бровкой уступа, ширины призмы обрушения. К полученной величине добавляют 5—6 м на установку дополнительных средств оборудования и транспорта. Ширина развала определяется структурой пород, шириной заходки, высотой уступа и способом рыхления.

Часть уступа по длине, разрабатываемую одним экскаватором, называют блоком. Его протяженность должна обеспечивать бесперебойную и независимую работу оборудования. Она колеблется от 100 м в мягких породах при применении конвей-

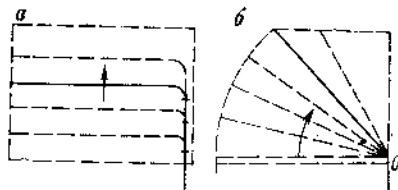


Рис. 177. Схемы перемещения фронта работ

на 50—250 м в год. Горизонтальное подвигание фронта работ по направлению бывает параллельным (рис. 177, а) и веерным (рис. 177, б).

Для нормальной работы карьера необходимо иметь достаточное количество вскрытых, подготовленных к зачистке и готовых к выемке запасов. Это обеспечивается тем, что вскрышные работы всегда опережают добычные.

Принимается примерно следующее соотношение вскрытых, подготовленных и готовых запасов полезных ископаемых: 1 : 0,5 : 0,25.

Интенсивность проведения горных работ в карьерах зависит от скорости горизонтального подвигания фронта работ, в свою очередь, определяющей основной показатель производственной мощности карьера — годовое понижение работ.

Достижение высокой производственной мощности при соблюдении условий безопасности горных работ, должных качеств добываемого полезного ископаемого, минимальных эксплуатационных затрат обеспечивают главное — максимальный экономический эффект деятельности предприятия.

Первостепенное значение при этом имеют применение мощного и совершенного горнотранспортного оборудования и оптимальный выбор системы разработки данного месторождения.

§ 102. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

В настоящее время имеется несколько классификаций. Классификация проф. Е. Ф. Шешко. Основной признак этой классификации — способ перемещения пустых пород. Соответственно все системы разделяются на три основные группы: бестранспортные, транспортные и комбинированные. Каждая группа, в свою очередь, подразделяется: бестранспортные — на три системы по способу перемещения пустых пород во внутренние отвалы (с непосредственной перевалкой экскаваторами, с кратной перевалкой экскаваторами, с перевалкой отвалообразователями); транспортные — на три системы по направлению перевозки пустых пород транспортными средствами (с перевозкой во внутренние отвалы, с перевозкой на внешние отвалы,

с частичной перевозкой во внутренние и частично на внешние отвалы); комбинированные — на две системы по преобладанию способа перевалки или перевозки пустых пород (с преобладанием перевалки во внутренние отвалы, с преобладанием перевозки во внутренние или на внешние отвалы).

Классификация акад. Н. В. Мельникова. Определяющий классификационный признак тот же, что и в предыдущей классификации. По этому признаку все системы разделены на пять основных групп: бестранспортные; транспортно-отвальные (в нее входят системы с перемещением пустых пород во внутренние отвалы посредством консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов); специальные (в нее входят системы с перевалкой пустых пород кабель-кранами, башенными экскаваторами или с удалением пород сред-

ТАБЛИЦА 29

Класс	Группа	Характерные признаки
I. Бестранспортные	А. Простая Б. С кратной перевалкой	Экскаваторы выполняют все операции по разработке: выемку, перевалку пустой породы во внутренние отвалы
II. Транспортно-отвальные	А. С применением консольных отвалообразователей Б. С применением транспортно-отвальных мостов В. С применением башенных экскаваторов	Выемочно-погрузочные работы производятся многочерпаковыми экскаваторами; удаление пустых пород во внутренние отвалы — консольными отвалообразователями, или транспортно-отвальными мостами, или башенными экскаваторами
III. Транспортные	А. С перевозкой породы во внутренние отвалы Б. С перевозкой породы на внешние отвалы В. С перевозкой породы на внешние и во внутренние отвалы	Все погрузочные работы производятся экскаваторами, а транспортирование — локомотивами или средствами безрельсового транспорта на внешние или во внутренние отвалы
IV. Комбинированные	А. С сочетанием I и III классов Б. С сочетанием II и III классов	Толщу вскрышных пород делят по вертикали на две зоны. Верхнюю разрабатывают экскаваторами с погрузкой породы в думпкары или автомашины, с транспортированием на внешние отвалы. Породы нижней зоны переваливают непосредственно в отвал вскрышными экскаваторами, транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями

ствами гидромеханизации или колесными скреперами); транспортные и комбинированные.

Классификация акад. В. В. Ржевского. Она основана на нескольких классификационных признаках, к которым относятся: изменение рабочей зоны в процессе отработки месторождения; вид фронта работ; направление выемки вскрыши и добычи полезного ископаемого в плане и в профиле; взаиморасположение рабочей зоны и отвалов. По этим признакам все системы разделены на две группы: Г (для горизонтальных или пологих залежей) и К (для крутых или наклонных), которые в свою очередь подразделяются каждая на четыре системы (продольные и поперечные однобортные или двубортные; веерные центральные или рассредоточенные; кольцевые центральные или периферийные). В определении системы включаются также данные об угле наклона слоя выемки и о том, внешнее или внутреннее расположение отвалов.

За последние годы разработаны: классификация проф. А. И. Арсентьева, в которой в качестве определяющего признака системы принят порядок формирования в пространстве и времени рабочей зоны карьера, определяемой соразмерностью развития горных работ на уступах, конструкцией и направлением продвижения забоев; классификация проф. М. Г. Новожилова и другие.

Для более детального рассмотрения основных систем разработки принимаем несколько упрощенную классификацию по способу перемещения вскрышных пород в отвалы (табл. 29).

§ 103. ХАРАКТЕРИСТИКИ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Бестранспортные системы. Системы наиболее просты в организационном отношении и экономичны. При этих системах экскавация вскрышных пород, перемещение их в выработанное пространство и размещение в отвале выполняются вскрышными экскаваторами типа прямая механическая лопата или драглайн, имеющими значительный радиус разгрузки (рис. 178).

При простой бестранспортной системе разработки (рис. 179) вскрытие месторождения и подготовительные работы осуществляют в следующем порядке. С одного из флангов месторождения проводят внешнюю отдельную траншею 1 со съездом 2 внутри нее для экскаватора (если транспортирование предусмотрено по почве пласта, то вместо съезда на добычной горизонт проводят въездную траншею). Далее вскрышным экскаватором проводят широкую разрезную траншею 3. Пустые породы при этом размещают на нерабочем борту 4 карьера. Добычным экскаватором проводят по руде разрезную траншею 5, чем и завершаются подготовительные работы. Иногда с дру-

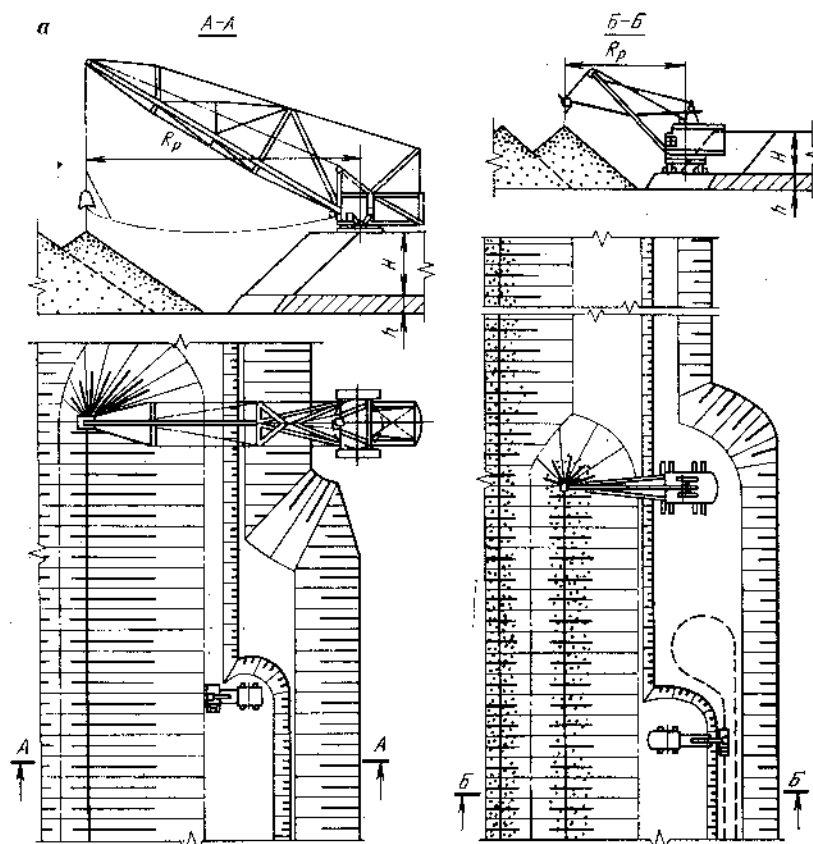


Рис. 178. Схемы бестранспортных систем разработки с применением: а — драглайна; б — механической лопаты

гого фланга месторождения проводят еще одну въездную траншею 6, создавая тем самым второй въезд в карьер. Дальнейшая разработка месторождения представляет собой последовательную отработку заходок I, II, III, IV и т. д. с перелопачиванием в выработанное пространство породы вскрышным экскаватором и выемкой руды добычными. После окончания отработки заходки вскрышные и добычные экскаваторы переводят для отработки следующей заходки.

При достаточной протяженности фронта работ и при наличии второй въездной траншеи уступ делят на два блока. При этом вскрышные и добычные работы ведут одновременно в 1-м и 2-м блоках.

Если мощность вскрыши значительна, а параметры вскрышного экскаватора недостаточны для размещения всего объема пустых пород в выработанном пространстве, применяют систему

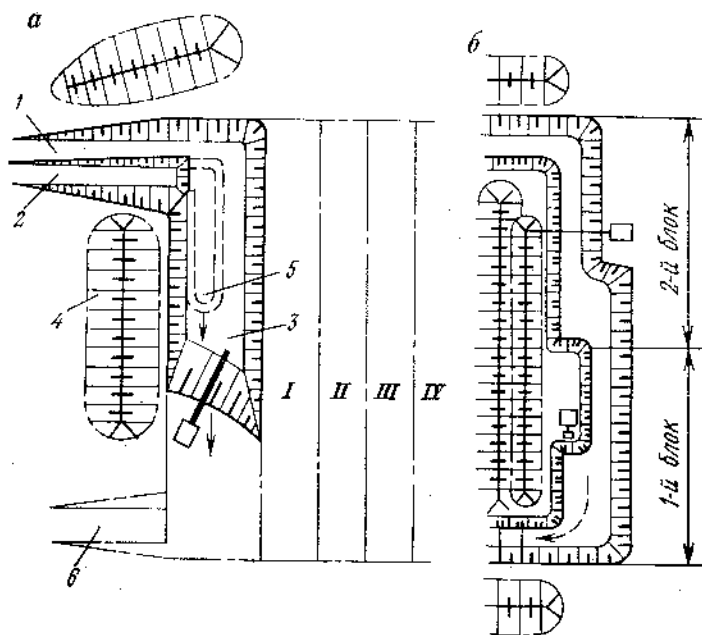


Рис. 179. Схемы основных элементов простой бестранспортной системы разработки:

а — вскрытия и подготовительных работ; б — вскрышных и добычных работ в разных блоках

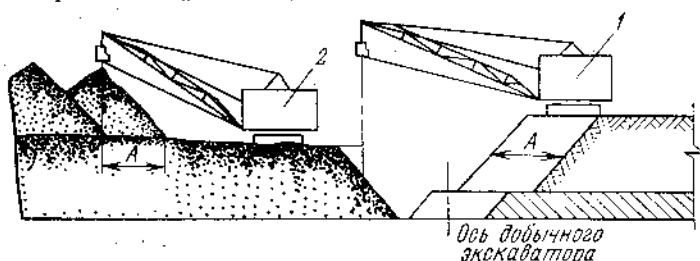


Рис. 180. Схема бестранспортной системы разработки с кратной перевалкой пород

с кратной перевалкой пород (рис. 180), позволяющую увеличить высоту вскрышного уступа до 40 м. Вскрышной экскаватор 1 укладывает весь объем пустых пород во внутренние отвалы; отвальный экскаватор 2, расположенный на спланированной площадке отвала, вторично переваливает часть вскрышных пород на ранее перемещенные в отвал породы. Отношение объема породы, переваливаемой отвальным экскаватором, к объему породы, уложенной во внутренние отвалы вскрышным экскаватором, называют коэффициентом переэкскавации.

Система экскаватор — карьер — вариант бестранспортной системы, когда вскрышные и добычные работы попеременно производит один экскаватор. Обычно эту систему применяют при разработке россыпных месторождений.

Основные преимущества бестранспортных систем: высокая экономичность (низкая себестоимость руды, так как расходы по удалению пустых пород меньше, чем при других системах), простота производства и организации работ, особенно при варианте «экскаватор — карьер». Недостаток — невозможность создания значительного количества вскрытых запасов полезного ископаемого ввиду зависимости работы добычного и вскрышного экскаваторов.

Транспортно-отвальные системы. В районах с благоприятным климатом при мягких породах вскрыши и спокойном залегании пласта, когда мощность вскрышных пород достигает 40 м и более, успешно применяют транспортно-отвальную разработку, при которой вскрышные породы перемещаются в отвал по кратчайшему пути. Транспортно-отвальные системы разработки подразделяют на системы с консольными отвалообразователями (на гусеничном или железнодорожном ходу), с транспортно-отвальными мостами и с башенными экскаваторами.

При транспортно-отвальных системах на вскрышных работах используют роторные или цепные многоковшовые экскаваторы, реже — прямые механические лопаты. На добычных работах применяют также многоковшовые и одноковшовые экскаваторы.

На рис. 181 показана схема системы разработки с консольным отвалообразователем. Экскаватор 1 грузит породу в бункер 2 отвалообразователя, и ленточный конвейер на металлоконструкции 3 перемещает породу в отвал 4. Металлоконструкции опираются на ходовые тележки 5. Консольные отвалообразователи имеют консоли длиной от 40 до 180 м, производительность их от 300 до 5500 м³/ч.

Транспортно-отвальная система с применением консольных отвалообразователей позволяет разрабатывать месторождения при мощности покрывающих пород до 40—50 м. Широкого распространения она не получила из-за ограниченности применения (сезонность, возможность разработки только месторождений горизонтального или пологого залегания).

При системе с транспортно-отвальным мостом (рис. 182) принцип разработки тот же, что и при применении консольного отвалообразователя, но с видоизменениями, обусловленными конструктивным отличием транспортно-отвального моста. Он состоит из следующих частей: несущей конструкции; металлической фермы 1 значительной длины; транспортирующего устройства — ленточных конвейеров 2; самоходных опорных конструкций — забойной 3 и отвальной 4; силового оборудования;

Рис. 181. Схема транспортно-отвальной системы разработки с применением консольного отвалообразователя

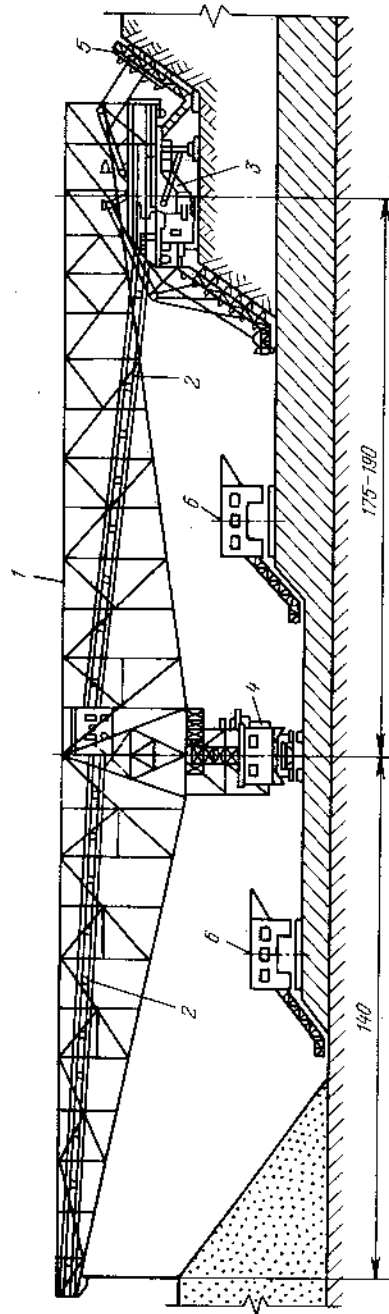
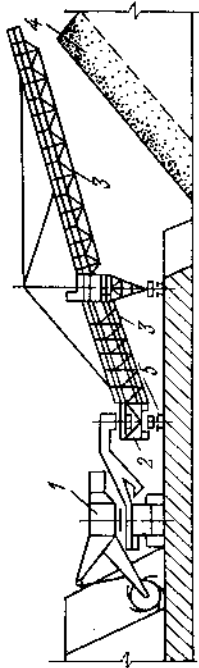


Рис. 182. Схема транспортно-отвальной системы разработки с применением транспортно-отвального моста

аппаратуры управления и защитных устройств. Погрузку на мост осуществляют работающие в сочетании с ним многоковшовые экскаваторы 5, которые часто встроены в конструкцию моста и во время работы передвигаются вместе с ним по рельсовым путям. Некоторые модели достигают длины свыше 500 м. Длина пролета у современных конструкций (расстояние между опорами) достигает 250 м. Опоры имеют такую высоту, что под мостовой фермой свободно размещается добычное оборудование 6. Конструкция мостовой фермы позволяет изменять в определенных пределах высоту установки и расстояния между опорами.

Горизонтальные размеры транспортно-отвального моста позволяют создавать значительно большие запасы подготовленных к выемке руд, а конструктивные особенности — разрабатывать месторождения с мощностью покрывающих пород до 60 м и отрабатывать рудный пласт двумя — четырьмя уступами. Эти преимущества обеспечили широкое применение транспортно-отвальных мостов.

Система с башенными экскаваторами применима при разработке пластовых месторождений, залегающих в мягких породах. Один и тот же экскаватор может быть использован как на вскрытие, так и на добычу. При этом экскаватор не только транспортирует породу или руду, но и добывает ее. Пустые породы складывают в сторону опорной башни и направляют в выработанное пространство.

Полезное ископаемое транспортируют к машинной башне и разгружают в специальный бункер.

Башенные экскаваторы и кабельные краны на открытых разработках рудных месторождений применяют редко из-за чрезвычайно ограниченной области применения; кроме того, способ неблагоприятен для механизации погрузки, а производительность кабельных кранов небольшая, с увеличением глубины разработки резко уменьшающаяся.

Транспортные системы. Отличительная особенность систем заключается в том, что пустые породы перемещают в отвалы колесным или конвейерным транспортом. Они получили наибольшее распространение при разработке месторождений с самыми разнообразными горно-геологическими условиями залегания. Их применяют при разработке рудных месторождений неправильной формы, наклонных или крутопадающих пластов, когда горные работы развиваются вглубь и невозможно размещать отвалы внутри карьера.

При разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений встречаются редкие для рудных залежей условия, когда полезное ископаемое можно вынимать сразу на всю мощность, благодаря чему возможно размещение пустой породы в выработанном пространстве. В этих случаях могут применяться не только бестранспортные системы, но и транспортная

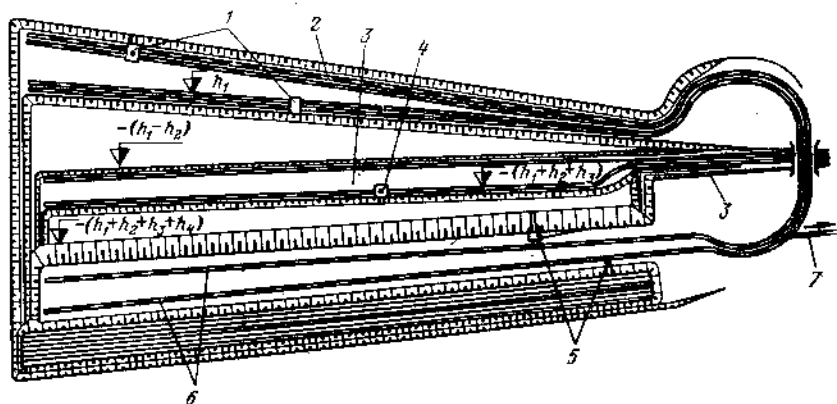


Рис. 183. Схема транспортной системы разработки с перевалкой породы во внутренние отвалы при веерном перемещении фронта горных работ:
1 — вскрышные экскаваторы; 2 — забойные пути; 3 — добычная траншея; 4 — добычный экскаватор; 5 — отвалообразователи; 6 — отвальные пути; 7 — путь на обогатительную фабрику

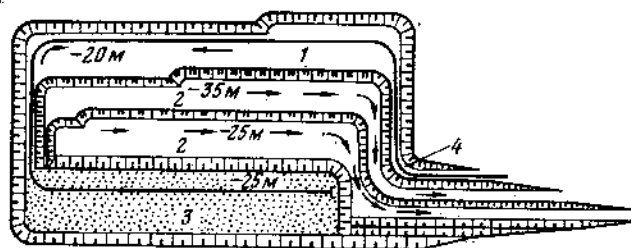


Рис. 184. Схема транспортной системы разработки с перевозкой породы во внутренние отвалы при параллельном перемещении фронта горных работ:
1 — вскрыши; 2 — руда; 3 — внутренние отвалы; 4 — вспомогательная вскрышная траншея

с перевозкой породы во внутренние отвалы. Перемещение фронта работ может быть веерным или параллельным.

Веерное перемещение фронта (рис. 183) применяют при использовании многочерпаковых экскаваторов. Вскрышные и добычные пути соединяют через поворотный пункт, располагаемый на поверхности, по возможности на пониженном участке, чтобы уменьшить подъем путей в грузовом направлении. Породные и добычные пути посредством путепровода пересекаются на разных уровнях, благодаря чему происходит рассредоточение грузопотоков. Производительность карьера может достигать при этой системе нескольких миллионов тонн горной массы в год. Основные параметры системы (высоту уступов, ширину рабочих площадок) определяют в зависимости от физико-механических свойств пород, рабочих размеров оборудования и вида транспорта.

Параллельное перемещение фронта (рис. 184) применяют, когда на вскрышных и добычных работах используют однокоровые экскаваторы. При этой системе вскрышные уступы соединяют с отвальными по одному из торцов карьера. Поезда для ремонта и экипировки выходят на поверхность по специальной траншее, имеющей большой подъем. Благодаря расположению транспортного горизонта на отвале ниже вскрышного горизонта пути имеют уклон в грузовом направлении и подъем в порожняковом. Тем самым наряду с минимальным расстоянием транспортирования достигается значительная полезная масса груженого поезда, что способствует высоким экономическим показателям системы.

При наклонных и крутопадающих пластах и мощных залежах применяют системы с перевозкой породы на внешние отвалы. Вскрытие таких месторождений при этих системах производят тупиковыми или спиральными внутренними траншеями (съездами).

При транспортной системе с перевозкой породы на внешние отвалы и вскрытием тупиковыми съездами (рис. 185) въездная траншея 1 завершается горизонтальным участком 2, служащим тупиковой площадкой. После проведения разрезной траншеи 3 экскаватор отработывает уступ заходками 4, 5 и т. д., по мере отработки которых переносят рельсовый путь 6. Траншея 7 вскрывает второй горизонт, отработку которого ведут одновременно с первым. Вскрышные и добычные работы могут производиться одновременно на двух, трех, четырех и более горизонтах. Пустые породы и руду вывозят на думпкарах. Рельсовые пути по мере отработки заходов переносят отдельными звеньями путевыми кранами грузоподъемностью 25—45 т на железнодорожном или гусеничном ходу. За смену кран переносит 400—500 м пути. Стационарное размещение вскрывающих выработок на рабочем борту упрощает порядок вскрытия,

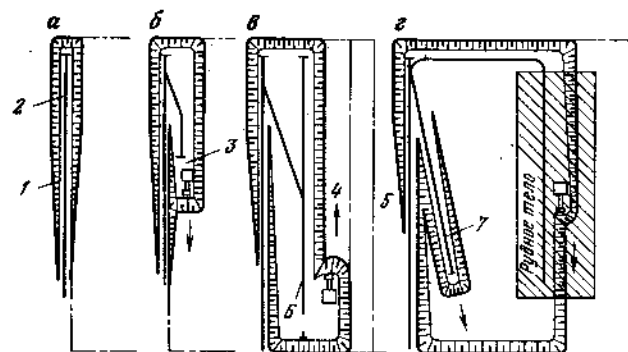


Рис. 185. Схема транспортной системы разработки с вскрытием тупиковыми съездами и перевозкой породы на внешние отвалы:
а, б, в, г — стадии развития карьера

подготовки и отработки месторождения, обеспечивает сокращение объема работ по передвижению рельсовых путей. Но из-за того что в первоначальный период надо удалять значительный объем вскрыши, капитальные затраты увеличиваются, а срок строительства карьера удлиняется.

При транспортной системе с перевозкой породы на внешние отвалы и вскрытии спиральными съездами разрезные траншеи, от которых ведут отработку данных горизонтов, можно располагать соответственно положению съезда с любой стороны карьера. Поэтому параллельное перемещение уступов крайне затруднительно и отрабатывают их по веерной схеме или сочетая параллельное и веерное подвигание. Система не позволяет одновременно работать на значительном числе горизонтов. Отрабатывать одновременно можно только уступы, находящиеся в пределах самого нижнего витка спирального съезда; при автомобильном транспорте не более шести — восьми, при железнодорожном транспорте не более трех — четырех.

При системах с перевозкой породы на внешние отвалы для уменьшения объема первоначальных капитальных затрат и сокращения срока строительства карьера вскрытие иногда производят по усложненной схеме организации работ: с первоначальными нестационарными (скользящими) съездами. Расположение вскрывающих траншей вблизи рудной залежи или непосредственно по ней значительно ускоряет добычные работы.

При транспортных системах ввиду значительных затрат на транспортирование пустых пород себестоимость 1 т руды более высокая. Но благодаря универсальности, возможности вести вскрышные работы в любое время года и создавать значительный резерв подготовленных и готовых к выемке запасов эти системы получили широкое распространение.

Комбинированные системы разработки. На современных карьерах наиболее распространены комбинированные системы разработки, которые представляют собой сочетание транспортных систем с бестранспортными и транспортных с транспортно-отвальными. Применяют их в том случае, если горизонтальное или пологозалегающее месторождение покрывают мощные паносы, которые из-за недостаточных размеров экскаваторов или транспортно-отвального оборудования невозможно полностью удалить по одной системе. Примерная схема применения комбинированной системы следующая. Вскрышные породы разделяют по вертикали на два слоя. Верхний слой разрабатывают по транспортной системе, а нижний — по бестранспортной или транспортно-отвальной системе.

§ 104. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Технико-экономические показатели систем зависят от производительности труда рабочих и горнотранспортного оборудования, параметров системы, себестоимости выемки 1 м³ породы, затрат на выемку и удаление вскрышных пород, организации вскрышных и добычных работ. Так как горнотехнические условия, в которых ведут открытые работы, весьма разнообразны, то сравнение систем разработки по основным показателям затруднительно. Но ориентироваться можно и по приближенным данным об эффективности различных систем разработки рудных месторождений — производительности труда рабочих и себестоимости выемки 1 м³ породы.

Система	Бестранспортная	Транспортно-отвальная	Транспортная (при железнодорожном транспорте)
Производительность труда рабочего по эксплуатации, м ³ /мес	5000—7500	3500—6500	350—700
Себестоимость выемки 1 м ³ породы, коп	15—25	20—25	37—85

Хорошие технико-экономические показатели получены при системах разработки с применением гидромеханизации, но она требует наличия водных ресурсов, рыхлых пород вскрыши, горизонтального (или пологого) залегания месторождения. Экономическая эффективность комбинированных систем определяется соотношением в них транспортных и транспортно-отвальных систем. Относительную технико-экономическую эффективность различных систем разработки можно сопоставлять и на основании таких годовых показателей, как подвигание фронта работ и коэффициенты вскрыши.

Преимущественное развитие получают в последние годы бестранспортные и транспортно-отвальные разработки: на основе выпуска отечественной промышленностью мощных и сверхмощных экскаваторов, транспортно-отвальных мостов и консольных отвалообразователей.

Использование мощных экскаваторов позволяет эффективно применять бестранспортную систему разработки и в крепких, требующих предварительного рыхления, породах.

Широкое распространение транспортно-отвальной системы разработки связано с серийным выпуском оборудования непрерывного действия, в первую очередь консольных отвалообразователей с большим вылетом консоли.

Транспортные системы разработки развиваются на основе применения мощных экскаваторов, увеличения грузоподъемности вагона и автосамосвалов и параметров системы разработки (высоты уступов, ширины заходок), широкого использования конвейерного транспорта.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ ДОБЫЧИ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

К числу специальных способов разработки рудных месторождений относятся: гидромеханизированные, геотехнологические и подводные. Применение гидромеханизации для добычи полезных ископаемых имеет большую историю и получает все большее и широкое распространение в последние годы. Геотехнологические и подводные разработки, хотя и весьма перспективны, пока в промышленных масштабах применяются мало.

§ 105. ОБЩИЕ ДАННЫЕ О ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫХ
РАЗРАБОТКАХ

При гидромеханизации горных работ все основные технологические процессы — по выемке горной массы, ее транспорту к обогатительным фабрикам, специальным обогатительным устройствам или к отвалам — проводятся за счет энергии движущегося потока воды.

При добыче полезных ископаемых вода используется также и в обогатительных целях.

Сущность гидромеханизации горных работ состоит в том, что вода подается к гидромонитору, который служит для формирования компактной струи и управления ее полетом; струя под давлением направляется на породу или полезное ископаемое, которые под напором разрушаются.

Смесь породы и воды — гидросмесь в дальнейшем по лоткам и трубам направляется к месту назначения. В первом случае вода направляется самотеком, во втором — при помощи специальных грунтовых насосов.

Транспортирование гидросмеси напорным способом возможно при любых условиях. Самотечное транспортирование возможно при таком рельефе местности, где имеется уклон для подтекания гидросмеси к отвалу или обогатительным установкам.

Особенностями гидромеханизации горных работ на карьерах являются:

- поточность технологического процесса разработки;
- уменьшение объема капитальных выработок при строительстве карьеров;
- снижение металлоемкости, простота оборудования;
- уменьшение количества обслуживающего персонала;
- возможности попутного обогащения полезных ископаемых при размыве пород и гидротранспорте.

К недостаткам следует отнести: необходимость выделения больших в сравнении с общими способами площадей под гид-

роотвалы, снижение производительности установок при размыве пластичных и крепких пород, а также при работе гидроустановок в зимнее время.

При добыче отдельных полезных ископаемых, например при разработке угольных месторождений, переизмельчение разрабатываемых полезных ископаемых может нарушить их качество.

Гидромеханизация горных работ начала развиваться еще в прошлом столетии при разработке россыпных месторождений. Здесь вначале применялись схемы работ только с самотечным способом гидротранспорта. В конце прошлого столетия при добыче золота начали применяться гидроэлеваторы для гидротранспорта полезных ископаемых к обогатительным установкам.

Появление гидроэлеваторов расширило область применения гидромеханизации в горном деле.

Перед первой мировой войной в России начались опыты по подземной гидроотбойке угля. В 1915 г. инженер Р. Э. Классон предложил гидравлический способ добычи торфа.

После Великой Октябрьской социалистической революции гидромеханизация находит широкое применение в горной промышленности, в гидротехническом строительстве, в транспортном строительстве, в других областях народного хозяйства.

В настоящее время в Советском Союзе этим способом разрабатывается свыше 1300 млн. м³ породы в год.

Гидромеханизация горных работ применяется на открытых горных работах: при производстве вскрышных и добычных работ, выполнении специальных работ, при гидротранспорте пород и полезных ископаемых на дальние расстояния.

При подземных горных работах: при проведении подготовительных выработок, очистных работах, гидроподъеме полезных ископаемых, гидрозакладочных и заиловочных работах.

В последние годы гидромеханизацию начали использовать при подводной добыче твердых полезных ископаемых со дна морей и океанов.

Средствами гидромеханизации добывают золото, олово, алмазы, уголь, марганец, ильменит, рутил, цирконий, железная руда, никель, уран, горно-химическое сырье, строительные горные породы.

§ 106. ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Водоснабжение гидромеханизационных работ осуществляется самотечным или напорным способом и их сочетанием. При напорном водоснабжении напор создается при помощи насосов.

Водоснабжение осуществляется при заборе воды из вод источника без дальнейшего ее использования, или с неоднократным использованием отработанной воды с так называемым «кругооборотом воды». Способ водоснабжения выбирается

в каждом отдельном случае в зависимости от наличия воды и ее расхода.

Необходимая производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) насосной станции по воде

$$Q = W_{\text{п}} q, \quad (66)$$

где $W_{\text{п}}$ — производительность карьера по породе, $\text{м}^3/\text{ч}$; q — удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

$$W_{\text{п}} = W_{\text{г}} / t_1 t_2 t_3 k_{\text{в}}, \quad (67)$$

где $W_{\text{г}}$ — годовой объем работ, м^3 ; t_1 — годовое число рабочих суток; t_2 — суточное число рабочих смен; t_3 — число рабочих часов в смену; $k_{\text{в}}$ — коэффициент использования гидроустановок во времени.

При недостаточном дебите водоисточника применяют схему с кругооборотом воды.

Для ориентировочных расчетов общие потери воды для водоснабжения принимаются равными 15–20% от ее расхода на производство работ.

Удельный расход воды на производство гидровскрышных работ определяется по специальным нормативам.

Гидравлический расчет водопроводной сети производится с учетом подбора насоса с необходимым напором и расходом воды.

Потери напора воды на 1 м трубопровода определяются по формуле

$$l = \lambda_0 v^2 / D 2g, \quad (68)$$

где λ_0 — коэффициент сопротивления; v — скорость течения воды, $\text{м}/\text{с}$; D — диаметр трубопровода, м .

При диаметре трубопровода 150, 200, 250, 300, 350, 400, 450, 500 и 600 мм коэффициент сопротивления λ_0 соответственно принимается равным 0,0185; 0,0120; 0,0175; 0,0165; 0,0160; 0,0155; 0,0155; 0,015 и 0,0145.

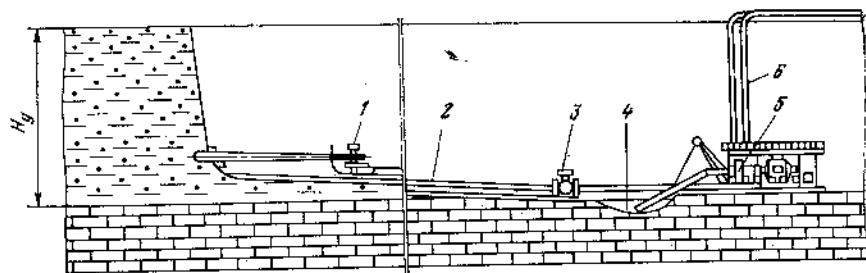


Рис. 186. Схема гидравлической разработки одним уступом:

1 — гидромонитор; 2 — неомыв; 3 — задвижка; 4 — зумпф; 5 — землесосная установка; 6 — трубопровод

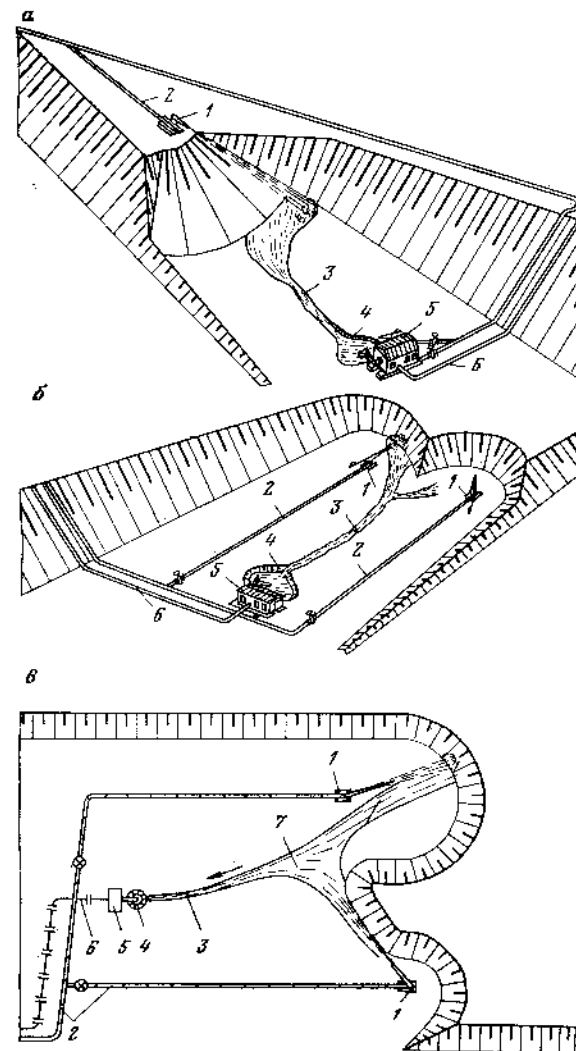


Рис. 187. Схемы размыва пород:

а — попутным; б — встречным; в — попутно-встречным забоем; 1 — гидромонитор; 2 — водовод; 3 — поток гидросмеси; 4 — зумпф; 5 — землесосная установка; 6 — пульповод; 7 — пульпа

Гидромониторная разработка пород в массиве. При этой схеме (рис. 186) применяются следующие рабочие операции. Струя воды из гидромонитора попадает в борт уступа и производит операцию вруба, которая называется «подрезкой уступа». После того как глубина вруба достигает такой величины, когда нависающая толща пород приводит к обруше-

нию уступа, начинается следующая операция — «смыв обрушенной породы». Когда обрушенная порода смыта и гидросмесь оттранспортирована на отвал, происходит передвижка гидромонитора. Гидросмесь по пульпоприемной канаве направляется в зумпф и при помощи грунтового насоса по трубопроводам выдается на гидроотвал.

Размыв пород гидромониторами может производиться попутным, встречным или попутно-встречным забоем (рис. 187).

При попутном забое направление струи монитора совпадает с направлением движения пульпы к зумпфу. При этой схеме размыва гидромонитор располагается на верхней площадке уступа. Преимущество этой схемы состоит в том, что гидромонитор располагается на сухой площадке уступа, что облегчает его передвижку. При этом струя гидромонитора может быть использована для воздействия на поток пульпы с целью улучшения его перемещения к зумпфу. Недостатком является то, что размыв не может вестись с подрезкой уступа: требуется повышенный расход воды.

При встречном забое гидромонитор располагается на нижней площадке уступа и ведет размыв его с подрезкой. Преимуществом этой схемы является уменьшение расхода воды за счет размыва значительного объема пород после обрушения. Кроме того, при расположении на нижней площадке уступа струя монитора встречает забой под углом, который повышает ее ударную силу в сравнении с расположением монитора на верхней площадке.

Расположение монитора на нижней площадке уступа увеличивает величину напора на насадке монитора в связи с его глубоким расположением. Недостаток размыва встречным забоем — увлажнение площадки.

Размыв породы с подбойкой уступа осуществляется при высоте вруба не более 0,2—0,4 м. Подрезка осуществляется при плавном повороте гидромонитора, чтобы не скапливалась вода во врубовой щели. Размыв несвязных пород может осуществляться без подрезки. Обрушенная порода смывается равномерно. Операция по смыву обычно совмещается с операцией по подрезке забоя с таким расчетом, чтобы вода после подрезки использовалась на смыве. Смыв ведется при равномерной консистенции пульпы во избежание оседания твердого по пути движения к землесосу.

Максимальное расстояние гидромонитора (м) от забоя равно сумме минимального расстояния $L_{\min}$ и шага S передвижки гидромонитора

$$L_{\max} = L_{\min} + S. \quad (69)$$

Отсюда

$$S = L_{\max} - L_{\min}. \quad (70)$$

$L_{\min}$ принимают равной от 0,8 до 1,1 высоты уступа.

Шаг передвижки принимается кратным длине наращиваемых секций трубопровода в пределах 6—12 м.

При определении числа действующих гидромониторов стремятся к тому, чтобы при установленной водопроизводительности гидромониторов оно было минимальным.

Время (ч) между двумя передвижками гидромонитора

$$t_{\text{м.п}} = W_{\text{п}}/Q_{\text{м}} + t_{\text{д}} + t_{\text{п}} + t_{\text{м}}, \quad (71)$$

где $W_{\text{п}}$ — объем породы, разрабатываемый с одной стоянки гидромонитора, м^3 ; $Q_{\text{м}}$ — производительность гидромонитора по породе, $\text{м}^3/\text{ч}$; $t_{\text{д}}$ — время на демонтаж, ч; $t_{\text{п}}$ — время на передвижку, ч; $t_{\text{м}}$ — время на монтаж, ч.

$$W_{\text{п}} = H_{\text{у}} L_{\text{ф}} S, \quad (72)$$

где $H_{\text{у}}$ — средняя высота уступа с учетом недомыва, м; $L_{\text{ф}}$ — протяженность фронта работ одного гидромонитора, м.

Удаление недомыва непосредственным размывом породы является неэффективным. Обычно его разрабатывают экскаватором или бульдозером и после концентрации в одном месте размывают гидромонитором. Для уменьшения объема недомыва удлиняют всасывающую трубу землесоса. В этом случае на расстоянии одного шага передвижки землесоса делают не один, а два-три зумпфа (через 15—20 м). В результате расстояние стекания пульпы сокращается, а объем недомыва и число передвижек землесоса уменьшаются. Ширина забоя гидромонитора принимается от 20 до 35 м.

Число рабочих гидромониторов определяют по формуле

$$n = W_{\text{г}} q / t k_{\text{в}} Q_{\text{г}}, \quad (73)$$

где $W_{\text{г}}$ — годовой объем работ на рабочем горизонте, м^3 ; t — продолжительность разработки, ч; $Q_{\text{г}}$ — водопроизводительность гидромонитора, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Вместимость зумпфа (м^3) при гидромониторном размыве определяют по формуле

$$V_{\text{зум}} = Q_{\text{п}} n k / 60, \quad (74)$$

где $Q_{\text{п}}$ — производительность землесосной установки по пульпе, $\text{м}^3/\text{ч}$; n — число землесосных установок; $k = 1,5 \div 2$ — коэффициент, учитывающий запас времени для равномерной работы установок, мин.

Производительность гидромониторной установки по воде ($\text{м}^3/\text{ч}$) для размыва заданного объема породы за сезон

$$Q_{\text{р}} = W q k_1 / n t_{\text{с}} T_{\text{с}} k_{\text{в}}, \quad (75)$$

где W — объем породы, подлежащей размыву, м^3 ; $k_1 = 1,1$ — коэффициент запаса; n — число смен в сутки; $t_{\text{с}}$ — продолжительность смены, ч; $T_{\text{с}}$ — сезонное время работы, сут; $k_{\text{в}} = 0,7 \div 0,95$ — коэффициент использования гидромониторной уста-

ТАБЛИЦА 30

Способ подготовки пород	Основные средства подготовки	Примечание
Механический	Экскаваторы	Выемка пород и складирование в навал или в приемные устройства
	Бульдозеры	Выемка пород отдельными полосами и складирование в навал для последующего размыва
	Специальные рыхлители (струги, скреперы)	Складирование породы в навал с одновременным размывом или в приемные емкости гидротранспортных установок
	Дробильные устройства	Порода полностью или частично поступает в дробилки, после дробления — в гидротранспортные установки
Гидравлический	Водонасыщающее оборудование	Рыхление производится напорной водой, подаваемой по фронту работ с помощью насыщающих трубок, которые производят частично первичное разрушение породы
	Самотечный поток воды на верхнюю площадку уступа	За счет движения безнапорного потока по фронту работ происходит насыщение породы водой, частичный размыв породы с ослаблением массива, обрушение уступа
Буровзрывной	Буровзрывные средства	Расположение скважин, их параметры и конструкция заряда выбираются в зависимости от типа пород и необходимой степени дробления по условиям гидротранспорта
Механическая подрезка	Струги, уступоподрезающие машины	Уступ подрезается механическими средствами по всему фронту работ, порода смывается гидромониторами

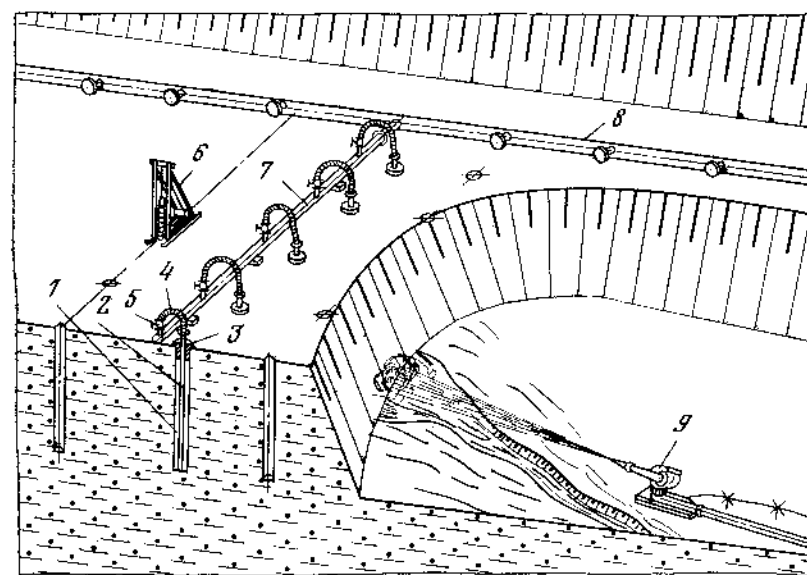


Рис. 188. Схема предварительного водонасыщения породы при гидромониторной разработке:

1 — скважина; 2 — нагнетающая труба; 3 — оголовок; 4 — гибкий шланг; 5 — задвижка; 6 — буровой станок; 7 — разводящий водовод; 8 — магистральный водовод; 9 — гидромонитор

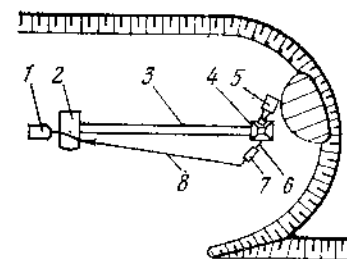


Рис. 189. Схема гидротранспортирования при разработке полускальных пород:

1 — землесосная станция; 2 — зумпф; 3 — лоток; 4 — бункер с дробилкой; 5 — экскаватор; 6 — водовод; 7 — гидрозелеватор; 8 — пульповод гидрозелеватора

новки во времени, зависящий от способа намыва и места укладки пород.

Для гидроотвала с отвалованием при безэстакадном способе намыва $k_b = 0,9$, при эстакадном $k_b = 0,8$.

Гидромониторная разработка пород с предварительным рыхлением. Подготовка пород к размыву имеет большое значение для совершенствования процессов гидромониторных разработок на карьерах. В табл. 30 приводятся схемы подготовки пород к размыву по данным проф. Г. А. Нурика.

Приведенные в таблице способы подготовки пород позволяют улучшить эффективность применения гидромеханизации при наличии трудноразрабатываемых пород.

Схема напорного водонасыщения породного массива для его последующего размыва показана на рис. 188. При водонасыщении уменьшается прочность пород, что позволяет сокращать расход и снижать напор воды на размыв.

Схема подготовки пород к пульпообразованию при разработке полускальных пород показана на рис. 189. Эта схема позволяет широко применить гидромеханизацию при их разработке.

Применение земснарядов на открытых разработках. Земснаряды являются плавучими землесосными установками, предназначенными для выемки горной массы, находящейся под слоем воды в естественных или искусственных водоемах, и транспортирования ее в отвалы, обогатительные установки и промежуточные емкости. Земснаряды работают в специальных котлованах, водоемах, реках, озерах и морях.

По производительности они разделяются на мощные, средней мощности и малой мощности соответственно 1000—500, 500—100 и до 100 м³ породы в час.

По роду двигателя земснаряды разделяются на электрические, питающиеся от внешней электросети, и дизельные. Всасывание горной массы производится без предварительного рыхления и с рыхлением.

Перемещение земснарядов может быть осуществлено с помощью движителей или якорей.

При вскрытии месторождений земснарядами начальное обводнение котлована может осуществляться самотеком и с использованием внешней вскрывающей траншеи, по которой вода подается в котлован, насосной подачей воды и за счет накопления грунтовых вод.

Размеры начального котлована задаются из условия размещения в нем земснаряда с несколькими секциями плавучего пульповода. Параметрами разработки месторождений земснарядами являются: размеры уступа в его надводной и подводной частях, размеры блока, продолжительность работ без перекладки пульповодов. В качестве рыхлителей пород в процессе всасывания применяются: фрезерные рыхлители, гидравлические, черпаковые, вибрационные и другие.

Схема расположения оборудования для разработки пород земснарядами показана на рис. 190.

При выемке пород земснарядом происходит его перемещение, которое носит название «папильонирование». В практике подобное перемещение чаще всего осуществляется при помощи тросов и якорей. При этом большое значение имеют свайные устройства, с помощью которых осуществляется поворот земснаряда.

Оборудование гидромеханизации. К оборудованию гидромеханизации относятся: гидромониторы (рис. 191),

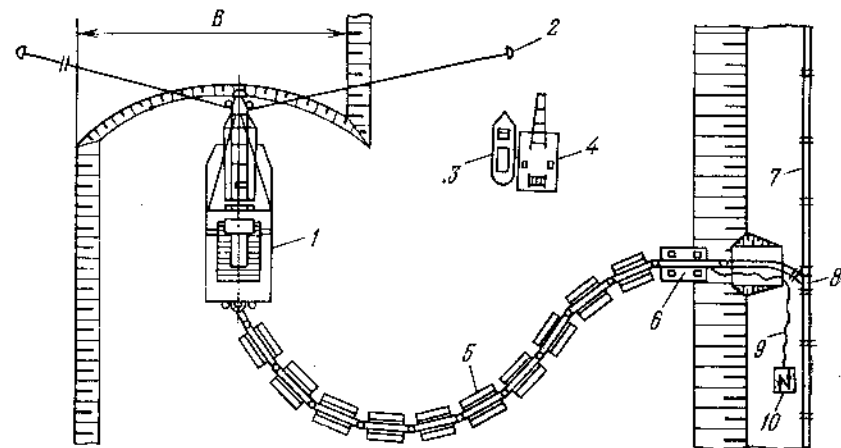


Рис. 190. Схема расположения оборудования при гидравлической разработке с применением земснаряда:

1 — земснаряд; 2 — якорь; 3 — катер; 4 — кран; 5 — плавучий пульповод; 6 — береговое присоединение; 7 — береговой пульповод; 8 — место соединения плавучего и берегового пульповодов; 9 — кабель; 10 — ячейка подключения кабеля

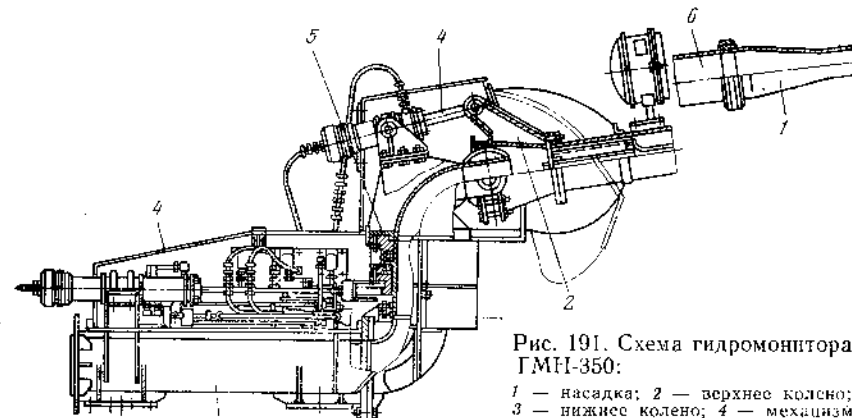


Рис. 191. Схема гидромонитора ГМН-350:

1 — насадка; 2 — верхнее колено; 3 — нижнее колено; 4 — механизм подъема ствола; 5 — механизм поворота; 6 — ствол

грунтовые насосы, загрузочные аппараты, трубопроводы и их различные фасонные части.

Гидравлический расчет гидромонитора осуществляется по следующим формулам:

скорость (м/с) вылета струи из насадки

$$v = \varphi \sqrt{2gH}; \quad (76)$$

расход воды (м³/с)

$$Q = \mu W \sqrt{2gH}; \quad (77)$$

диаметр насадки (м)

$$D = \sqrt{1,27 Q / \mu v} = 0,55 \sqrt{Q/H}, \quad (78)$$

где $\varphi = 0,92 \div 0,96$ — коэффициент скорости; $\mu = 0,92 \div 0,96$ — коэффициент расхода; W — площадь поперечного сечения насадки, м^2 ; H — рабочий напор воды перед насадкой, Па.

$$n = \alpha_1 \varphi,$$

где $\alpha \approx 1$ — коэффициент сжатия струи.

Грунтовые насосы предназначены для перекачки гидросмеси с твердыми включениями. На КМА проведены испытания схем перекачки с устройством для дробления крупных кусков.

Наиболее важными особенностями насосов для гидротранспорта в условиях гидромеханизации являются износ их от перекачиваемых абразивных частиц пород и необходимость пропускать крупные куски твердого материала.

Эти два обстоятельства определяют их конструктивные отличия от обычных центробежных насосов для перекачки воды.

В корпусе грунтового насоса находится рабочее колесо, которое передает перекачиваемой жидкости механическую энергию двигателя. Рабочее колесо состоит из двух дисков, между которыми находятся несколько лопастей. Передний диск имеет отверстие для входа гидросмеси, а на заднем сделана ступица для крепления колеса. В результате быстрого износа грунтовые насосы часто ремонтируются с целью замены изношенных деталей. Их конструкция предусматривает возможность быстрого и легкого демонтажа и сборки.

Для того чтобы извлекать из рабочего колеса застрявшие в нем крупные куски породы, в отводе и во всасывающем патрубке сделаны специальные люки.

Трубопроводы, применяемые при гидромеханизации, разделяются на водоводы и пульповоды.

Водоводы, снабжающие гидромониторные установки водой, подразделяются на магистральные, подающие воду от насосных станций до карьера, участковые, расположенные в пределах карьерного поля, и забойные, подводящие воду непосредственно к гидромониторам.

Аналогично разделяются и пульповоды.

В условиях горных работ трубопроводы монтируются из цельнотянутых или сварных стальных труб.

Цельнотянутые трубы изготавливаются с максимальным наружным диаметром $D=426$ мм при толщине стенки не менее 6,11 мм. Сварные трубы изготавливаются диаметром 90—1000 мм и болес.

Схема водозаборной насосной станции для открытых разработок показана на рис. 192.

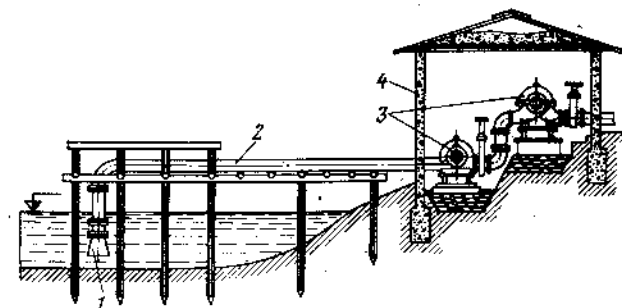


Рис. 192. Схема открытого берегового водозабора на свайных опорах:

1 — приемный клапан с сеткой; 2 — всасывающий трубопровод; 3 — насосы; 4 — здание насосной станции

Гидроотвалы предназначены для размещения пород вскрыши, поступающих из карьера в виде гидросмеси. На ГОКах черной и цветной металлургий средствами гидромеханизации перемещают и складировуют хвосты обогащения. Применяются также схемы совместного размещения гидроотвалов хвостов и пород вскрыши.

Гидроотвалы обваловывают дамбами начального обвалования, которые служат для его ограждения и создания хранилища для укладки пульпы.

В состав гидроотвала входят также отвальные пульповоды и средства для удаления отработанной воды вне пределов гидроотвалов.

Они располагаются часто на заболоченных участках, в балках, оврагах, выработанном пространстве карьеров.

Предельным уклоном территории для сооружения гидроотвалов следует считать уклон 0,15—0,20.

Вместимость гидроотвала (м^3) ориентировочно определяется по формуле

$$V_r = V_1 \alpha + V_v + V_d, \quad (79)$$

где V_1 — объем укладываемых пород в массиве, м^3 ; V_v — объем воды в отстойнике, равный 5—10-дневному расходу гидросмеси, подаваемой в отвал, м^3 ; α — коэффициент приращения объема пород за счет разрыхления, который принимается для глин 1,5—2, для суглинков 1,2—1,5, для песков 1,0; V_d — объем стока водозабора, м^3 .

Классификация способов гидроотвалообразования на карьерах, по данным проф. Г. А. Нурика, представлена в табл. 31.

Различные способы укладки пород в гидроотвалы показаны на рис. 193.

Для удаления отработанной воды на гидроотвалах часто применяют водосборные колодцы шандорного типа и плавучие насосные станции.

Обозначение	Способ укладки пород	Поперечное сечение	Размещение намывного пульповода	Способ выпуска пульпы из пульповода	Порядок заполнения емкости отвала	Перемещение фронта работ
А	Низкоопорный (рис. 193, а, б)		На опорах высотой до 1,5 м	1. Рассредоточенный одновременно из многих выпусков, отходящих от намывного пульповода (рис. 193, II) 2. Сосредоточенный — из торца пульповода (рис. 193, I)	а. Односторонний намыв б. Двусторонний намыв в. Кольцевой намыв, производится больше чем по двум сторонам или по всему периметру гидроотвала	а ₁ — параллельное а ₂ — веерное а ₃ — смешанное б ₁ — параллельное б ₂ — веерное б ₃ — смешанное
Б	Эстакадный		На эстакадах высотой свыше 1,5—2 м			
В	Безэстакадный (рис. 193, в, г)	В ₁ В ₂	При непрерывной новой переукладке намывного пульповода без переукладки пульповодов, располагаемых на дамбах в пределах яруса намыва (рис. 193, в, г)			Параллельное

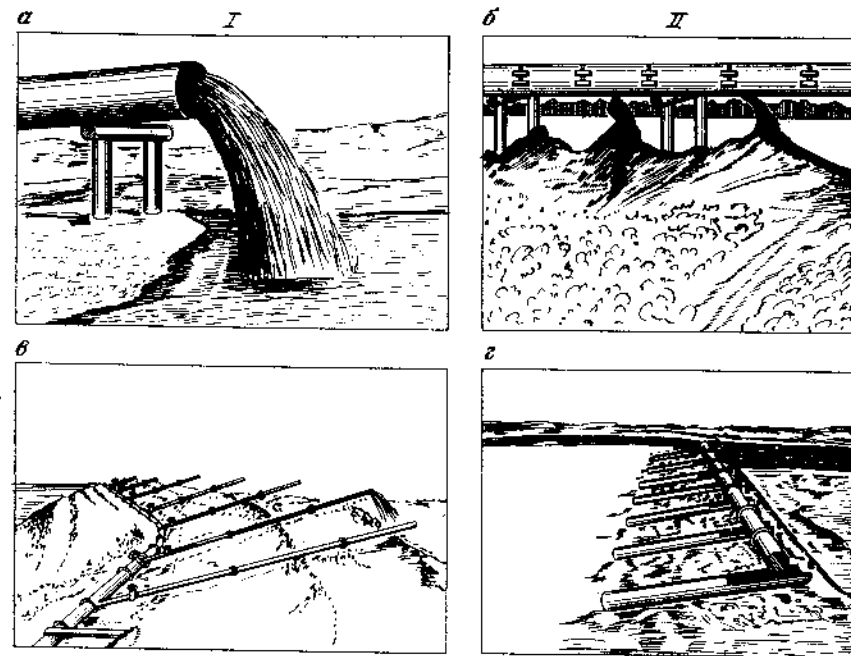


Рис. 193. Различные схемы и способы укладки пород в гидроотвалы:

I — сосредоточенный выпуск пульпы из торца пульповода; II — рассредоточенный выпуск пульпы одновременно из многих выпусков; а, б — низкоопорный способ намыва гидроотвала; в, г — способ намыва без эстакад, без переукладки пульповодов, располагаемых в пределах яруса намыва

§ 107. ПРИМЕНЕНИЕ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Гидромеханизация горных работ при подземной разработке месторождений применяется при добыче угля, разработке отдельных рудных месторождений, при гидравлической закладке выработанного пространства, зайловочных работах.

Основные преимущества подземной гидродобычи заключаются в уменьшении объемов капитальных выработок и поточности технологии. Недостатком являются высокие потери полезного ископаемого, а при гидродобыче угля — переизмельчение полезного ископаемого. При гидродобыче угля характерной является технологическая схема, показанная на рис. 194.

Наиболее распространенными являются схемы с замкнутым кругооборотом воды.

В забое 1, где добывается уголь, установлен гидромонитор 2, к которому по трубопроводу 3 подается вода от насоса 4, работающего на поверхности. Уголь, отбитый в забое струей воды гидромонитора, уносится этой же водой по желобам 5 к дробилке 6 и углесосу 7, которым по пульповоду 8 выдается вместе

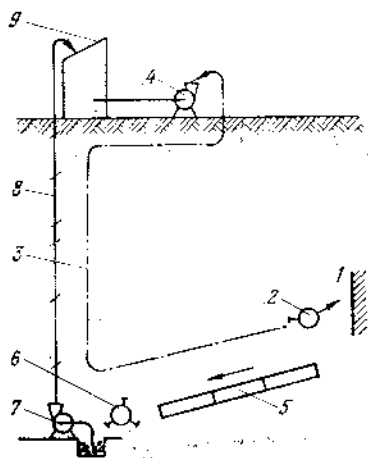


Рис. 194. Технологическая схема гидравлической разработки

с водой из шахты на обогатительную фабрику 9. После обогащения и обезвоживания на фабрике уголь отгружается потребителю, а вода осветляется и поступает к насосу 4 для повторного использования. Потеря части оборотной воды за счет испарения и утечек компенсируется притоком подземных вод, выкачиваемых обычно углесосом вместе с пульпой, или добавлением воды от близлежащих источников на поверхности вспомогательным насосом.

Опытные работы по подземной гидродобыче марганцевой руды проводились еще в 1938—1941 гг., но были прерваны войной.

В послевоенные годы эти работы возобновились на шахтах треста Никопольмарганец, но по ряду причин удовлетворительных результатов получить не удалось.

§ 108. ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ

В последние годы ученые и производственники все большее внимание уделяют созданию и внедрению новых, в том числе и геотехнологических способов извлечения полезных ископаемых из недр земли. Благоприятной основой для развития и совершенствования процессов геотехнологии является развитие наук и ряда отраслей промышленности, в том числе химии, химических процессов обогащения, разработки теоретических основ и аппаратного оформления этих процессов.

К числу геотехнологических методов относятся: скважинная гидравлическая добыча металлов и фосфоритов, подземная выплавка серы и озокерита, растворение массивов солей водой, скважинное подземное, а также наземное выщелачивание меди и урана; выщелачивание металлов после предварительного дробления массива взрывами; селективное выщелачивание минералов биологически активными водными растворами, растворение минералов органическими растворителями, подземная газификация (возгонка) горючих полезных ископаемых, подземная перегонка сланцев, термические способы добычи нефти с попутной добычей твердых полезных ископаемых, подземный обжиг сульфидных минералов, подземная возгонка сублимирующихся веществ и различные сочетания указанных способов (комбинированные методы). Классификация современных гео-

технологических способов разработки твердых полезных ископаемых приведена в табл. 32.

По схожести процессов и аппаратному оформлению указанным методам близки новые способы переработки забалансовых руд, отходов обогащения и металлургии непосредственно в отвалах и разработка подводных месторождений твердых полезных ископаемых. В связи с этим к числу полезных ископаемых наряду с природными скоплениями руд и россыпью ценных элементов в ближайшие годы будут отнесены отвалы бедных руд, отходы обогатительного и металлургического производств (техногенные месторождения).

Целесообразность переработки техногенных россыпных месторождений связана не только с необходимостью расширения производства металлов на основе применения новейшей технологии и технических средств, но и с сохранением чистоты окружающей среды.

В технологическом отношении разработка рудных месторождений физико-химическими способами состоит в переводе ценных элементов на месте их залегания в химический раствор, в жидкое или газообразное состояние. Достигается это при помощи процессов выщелачивания, растворения, расплавления, возгонки. Например, подземное выщелачивание металлов осуществляется путем воздействия на рудный пласт вводимых через скважины или подземные выработки химических или микробиологических растворителей. Образующиеся в результате так называемые продуктивные растворы удаляются из продуктивных отложений через откачные (разгрузочные) скважины или дренажные выработки, транспортируются откачивающими установками на поверхность или к местам переработки, где из них извлекают ценные компоненты. Наиболее экономичные способы предусматривают сокращение объемов перекачиваемых вод и растворов за счет многократной циркуляции их в системе горнодобывающих установок и перерабатывающих комплексов.

В основе геотехнологических методов добычи лежат процессы естественной выщелачивающей способности природных подземных и шахтных вод при их взаимодействии с металлами, редкими и рассеянными элементами.

Бесшахтная добыча некоторых полезных ископаемых получает все большее распространение во многих странах мира. Около двух третей мировой добычи серы приходится на метод подземного расплавления ее перегретым паром. Подземным выщелачиванием добывают в год 25—30 млн. т каменной соли, значительное количество меди и других металлов. Эти методы применяют для сооружения подземных резервуаров.

Методы скважинно-гидравлической добычи основаны на использовании способности горных пород при диспергации* пере-

* Диспергирование — разрушение связей в горной породе с образованием гидросмеси (пульпы).

ТАБЛИЦА 32

Методы перевода полезных ископаемых в подвижное состояние	Способы добычи полезных ископаемых и подъема на поверхность	Примеры геотехнологических комплексов извлечения полезных ископаемых из недр
Гидравлические	Диспергирование рыхлых отложений высоконапорными струями воды, выдача на поверхность суспензий твердых частиц в воде	Скважинная гидродобыча (СГД) глин, песков, россыпей металлов, желваков фосфоритов; подъем гидроэлеваторами, эрлифтами, скважинными насосами
Теплофизические	Расплавление путем нагрева, выдача расплава (и теплоносителя) на поверхность	Подземная выплавка серы (ПВС) и озокерита водой, паром, электроподогревом; выдача на поверхность эрлифтами, погружными насосами
Гидрохимические	А. Растворение массива солей водой, выдача на поверхность рассолов Б. Селективное подземное и кучное выщелачивание вкрапленных минералов водой, водными растворами кислот, щелочей и их солей; выдача на поверхность растворов	Размыв соляных камер водой с использованием жидких и газообразных нерастворителей; выдача рассолов через скважины или по горным выработкам А. Скважинное выщелачивание меди, урана из пластовых инфильтрационных месторождений; подъем растворов эрлифтами, погружными насосами Б. Выщелачивание металлов после предварительного рыхления массива буровзрывными способами; выдача растворов на поверхность по горным выработкам или по скважинам, либо подземная переработка растворов То же
Биохимические	Селективное подземное и кучное выщелачивание вкрапленных минералов биологически активными водными растворами	Подземная жидкостная экстракция серы, озокерита органическими растворителями; подъем эрлифтами, погружными насосами
Органохимические	Растворение минералов органическими растворителями, выдача органических растворов	А. Подземная газификация угля (ПГУ), сланцев после предварительного гидродобычи или буровзрывного рыхления массива Б. Без рыхления массива, то же. Выдача по горным выработкам или по скважинам газов, продуктов перегонки
Пирохимические	Подземная газификация (возгонка) горючих полезных ископаемых	А. Выщелачивание металлов под воздействием электрических полей Б. Интенсификация растворения солей с помощью ультразвука и т. п.
Комбинированные	Различные	

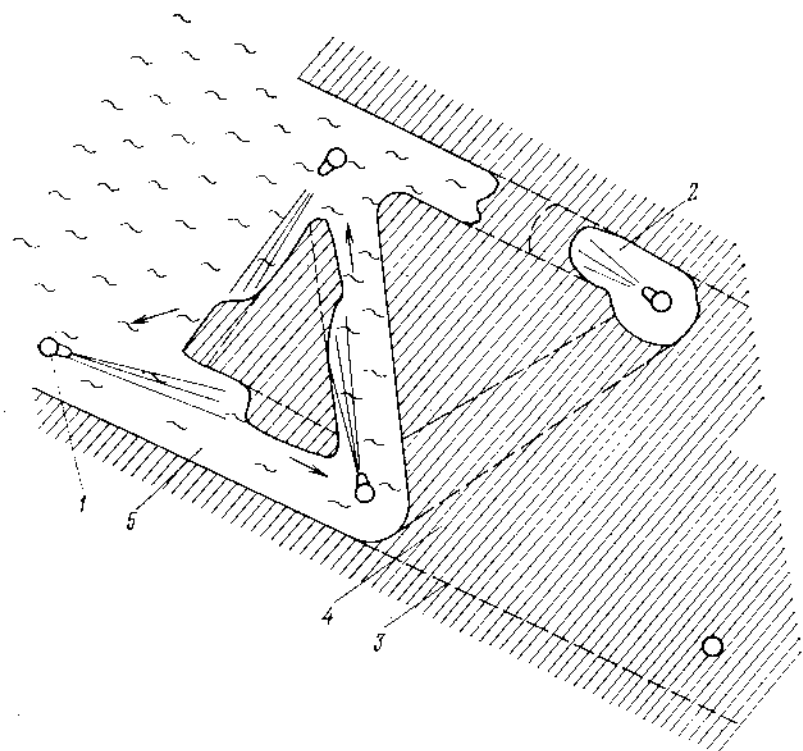


Рис. 195. Схема отработки рудного пласта треугольными блоками гидродобычным агрегатом:

1 — гидродобычный агрегат; 2 — отрезная щель в стадии образования; 3 — контур подготавливаемого блока; 4 — выемочное поле; 5 — выработанное пространство

ходить в подвижное состояние. Сущность способа скважино-гидравлической добычи (СГД) заключается в следующем. Пласты полезных ископаемых вскрывают серией скважин, располагаемых в определенном порядке. Систему разработки выбирают с учетом горнотехнических и гидрогеологических особенностей месторождения. В подготовленную скважину или в несколько скважин вводят добычное оборудование, включающее гидромониторную установку для образования подземной камеры и рыхления горных пород, гидротранспортирующий агрегат (эрлифт, гидроэлеватор или скважинный землесос) и трубопроводы (рис. 195).

Способ скважино-гидравлической добычи был применен на обводненной залежи фосфоритов в Ленинградской области. Рудный пласт, представленный мелкозернистыми песками, содержащий фосфориты, перекрыт налегающими породами — глауконитовыми песчаниками, доломитами, известняками и четвер-

тичными отложениями. Общая мощность перекрывающих пород 30—40 м. Оработка залежи производится через скважины. Над устьем скважины смонтирована мачта, оборудованная грузоподъемными устройствами. Для образования подземных камер через скважину вводят дистанционно-управляемый телескопический гидромонитор. Телескопическое устройство позволяет производить удлинение гидромониторного става для сохранения минимального расстояния от забоя до размывающих насадок. Дополнительная насадка служит для подгонки размывных песков к устью всасывающего трубопровода. Всасывание добытого материала и подъем гидросмеси на поверхность производятся при помощи гидротранспортирующего оборудования, например эрлифта. Объем добычи песков из одной скважины при мощности рудного пласта 2—2,5 м составил 700—800 т.

Метод выплавки серы на месте залегания основан на способности серы плавиться при воздействии на нее перегретой водой или паром. Воду, нагретую до температуры 138—165 °С, под давлением 1—2 МПа через скважины, расположенные одна от другой на расстоянии 20—60 м, подают в продуктивную залежь. Расплавленную серу эрлифтом выкачивают на поверхность (рис. 196) в виде тяжелой жидкости с плотностью 2.

На участке, намеченном к разработке по определенной сетке, бурят скважины, пересекающие насыщенный серой пласт. Стенки скважин от обрушения предохраняют обсадными трубами диаметром 250 мм. В готовую скважину опускают соосно три концентрически расположенных трубопровода меньших диаметров. В пространство между 152 мм и 76 мм трубами нагнетают горячую воду, которая через отверстия в перфорированном участке проникает в залежь, расплавляя серу. Через нижний патрубок происходит засасывание расплавленной массы и транспортирование ее эрлифтным методом по трубопроводу диаметром 76 мм. Подача сжатого воздуха производится по внутренней трубе ($D=36$ мм). Оработанная охлажденная вода выдается из пласта по отдельной специально пробуренной скважине. Производительность каждой скважины составляет около 350 т чистой серы (99,99 %) в сутки при расходе до 1700—1900 м³ перегретой воды. Извлекается серы 25—30 %. В одно-временной эксплуатации находится до 30 скважин. Годовая производительность предприятия составляет 3 млн. т комовой серы. На предприятиях США на 1 т добытой серы расходуется 3—50 м³ воды и тепла от $4,2 \cdot 10^3$ до $58,3 \cdot 10^3$ кДж.

За последние годы предпринимаются попытки усовершенствовать способ добычи серы, устранив имеющиеся недостатки: большие потери серы в недрах, значительный расход теплоносителя и расход энергии. Так, для сокращения тепловых потерь в трубопроводах используют специальные передвижные водогрейные агрегаты, благодаря чему сокращается длина трубопроводов. Взамен системы подогрева воды в котлах с после-

дующей подачей ее по протяженным трубопроводам под землю, нагревание производят непосредственно под землей с помощью специальных горелок, опускаемых в скважины. В качестве горючего применяют жидкое или газообразное топливо (в благоприятных случаях от близрасположенных месторождений).

Известны технические предложения по раздельной работе скважин, когда через одни скважины подают горячую воду, через другие — сжатый воздух, необходимый для подъема серы, через третьи — производят откачку серы, через четвертые, расположенные на границах эксплуатируемого участка, — глинистый раствор для герметизации и локализации добычного участка.

Если выработанное пространство сохраняет герметичность, то его при необходимости приспособляют под подземное хранилище природного газа. В этом случае для подъема расплавленной серы на поверхность вместо серы закачивают газ.

Подобным же образом можно добывать и другие легкоплавкие минералы — буру, озокерит.

При более высокой температуре плавления минералов следует применять в качестве теплоносителя не воду, а горючие газы — продукты сжигания в горелках жидкого и газообразного топлива. Горелки опускают под землю через буровые скважины. Температура окружающей среды при осуществлении этого способа должна быть на всем протяжении перекачной системы выше точки плавления этих веществ, начиная от подземной полости до места утилизации добычи.

Метод растворения применяется в промышленных масштабах при разработке месторождений каменной соли, каолина и других подобных им полезных ископаемых. Растворителем для них служит вода, но физико-химическая сущность процесса «растворения» для них неодинакова. Если каменная соль действительно переходит в водный раствор, то каолин не растворяется водой, а образует диспергированную массу. Завершающим процессом добычи этих ископаемых является обратный процесс — выпаривание соли или осаждение каолина.

Рассмотрим способ добычи соли растворением в подземных выработках (рис. 197).

Солевые растворы получают, образуя (вымывая) камеры в массиве соляного месторождения. Добычу солевых растворов производят нагнетанием через скважины воды, растворяющей соль в пределах камеры заданных размеров, или насыщением раствора, заполняющего подготовительные выработки, проведенные в намеченной к отработке камере.

При первом варианте проводят подготовительные выработки в кровле будущих камер и бурят нисходящие скважины по оси этих выработок диаметром 112 мм на глубину до 4 м. После установки и цементации обсадных труб бурят скважины диаметром 66 мм на глубину, равную высоте камер. Затем в сква-

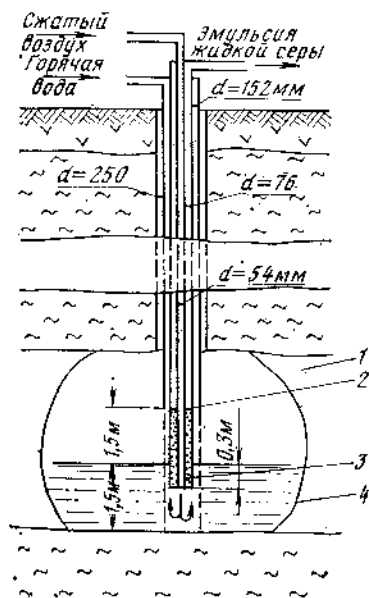


Рис. 196. Схема подземного расплавления серы и подъема ее на поверхность эрлифтом:

1 — рудный пласт; 2 — перфорированный диск; 3 — расплавленная сера; 4 — граница камеры расплавления серы

жины опускают трубы диаметром 25 мм. Нагнетаемая в них вода растворяет соль, поднимается по кольцевому зазору и благодаря особому соединению труб и их расположению последовательно оmyвает все скважины, пробуренные в соседних камерах.

В результате образуются цилиндрические пустоты, при пересечении которых в процессе растворения соли создается очистная выработка в виде камеры с дном конической формы.

Второй вариант несколько отличается от первого. Для пояснения его сущности рассмотрим конкретный пример способа добычи соли на одном из действующих предприятий.

По пласту соли мощностью до 60 м, имеющему горизонтальное залегание, пройденные ствол шахты и основной штрек. Из последнего через каждые 250 м засечены панельные штреки и квершлага с расстоянием один от другого в 40 м. Работы при этом способе ведутся одновременно на четырех этажах высотой 8 м. Квершлага проведены на всех четырех горизонтах соосно и между ними пробурены скважины. Все действующие этажи соединены с эксплуатационным стволом и вспомогательным слепым.

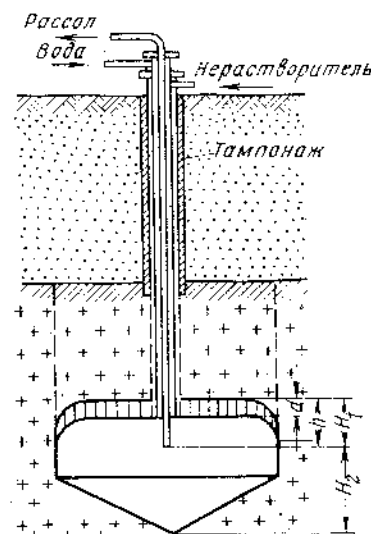


Рис. 197. Схема ступенчатого выщелачивания соли с применением нефти в качестве перастворителя:

H_1 , H_2 — высота активной зоны и зоны конвекции соответственно; h — конечная высота зоны форсирования; d — высота ступени выщелачивания

Размывающая вода подается в скважины, которые постепенно расширяются до сечения $1,2 \text{ м}^2$, превращаясь в восстающие. В них устанавливают железобетонные перемычки, снабженные трубами выше каждого квершлага. После проведения соляного орта на полную длину камеры (90 м) при помощи брызгал делают вруб высотой 8,5 м. От вруба после установки трубы длиной 8 м через каждые 0,5 м образуют обратным ходом щель по всей длине орта, нагнетая воду под давлением 250 кПа. Рассол по канаве направляют к восстающему, а нерастворенный осадок остается на почве выработки. Соляные орты после образования врубовой щели заполняют водой таким образом, чтобы ее уровень не доходил до кровли щели. Насыщение воды солью в начальный период отработки происходит за 10—14 сут. Затем из-за увеличения размеров камер вода в течение трех недель насыщается солью до содержания около 300 г/л. Максимальное количество раствора, которое может дать одна камера, составляет 50 тыс. м^3 . Размеры камеры: длина 100 м, ширина 20 м, высота 9 м. Междукamerные целики имеют размеры: ширина 20 м, высота потолочины 9 м. Между торцами камер оставляют целики шириной до 30 м. При этом методе добычи рассолов месторождение разрабатывается полнее, чем при способе разработки соляных залежей с поверхности через скважины, и достигает 15 %.

В настоящее время подземная добыча калийных солей получила широкое распространение в Канаде, ФРГ, США и других странах. В Советском Союзе добыча калийных солей в промышленных масштабах намечена применительно к месторождениям Карлюкскому в Туркмении и Индерскому в Казахстане.

Каменные соли через скважины добывают в нашей стране на многих месторождениях Белоруссии, Украины, Армении и РСФСР.

Методы выщелачивания известны еще с XVI столетия, когда было установлено, что медь содержится в кислых рудничных водах и может быть осаждена при контакте с железом в виде так называемой цементной меди. Содержание меди в рудничных водах достигает значительной концентрации (до 5 г/л) и при большой водообильности количество безвозвратно теряемой рудниками меди достигает сотен и тысяч тонн в год.

Однако, несмотря на технические и экономические выгоды, способами выщелачивания добывается в настоящее время не более 2—3 % рудных полезных ископаемых.

Извлечение меди в современных промышленных установках производят в особых желобах, по которым рудничная вода, содержащая медь, непрерывно протекает, соприкасаясь с железом, или в чанах, наполнение и слив которых происходят периодически.

Наилучшим осадителем меди считают губчатое железо, обрезки трансформаторного железа, стружку с общим назва-

нием — скрап. Так как реакция вытеснения меди железом из раствора протекает сравнительно медленно, то извлечение меди тем полнее, чем длиннее путь, который проходит раствор в желобах, соприкасаясь со скрапом, или чем продолжительнее время реакции в чанах.

Цементную медь из желобов или чанов систематически выгружают. Она в зависимости от качества скрапа, состава рудничных вод и тщательности выполнения процесса в целом содержит от 50 до 70 % чистой меди и 30—50 % железа и других примесей. Извлечение меди из раствора превышает 90 %, а в лучших случаях достигает 99 %.

После высушивания ее переплавляют на заводе. Илистость воды и наличие в ней сульфата окиси железа вредны, снижают извлечение и ухудшают качество меди.

Расход скрапа на 1 кг извлеченной меди достигает 2 кг. Добыча меди из рудных вод таким способом проста и экономична, что обусловило распространение выщелачивания в качестве специального способа разработки меднорудных залежей.

Легче всего растворяется из содержащих медь минералов халькозин, из которого под действием сульфата окиси железа в течение примерно 2 мес образуется ковеллин. В свою очередь, растворение ковеллина, происходящее при температуре 40—80 °С, длится два-три года. По времени растворения за халькозином следует борнит, а за ним труднорастворимый — халькопирит, растворение которого можно ускорить, повышая температуру процесса и измельчая руду.

Успешная разработка методом выщелачивания возможна при следующих условиях: растворимость рудного минерала или соли металла в воде, слабом растворе кислоты или щелочи; проницаемость рудной массы для растворителя, т. е. наличие трещин или раздробления рудной массы, что создает возможность равномерного ее омывания растворителем; возможность окисления сульфидных минералов под влиянием рудничного воздуха и воды; отсутствие (или возможность устранения) каналов, по которым протекает растворитель, не оmyвая всей рудной массы; движение раствора от места растворения до места осаждения металла самотеком и удаление самотеком отработанных вод, из которых металл извлечен.

Больше всех металлов первому условию удовлетворяет медь, которая и извлекается выщелачиванием из руды в промышленных масштабах. Руды никеля, свинца, цинка и других металлов в слабом растворе серной кислоты растворяются недостаточно и крайне медленно, поэтому в настоящее время только исследуется возможность их разработки методом выщелачивания. По этому методу могут разрабатываться: меднорудные месторождения, не пригодные для обычных методов разработки вследствие слишком бедного содержания металла или неблагоприятных естественных условий, старые выработанные руд-

ники с неполно извлеченной рудой; отвалы металлосодержащих пород на поверхности; участки аварийные с невыпущенной, но раздробленной рудой, заброшенные вследствие происходящего в них горения руды и с оставленными рудными целями, которые невозможно отработать обычными способами.

Подземное выщелачивание металла получило распространение на некоторых месторождениях осадочного типа. Этот метод применяют на пологопадающих рудоносных пластах малой и средней мощности, представленных пористыми и трещиноватыми породами, имеющими коэффициент фильтрации 0,5—1,5 м/сут. Одним из необходимых условий применения систем подземного выщелачивания является наличие водоупорных пород в почве продуктивного пласта. Наличие водонепроницаемых пород в кровле является благоприятным фактором при применении этих систем, но необязательным. Сущность рассматриваемого метода заключается в том, что в центральную часть рудоносного блока подается раствор реагента под некоторым избыточным давлением по отношению к кровле пласта, что благоприятствует полному закислению массива. Растворы по мере их движения от закачных скважин к дренажным насыщаются полезными компонентами, откачиваются на поверхность и транспортируются к местам переработки растворов.

Известно несколько вариантов разработки пластовых месторождений: с периодическим затоплением рудного пласта, с различным расположением скважин (линейным, концентрическим) и т. п.

В последние годы в различных странах большое применение получили различные способы подземного выщелачивания урана. Способы извлечения металла самые разнообразные.

При благоприятных горно-геологических условиях выщелачивание применяют как через скважины с приемом насыщенных растворов в специальные дренажные выработки, так и в подземных камерах, где руда отбита при помощи буровзрывных работ и замаскирована. Известны способы выщелачивания на открытых горных работах путем орошения рудных залежей из труб, расположенных на уступах или профилированных террасах. Комбинированные системы выщелачивания металлов разделяют на два основных класса: включающие сочетания конструктивных элементов беспашных и подземных систем и систем селективной разработки подземным выщелачиванием с обычной очистной выемкой.

Комбинированные системы первого класса предусматривают разработку месторождений подземным выщелачиванием с подачей растворов реагента к рудоносным породам с поверхности и приемом продуктивных растворов в горные выработки. Эти системы применяют, например, при большой глубине залегания руд или уровня грунтовых вод или на действующих

рудниках в условиях осушенных пород. Системы второго класса применяют при обработке рудных тел, представленных различными технологическими сортами в пределах одного блока или рудах с различным содержанием полезного компонента, например штуфными или забалансовыми рудами. При этом обработку рудного тела в пределах одного блока осуществляют в два этапа. Вначале ведут обычную очистную выемку руд одного сорта с последующим выщелачиванием оставшихся руд другого сорта (рис. 198).

Биохимические методы извлечения металлов из рудных минералов приобретают чрезвычайно важное значение. Эффективность метода применения бактерий обусловлена снижением расхода кислот, необходимых для выщелачивания металлов из руд. Сущность воздействия бактерий заключается в биокаталитическом ускорении окислительных процессов при добыче металлов из руд способом выщелачивания. По данным советских исследователей, процесс выщелачивания меди из руд в присутствии бактерий ускоряется в 2—12 раз, по данным зарубежной печати, — в 40 раз.

Исследователи считают, что в выщелачивании сульфидов наиболее активно участвуют выделенные из кислотных потоков отвалов бактерии, присутствие которых в растворах способствует переводу сульфата закиси железа в сульфат окиси в кислых сульфатных водах по реакции

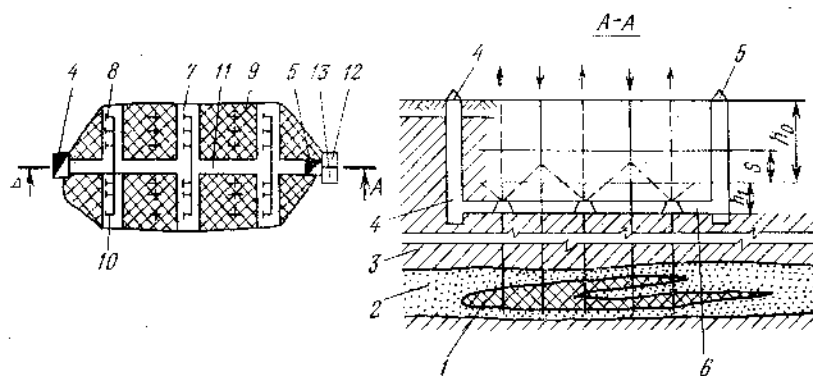
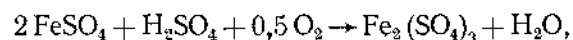


Рис. 198. Схема комбинированной системы выщелачивания гидродинамическим потоком раствора:

1 - рудная залежь; 2 - водопроницаемый напорный водоносный горизонт; 3 - водоупорные породы кровли и почвы продуктивного горизонта; 4, 5 - главный и вспомогательный шахтные стволы; 6 - квершлаг; 7 - растворонриемые орты; 8 - самоизливающиеся скважины; 9 - нагнетательные скважины; 10, 11 - система раствороприемных скважин; 12 - растворосборник с насосной станцией; 13 - водосборник с насосной станцией для приема и откачки подземных вод.

при этом $\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$ является агрессивным растворителем сульфидов:

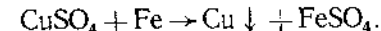


где Me — металл.

В настоящее время микроорганизмы применяют в промышленных масштабах для выщелачивания меди, цинка, кобальта в США, Канаде и других странах. По данным советских исследователей, этим методом можно добывать медь, цинк, кобальт, кадмий, титан, мышьяк, алюминий, селен, теллур, рений, олово, золото и другие.

В нашей стране на полупромышленной установке на Дегтярском руднике произведено подземное бактериальное выщелачивание меди, ставшее классическим примером осуществления этого метода.

Для выщелачивания металла были использованы старые подземные выработки. В рудном теле пробурили 24 скважины глубиной 30—70 м. Регенерация сульфата окиси железа производилась в «прудке»-отстойнике, в котором микроорганизмы окисляли закисное железо до окисного по приведенной выше реакции. В рудном теле под действием вводимого растворителя сульфидные минералы окислялись. Обогащенные растворы подавались на цементационную установку, где медь выделялась в осадок с помощью железного скрапа по реакции



Выщелачивание на участке осуществляли сначала пресной водой, затем растворами цементационной установки и, наконец, бактериальными растворителями. Промывание пресной водой проводилось в течение месяца для удаления продуктов окисления сульфидов. Бактериальные растворители подавались периодически (через 6—7 сут) с одновременным проветриванием орошаемого участка. Выщелачивание продолжалось также около месяца. Растворы содержали 1 г/л в течение 15 сут, 2 г/л в течение 6 сут и 1,2 г/л в течение 7—8 сут. В результате валовое количество меди в растворе перед цементацией составило 800—1200 кг.

На Бакальском руднике был проведен промышленный эксперимент по подземному обжигу железных карбонатных руд при совместной отработке карьерных и шахтных полей. Эксперимент показал, что этот способ технически возможен и экономически целесообразен.

Метод возгонки сублимирующих веществ базируется на свойстве некоторых веществ переходить под действием температуры из твердого состояния в газообразное, минуя жидкую фазу (сублимация). К числу сублимирующих минералов относятся: реальгар (температура возгонки 327°C), антимонит, аурипигмент, теллуриит (температура возгонки 450°C) и другие.

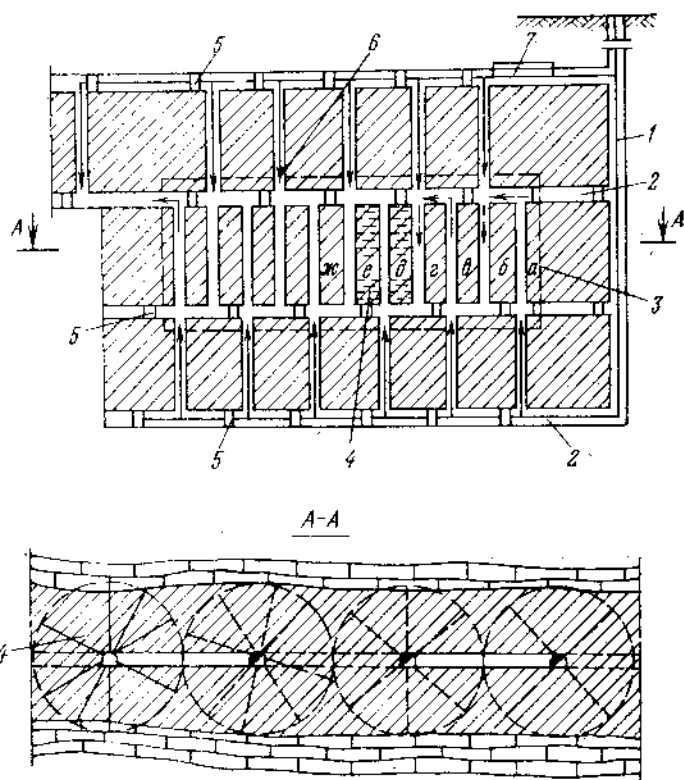


Рис. 199. Схема подготовки и отработки месторождения по методу подземной возгонки сублимирующих минералов:

1 — ствол шахты; 2 — штрек; 3 — подготовленная к разработке панель; 4 — скважины; 5 — бутобетонные перегородки; 6 — форсунки; 7 — магистральные трубопроводы для газа и воздуха

Один из способов добычи ртути по методу подземной возгонки показан на рис. 199. Месторождение ртутной руды подготовлено к разработке шахтным стволом и рядом горизонтальных и восстающих выработок. Для создания зоны трещиноватости из восстающих пробуривают по круговому вееру скважины и взрывают в них заряды камуфлета.

В штреках возводят бутобетонные перегородки так, что струя воздуха движется по выработкам подготовленной к разработке панели зигзагообразно, то поднимаясь (по восстающему а), то опускаясь (по восстающему б), затем доходит до вентиляционной выработки и выходит по ней на поверхность. В штреках, на пересечении восстающими, стоят форсунки, к которым подают дешевые сорта топлива и воздух по магистральным трубам. В разрабатываемом блоке поддерживается постоянное разрежение, благодаря чему разогретый в форсунках воздух

непрерывно поступает в этот блок, переводя ртуть в парообразное состояние. Подаваемый в зону обжига свежий воздух предварительно нагревается, проходя по восстающим а, б, в, г отработанного блока. По мере зигзагообразного движения по восстающим г, д, е, ж происходит конденсация на стенках выработок горячих газов и паров ртути. По мере включения новых панелей они снова возгоняются, постепенно двигаясь к специальным выработкам или к поверхностной конденсационной установке. Для того чтобы не было утечек паров ртути, в штреках имеются специальные вентиляционные двери. Контроль и регулирование процесса подземной возгонки осуществляется дистанционно.

§ 109. ПОДВОДНАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Подводная разработка месторождений имеет свою специфику и особенности. При подводной разработке месторождений твердых полезных ископаемых применяют разнообразные технические средства и по-иному организуют весь процесс работы. Основные разновидности технологии разработки подводных месторождений зависят от типа горных машин и оборудования, применяемого для добычи и транспортирования полезного ископаемого. Применяемые горные машины определяют способ разработки подводного месторождения. Так, различают дражный, гидравлический, черпаковый, придонный и комбинированные способы разработки подводных месторождений твердых полезных ископаемых.

Дражный способ наибольшее распространение получил при разработке россыпных месторождений в континентальных условиях. Грунтозаборным органом у драг и земснарядов является многочерпаковая цепь на раме, смонтированная на понтоне (плавосновании) и оборудованная фермой с грузоподъемными средствами для подъема и опускания нижнего конца черпаковой рамы. На понтоне размещают оборудование для приема, транспортирования или переработки добытого материала. В последнем случае добычеобогадительную установку на плавосновании называют драгой. Наиболее распространены многочерпаковые драги объемом от 50 до 600 л при средней глубине черпания до 20 м и максимальной до 50 м. Драги применяют для разработки месторождений, представленных породами любой крепости — от слабосвязанных до труднорабатываемых, за исключением цементированных, завалуненных пород и вязких глин.

В отличие от драг, имеющих на борту установку для переработки горной массы с выделением черногого концентрата, при некоторых видах подводных разработок применяют многочерпаковые земснаряды, главным образом при дноуглубительных работах, а также при добыче строительных материалов.

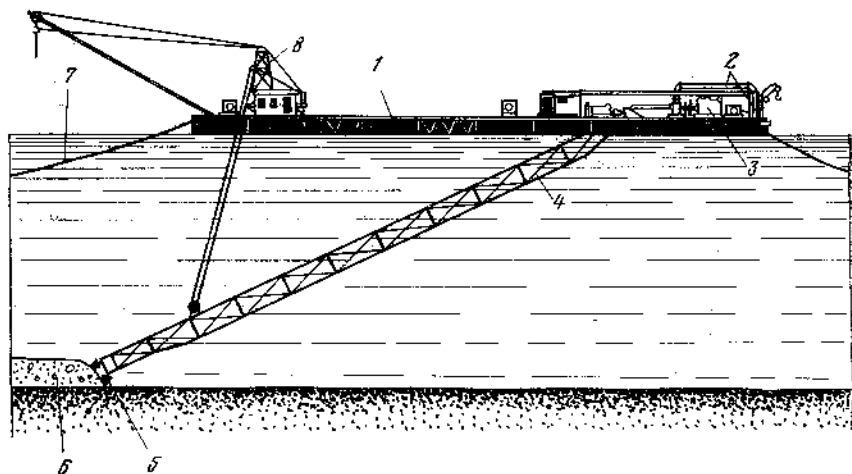


Рис. 200. Схема земснаряда:

1 — понтон; 2 — трубопровод; 3 — грунтовый насос; 4 — рама для размещения всасывающего трубопровода с рыхлителем; 5 — рыхлитель и всасывающий патрубок; 6 — продуктивные отложения на дне моря; 7 — пилонные тросы; 8 — трубоподъемные средства

На подводных добычных работах широко используют гидравлические земснаряды и гидравлические драги. В зависимости от вида применяемого оборудования их разделяют на землесосные, эрлифтные и эжекторные. Отличительным признаком этого вида оборудования является наличие всасывающего трубопровода вместо многочерпаковой цепи. Трубопровод располагают на раме или подвешивают при помощи тросовой оснастки и опускают либо поднимают с обеспечивающего плавсредства при помощи подъемных механизмов — лебедок, тельферов, кранов, барабанов и т. п. Технология разработки подводных месторождений твердых полезных ископаемых аналогична дражному способу.

При подводной добыче строительных материалов и дноуглубительных работах применяют земснаряды (рис. 200), при разработке подводных месторождений твердых полезных ископаемых — землесосные драги. Основным рабочим оборудованием этих машин являются грунтовые насосы. Для разрыхления всасываемых пород используют рыхлители гидравлического или механического типа. Передачу усилия рыхлителей на забой обеспечивают за счет движения плавсредства или пилонирования якорными канатами, а также от электро- или гидропривода. Добычные средства могут быть как самоходными, так и несамоходными. Самоходные земснаряды разделяются на самоотвозные, шаландовые, рефулерные и комбинированные.

Добытый самоотвозными земснарядами грунт, например пе-

сок или гравий, подается в трюм. При заполнении емкостей гидросмесью твердый материал оседает на дно, вода и взвесь илстых частиц переливается через борт. Разгрузка осевшего уплотненного материала производится при смешивании с водой путем откачки землесосными агрегатами, служащими также и для добычи, либо разгрузкой через движение отверстия, закрываемого «лядами». Смыв слежавшегося прунта осуществляется из труб, размещаемых в днищевой части трюма.

Добытый несамоотвозными земснарядами грунт перекачивается в шаланды или рефулируется по плавучему трубопроводу на промывную установку или в склад грунта. Плавучие трубопроводы собирают из звеньев длиной по 4—10 м на шарнирных соединениях или гибких (прорезиненных) переходниках. На добычных работах наибольшее распространение получила слоевая выемка с прямым забоем (угол поворота при свайном пилонировании земснаряда составляет 70—90°). В зависимости от крепости пород толщина слоя изменяется от одной трети до полного диаметра рыхлителя. Нормальной считается производительность с 10—20-кратным разжижением песков при выемке пород выше II категории крепости. При большей крепости (свыше III) разжижение возрастает до 30-кратного. Из практики подводной разработки известны примеры применения буровзрывных работ для рыхления пропластков повышенной крепости. На земснарядах для зашагивания применяют кормовые сваи. Длина зашагивания составляет 1—3 м в зависимости от размеров рыхлителя.

Увеличение глубины разработки до 60 м и более достигается за счет применения погружных грунтовых насосов и эжекторов, устанавливаемых на всасывающем трубопроводе в подводном положении.

Земснаряды относительно недороги, в благоприятных условиях они способны обеспечить большую производительность и требуют меньших капиталовложений по сравнению с драгами. Зачастую земснаряды применяют для вскрышных работ на обводненных железорудных месторождениях. Известны земснаряды, имеющие годовую производительность по твердому материалу до 8 млн. м³.

Эрлифтные земснаряды и драги в отличие от земснарядов с грунтовыми насосами работают при подаче внутрь вертикального или слабонаклонного трубопровода сжатого воздуха, создающего вертикальный ток смеси (двух- или трехкомпонентной), менее плотной по сравнению с окружающей водой. Основная область применения эрлифтных земснарядов — при добыче строительных материалов. При эрлифтном способе добычи горизонтальные перемещения гидросмеси исключаются в связи со способностью установки работать лишь при всплытии диспергированных пузырьков воздуха вверх (рис. 201).

Наибольший опыт применения эрлифтных земснарядов

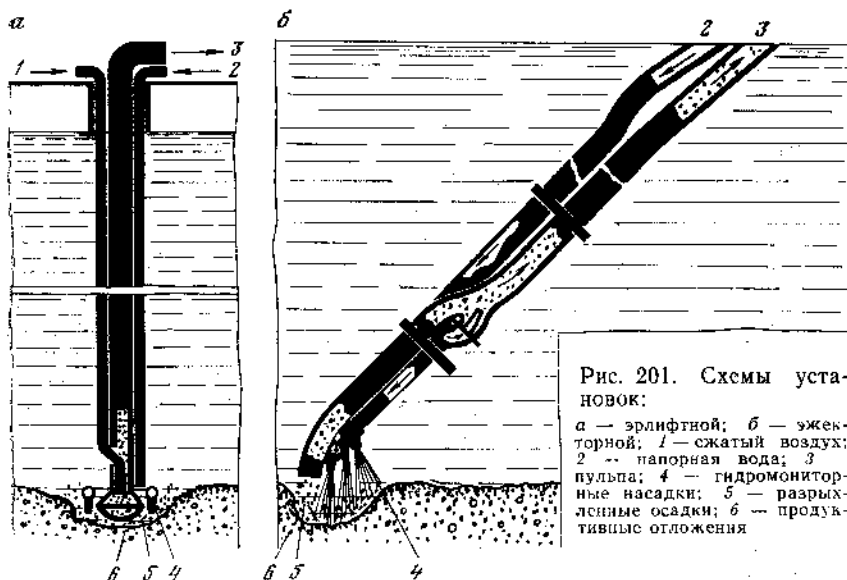


Рис. 201. Схемы установок:

а — эрлифтной; б — эжекторной; 1 — сжатый воздух; 2 — напорная вода; 3 — пульпа; 4 — гидромониторные насадки; 5 — разрыхленные осадки; 6 — продуктивные отложения

накоплен при подводной добыче алмазонасных песчано-гравийных материалов у берегов юго-западной Африки. Глубина залегания продуктивных отложений в месте разработки составила от 30 до 120 м. Подводные разработки осуществляли с плавоснований, на которых размещали компрессорное, насосное и силовое оборудование, грузопускные средства и помещения для обслуживающего персонала и команды. Расход воздуха составил около 60 м³/мин при использовании трубопроводов диаметром 200—600 мм. Напорная вода применялась для гидравлического рыхления осадочных отложений. Выемка производилась воронками и траншеями с перемещением плавоснования тросово-якорным папильонированием. В одновременной работе находилось шесть удерживающих якорей. Благодаря такой системе, а также применению гибких транспортных коммуникаций предприятие выдерживало штормовые волны высотой до 5 м. Это позволило сократить время простоев по погодным условиям до 16 дней в году.

На добычных работах использовали землесосное и эжекторное оборудование, но эрлифтный способ получил наибольшее применение в связи со значительной глубиной залегания продуктивных отложений.

Эжекторные земснаряды в отличие от эрлифтных работают за счет нагнетания напорной воды в эжектирующее устройство, встроенное во всасывающий патрубок трубопровода. Напорная вода, подаваемая насосами под высоким давлением, создает восходящий поток, засасывающий грунт из подводного забоя и транспортирующий его на плавоснование (рис. 201, б).

Одним из наиболее известных эжекторных земснарядов, применяемых для подводной добычи строительных материалов, является земснаряд «Эйджа Гоу» (Япония). Конструктивной особенностью этого земснаряда является наличие барабана для наматывания и сматывания гибкого неразъемного трубопровода. Такое устройство позволяет осуществлять удлинение става трубопровода за счет вращения барабана и устраняет трудоемкие операции по сборке отдельных секций трубопровода (работы ведутся при значительной глубине залегания подводного забоя). С земснаряда «Эйджа Гоу» ведут разработку месторождения без осуществления предварительной вскрыши, т. е. подземную подводную разработку осуществляют через скважины, пройденные при помощи этого же гибкого трубопровода.

Черпаковые снаряды относятся к агрегатам прерывного действия, в качестве рабочих органов у них используются грейферы, ковши, тралы. Отличительной особенностью этих механизмов является наличие тросовой оснастки, благодаря чему они могут работать при значительной глубине моря. Размеры ковша или трала конструктивно связываются только с прочностью удерживающих их троса и лебедки. Опыт применения океанографических тралов для взятия проб осадков со дна глубоких частей океана показал, что тралы могут быть применены примерно на 98 % площади дна океана. Однако систематическая добыча морских осадков черпанием с больших глубин затруднена в связи со значительными затратами времени (до 75 %) на опускание и подъем трала, невысокой производительностью и громоздкостью лебедки, предназначенной для подъема осадков с больших глубин.

Достоинством грейферных снарядов является меньшая удельная металлоемкость и энергоемкость, возможность использования одновременно нескольких рабочих органов с одного плавучего основания и способностью лучше зачищать пески при неровном плотике (основании продуктивного пласта).

На грейферных снарядах устанавливают от одного до шести независимых грейферных кранов со сменными черпаками для разработки различных грунтов. Для легких и средних грунтов применяют двухчелюстные грейферы, для тяжелых пород — многочелюстные грейферы, для подъема валунов и полускальных пород — решетчатые и вилообразные ковши.

На некоторых современных снарядах применяют специальные компенсаторы качки, регулирующие длину каната, его натяжение и поддерживающие грейфер в вертикальном положении в момент черпания грунта. Однако опыт эксплуатации грейферных драг при добыче касситерита у берегов Малайзии показал, что коэффициент полезного действия указанных драг весьма мал.

Успешный опыт разработки подводных месторождений в шельфовых зонах океанов и морей явился основой для раз-

работки проектов установок для добычи конкреций со дна глубоководных участков, находящихся на глубине 400—600 м от уровня моря. Конкреции — это осадочного типа образования картофелеобразной формы, в которых содержится ряд ценных металлов — примесей и в первую очередь — меди, никеля и кобальта. При содержании этих элементов в сумме около двух процентов конкреции могут представлять интерес для их промышленного использования. При этом участок дна океана с конкрециями должен удовлетворять определенным требованиям, чтобы его можно было рассматривать как месторождение. К числу таких требований в первую очередь относится плотность залегания конкреций, которая должна быть равна не менее чем 5 кг/м^3 . Важнейшим условием для начала работ по добыче конкреций является наличие отработанной технологии и надежных и эффективных технических средств добычи.

К числу таковых относятся установки, связанные посредством троса или трубопровода с судном-базой, и автономные технические средства, а также комбинированные системы.

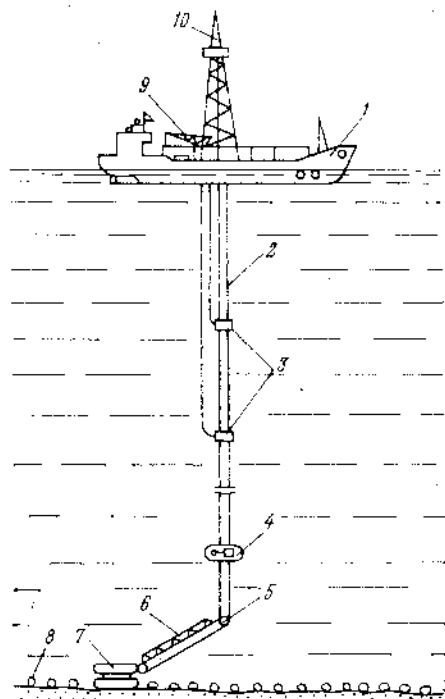


Рис. 202. Схема глубоководной эрлифтной установки:

1 — базовое судно; 2 — трубопровод для подъема пульпы; 3 — форсунки для ввода сжатого воздуха; 4 — двигатель в капсуле — компенсатор течений; 5 — шарнирное устройство; 6 — ферма, компенсирующая вертикальные перемещения трубопровода; 7 — собирающее устройство; 8 — конкреции; 9 — кран; 10 — вышка

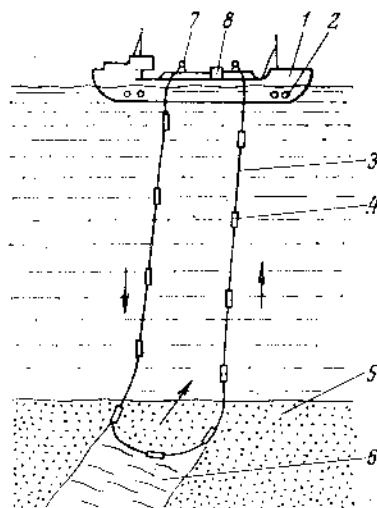


Рис. 203. Схема канатно-черпаковой установки для разработки залежей конкреций:

1 — судно-база; 2 — подруливающие устройства; 3 — синтетический канат; 4 — черпаки; 5 — глубоководные отложения; 6 — обработанные участки дна; 7 — тяговые механизмы; 8 — оборудование для складирования и предварительного обогащения конкреций

Наибольшее внимание уделяется глубоководным эрлифтным установкам (рис. 202). Испытания такой установки проведены американской компанией «Дип си венчерс». Эрлифтная установка была смонтирована на судне «Дип си Майнер» водоизмещением 7400 т, длиной 106 м и шириной 15,2 м. В центральной части судна был установлен копер для наращивания и опускания к морскому дну става трубопроводов для подачи сжатого воздуха и подъема собранных конкреций в смеси с водой. Под вышкой оборудован колодец с лядами для опускания собирающего устройства пассивного типа на ползьях. Оборудование установки произведено на плато Блейка при глубине воды 750—900 м. Подачу воздуха осуществляли от пяти компрессоров с подачей до $70 \text{ м}^3/\text{мин}$ при давлении до 10 МПа. Затраты на осуществление опытных работ составляли около 18 млн. долл.

Проведены опытно-промышленные испытания и канатной установки (рис. 203), идея которой принадлежит японскому инженеру Масуда. Установка представляет собой бесконечную канатную цепь из неопренового материала с подвешенными к ней ковшами, приводимую в действие тяговыми устройствами, расположенными на корме и носу добычного судна. В зависимости от глубины разработки меняется длина каната, вместимость ковшей и мощность привода установки. Работы в морских условиях выполнены компанией «Сумитомо» при поддержке правительства Японии. Для размещения установки приспособлено переоборудованное грузовое судно «Чиода Мару» длиной 79 м, шириной 11 м и дедвейтом 1400 т. На судне смонтированы две тяговые машины. Для испытаний был выбран относительно мелководный участок в Тихом океане, в 200 милях от о. Таити, содержащий конкреции. Сбор конкреций производился при боковых перемещениях судна со скоростью 0,2—0,5 м/с и скорости протяжки троса 0,6—0,9 м/с. Предпринимались меры для сохранения взаимно перпендикулярного расположения судна и несущего каната. Японскими специалистами на основании успешно проведенных экспериментов была спланирована промышленная добыча конкреций на глубинах до 600 м установками подобного типа. Достоинствами такой установки являются простота конструкции, относительно невысокая стоимость оборудования и безопасность работ в связи с отсутствием под водой электрических машин, обслуживающего персонала и металлоемких трубопроводов.

Развитие и совершенствование способов добычи подводных, в том числе и глубоководных месторождений твердых полезных ископаемых поставят на службу народному хозяйству значительные запасы руд, пока скрытые под водами Мирового океана и по существу являющиеся перспективной минерально-сырьевой базой промышленности будущего.

1. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1966.
2. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. М., Недра, 1981.
3. Андреев А. В., Дьяков В. А., Шешко Е. Е. Транспортные машины и механизированные комплексы открытых разработок. М., Недра, 1975.
4. Именитов В. Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1978.
5. Истошин С. Ю., Ковалев Н. А. Шахты в море. М., Наука, 1969.
6. Калабин А. И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием. М., Атомиздат, 1969.
7. Кутузов Б. Н. Взрывные работы. М., Недра, 1980.
8. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых/Новожилов М. Г., Кучерявый Ф. И., Хохряков В. С. и др. М., Недра, 1971.
9. Нурок Г. А. Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. М., Недра, 1979.
10. Технология добычи полезных ископаемых со дна озер, морей и океанов/Нурок Г. А., Бруякин Ю. В., Бубис Ю. В. и др. М., Недра, 1979.
11. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1978.
12. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.
13. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
14. Симкин Б. А. Циклично-поточная технология. М., Недра, 1976.
15. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр (под ред. М. И. Агошкова). М., Недра, 1974.
16. Теория и практика открытых разработок (под ред. Н. В. Мельникова). М., Недра, 1979.
17. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1982.
18. Щелканов В. А. Комбинированная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1974.
19. Эскин В. С. Рекультивация земель, нарушенных открытыми разработками. М., Недра, 1975.

Автодороги карьерные 350
 Автосамосвалы 99
 — для подземных работ 99—101
 — для открытых работ 348
 Автотягачи 348—350
 Блок 25
 — определение размеров 278—280
 — порядок отработки 25—27
 Борт карьера 308
 — рабочий 310
 — угол откоса 310
 Бульдозер 342—343
 Бурение скважин на открытых работах 316
 — огневое 319—320
 — ударно-вращательное 317, 319
 — шарошечное 317
 — шарошечно-пневмоударное 320
 — шнековое 320
 Бурение скважин на подземных работах 85
 — вращательное 85
 — вращательно-ударное 85
 — пневмоударное 86—88
 — шарошечное 88
 Бутылки 329
 Взрывные работы 316
 — ВВ и СВ 321—322
 — методы 322—326
 — организация 328—330
 — расчет 327—328
 Вибропитатели 96—99
 Вмещающие породы 13—16
 Воронка внедрения 229—230
 Вскрытие месторождения при открытой разработке 357
 — бестраншейное 369
 — внешними прямыми траншеями 363—365
 — внутренними прямыми траншеями 365
 — комбинированное 370
 — крутыми траншеями 368—369
 — петлевыми съездами 366—367
 — подземными выработками 369—370
 — скользящими съездами 367—368
 — спиральными съездами 366
 — тупиковыми съездами 366—367
 Вскрытие месторождения при подземной разработке 40
 — расположение стволов 42—43
 — вертикальными стволами 45—47
 — групповыми квершлагами 55
 — классификация 40—41
 — комбинированным способом 51—54
 — наклонными стволами 47—49
 — штольными 49—51
 Вскрышные работы 308
 Вторичное дробление 107—108
 Выбор системы разработки 257
 — методика 261—266
 — факторы, влияющие на выбор 257—261
 Выемка полезного ископаемого
 — валовая 28
 — раздельная 28—29
 Выпуск руды (под обрушенными породами) 228—233

Выработки искривляющие 40—41
 Геотехнологические способы разработки 398
 — биохимический 408—409
 — выщелачиванием 405—408
 — возгонкой 409—411
 — скважино-гидравлический 401—402
 — соли растворением 403—405
 — с серы 402—403
 Гидромеханизация 384
 — водоснабжение 385—386
 — при подземной разработке 397—398
 — с предварительным рыхлением пород 391—392
 Гидромонитор 392—394
 Гидроотвал 395
 Гипс 211
 Годовая добыча (производительность) 266
 — по горным возможностям 267, 268—271
 — экономически целесообразная (оптимальная) 267, 271—276
 Годовое понижение выемки 267—268
 Горизонт 107
 — вторичного дробления 110
 — скреперования 107
 Горная масса 8
 Горное давление 111
 Горный удар 111
 Двище 114
 Доставка руды 91
 — конвейерная 103—106
 — скреперная 106—107
 Древесный мат 117—118
 Железнодорожный путь 345
 Запасы полезного ископаемого 7, 22
 — балансовые 7
 — вскрытые 22
 — геологические 7
 — готовые к выемке 22
 — забалансовые 7
 — по степени разведанности 8—9
 — подготовленные 22
 — промышленные 8
 Забой 310
 Закладочный материал 173—176
 — транспортировка 176—181
 — технология закладки 181—184
 Зарядка скважин 88—91
 Заходка 310
 Земснаряд 392
 Зона обрушения 43
 Камерно-столбовые системы разработки 128
 — для наклонно залегающих рудных тел 131—133
 — с доставкой руды силой взрыва 131
 — с применением самоходного оборудования 128—131
 Карьер 307
 — борт 308
 — глубина 311
 Колесный скрепер 341
 Комбинированные системы разработки 249
 — с закладкой камер 249, 253—254
 — с магазинированием руды 249, 252—253

- с открытыми камерами 249, 250—251
- с последующей закладкой камер 249, 255—257
- Конвейерный транспорт (в карьерах) 350
- Конвейер
 - вибрационный 105—106
 - ленточный 103—105, 350—351
 - пластинчатый 105
- Коэффициент
 - извлечения руды 36
 - изменения качества 38
 - переэксплуатации 376
 - потерь качества руды 38
 - потерь руды 36
 - разубоживания руды 37—38
- Коэффициент вскрыши
 - граничный 310, 311
 - контурный 310, 311
 - средний 310, 311
 - текущий 310, 311
- Крепь 117—118
- Люк погрузочный 92—95
 - с комбинированным затвором 94
 - с лотковым затвором 93
 - с пальцевым затвором 93
 - с поперечными задвижками 93
 - с секторными затворами 93
 - с цепными затворами 93—94
- Место заложения шахтных стволов 56—57
- Муфта сдвигания 44
- Нарезка 62
 - Нарезные выработки 70
 - Насосы (грунтовые) 394
- Опробование руды 30—31
- Осушение 356
 - комбинированное 356—357
 - поверхностное 355
 - подземное 356
- Отбойка руды 78
 - камерными зарядами 91
 - скважинами 81
 - шпурами 79—81
- Отвалообразование 331
 - бульдозерное 354—355
 - ллужное 353—354
 - экскаваторное 353
- Открытая разработка месторождений 306
 - элементы 307—312
- Очистная выемка 21, 63
- Панель 23
 - Питатели 92, 96—99
 - Площадка (берма) 309
 - нерабочая 309
 - предохранительная 309
 - рабочая 309
- Погрузочно-доставочные машины 102—103
- Погрузочные машины 99
- Погрузчики (одноковшовые) 342—343
- Подводная разработка месторождений 411
 - драгами 411—413
 - глубоководными эрлифтными установками 417
 - гидрфермами снарядами 415—416
 - земснарядами 411—415
 - кавальными установками 417
- Подготовительные работы (подготовка) 21, 62
 - полевая и рудная 73—74
 - последовательная и параллельная 77
- Поддержание выработанного пространства
 - 111
 - закладкой 116
 - крепью 117—118
 - магазинированием руды 116—117

- рудными целиками 114—116
- Поле (карьерное, рудничное, шахтное) 23
- Полезное ископаемое 5
 - нерудное 5
 - рудное 5
- Потери 32—35
- Потолокоступные системы разработки 120
- с механизированным комплексом 123—124
- Потолочина 114
- Проведение траншей 359
 - безтранспортным способом 360
 - взрывом на выброс (оброс) 362
 - нольным способом 361—362
 - сплошным забоем с верхней погрузкой 361
 - сплошным забоем с нижней погрузкой 360—361
- Пустая порода 6
- Разведка (эксплуатационная) 29
- Разубоживание 32, 37
- Расходы
 - переменные и постоянные 271
 - эксплуатационные 271—272
- Расчет (систем разработки) 280
 - графикой 284
 - очистной выемки 283—284
 - параметров сетки скважин 297—301
 - подготовительных и нарезных работ 281—283
 - себестоимость руды 284, 286—288
- Рекультивация земель 312
 - биологическая 315—316
 - водохозяйственная 315
 - горнотехническая 313—315
- Руда 6
 - алюминия 20
 - вольфрама 19
 - железа 18
 - марганца 19
 - меди 19
 - молибдена 19
 - никеля 19
 - олова 20
 - полиметаллическая 20
 - физико-механическая характеристика 13—16
 - химико-минералогическая характеристика 18—21
 - ценность 16—18
 - рудная масса 8
 - рудник 22
 - Рудное месторождение (физико-механическая характеристика) 10—13
- Самоходные вагоны 99—100
- Сдвигание горных пород 43—44
- Система подэтажного обрушения 214
 - вариант «закрытый веер» 215—216
 - варианты с отбойкой руды глубокими скважинами:
 - без компенсационного пространства 222
 - на вертикальные компенсационные камеры (шелли) 222
 - на горизонтальные компенсационные камеры 219—221
 - камерный вариант 227—228
- Система этажного принудительного обрушения 233
 - без компенсационных камер 239—242
 - классификация 234
 - с обрушением на вертикальные компенсационные камеры 236—239
 - с обрушением на горизонтальные компенсационные камеры 234—236
- Система этажного самобрушения 245—248
- Системы открытой разработки 370
 - безтранспортные 374—377

- классификация 372—374
- комбинированные 382
- транспортно-отвальные 377—379
- транспортные 379—382
- Системы подземной разработки 60
 - классификация 64—68
 - показатели эффективности 68—70
- Системы разработки с закладкой очистного пространства 171
 - горизонтальными слоями 184—188
 - наклонными слоями 188—191
 - со сплошной однослойной выемкой 195—197
 - с сплошной нисходящей выемкой 192—195
 - тонких жил с раздельной выемкой 191—192
- Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства 197—199
 - с выемкой руды по простиранию 198—199
 - классификация 198
- Системы разработки с креплением очистного пространства 168
 - типичный вариант с усиленной распорной крепью 169
- Системы разработки с магазинированием руды 150
 - с отбойкой глубокими скважинами 165—168
 - с отбойкой из специальных выработок 163
 - со шпуровой отбойкой 165
 - с частичным магазинированием 161—163
- Система разработки с обрушением вмещающих пород 199—200
- Система разработки с обрушением руды и вмещающих пород 214
- Система разработки с открытым очистным пространством 118
 - классификация 118—119
- Системы разработки с поэтажной отбойкой 134
 - высота этажа 140
 - длина блока 142
 - мелкошпуровая отбойка 140
 - образование отрезной щели 135—136
 - подготовка блока 136—139
 - с отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин 134, 139
 - секционное взрывание глубоких скважин 136
 - способы отбойки руды 139—140
 - толщина междублоковых целиков 142
- Система слоевого обрушения с выемкой руды заходками 201—202
- Скважины 78, 81
 - веерные 81—83
 - параллельные 81
 - пучково-веерные 84
- Скорость продвижения фронта очистной выемки 270
- Слюда 21
- Соли (калийные и магnezные) 20
- Специальные способы добычи полезного ископаемого 384
- Сплошные системы разработки 124
 - для мощных рудных тел 126—127
 - для рудных тел небольшой мощности 125—126
- Срок существования рудника 274
- Стадии разработки 21—22

- Столбовые системы разработки с выемкой руды сплошным забоем-лавой
 - на калийных рудниках 212—214
 - на марганцевых рудниках 210—212
- Столбовые системы разработки с выемкой руды заходками 207—210
- Схемы забойных путей 345—348
- Тепловозы карьерные 344
- Тракторные тягачи 350
- Траншеи 308
 - внешние 363—365
 - внутренние 365—366
 - вскрывающие 357
 - въездные и выездные 358
 - групповые 358
 - капитальные 357—358
 - крутые 358, 368
 - общие 358
 - отдельные 358
 - подготовительные (разрезные) 358—359
 - пологие 358
 - скользящие 357
- Требования к разработке месторождений 39—40
- Трубопроводы 394
- Тяговые агрегаты 344—345
- Углы сдвигания 44
- Удельный объем подготовительных работ 70—71
- Устойчивость кровли и боков очистного пространства 112—113
- Уступ 308
 - верхняя и нижняя бровки 308—309
 - верхняя и нижняя площадки 309
 - высота 309
 - откос 309
 - угол откоса 309
- Фосфориты 20
- Фронт работ 380
 - веерное перемещение 380
 - параллельное перемещение 381
- Целики 114
 - внутризабойные 114
 - ленточные 115
 - междублоковые 114
 - междуетажные 114
 - отработка 250
 - охранные 114
- Шахта 22
- Экскаваторы 331
 - драглайны 333
 - прямые механические лопаты 331—333
 - роторные 334—337
 - цепные многоковшовые 334
- Электровозы карьерные 344
- Эллипсоид выпуска 230
- Этаж 23
 - высота 24, 276—278
 - порядок отработки 23, 140
- Этажно-камерные системы разработки 142
 - с наклонной потолочной 146
 - с отбойкой вертикальными слоями 142—146
 - с отбойкой горизонтальными слоями 146—147
 - с отбойкой на подконсольное пространство 149

Оглавление

Предисловие	3
ЧАСТЬ 1. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЯ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	5
Глава 1. Горно-геологическая характеристика месторождений	5
§ 1. Основные понятия о полезных ископаемых и месторождениях	7
§ 2. Классификация запасов полезных ископаемых	10
§ 3. Характеристика рудных месторождений	13
§ 4. Физико-механическая характеристика руд и вмещающих пород	16
§ 5. Понятие о ценности руды и рентабельности разработки	18
§ 6. Химико-минералогическая характеристика руд и нерудных полезных ископаемых	18
Глава 2. Основные положения подземной разработки рудных месторождений	21
§ 7. Стадии разработки	21
§ 8. Горное предприятие, рудник, шахта, шахтное поле, этаж	22
§ 9. Порядок и способы очистной выемки в этаже	25
§ 10. Эксплуатационная разведка и опробование руд	29
§ 11. Общие сведения о потерях полезных ископаемых в процессе добычи	32
§ 12. Классификация и учет потерь	33
§ 13. Показатели полноты извлечения полезных ископаемых при добыче	36
§ 14. Определение качественных потерь — разубоживания руды при добыче	36
§ 15. Основные требования, предъявляемые к разработке месторождений	39
Глава 3. Вскрытие месторождений	40
§ 16. Вскрывающие выработки и классификация способов вскрытия	40
§ 17. Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов	42
§ 18. Влияние выемки полезного ископаемого на сдвигание вмещающих пород и поверхности	43
§ 19. Вскрытие вертикальными стволами	45
§ 20. Вскрытие наклонными стволами	47
§ 21. Вскрытие штольнями	49
§ 22. Комбинированные способы вскрытия	51
§ 23. Порядок вскрытия этажей	54
§ 24. Факторы, влияющие на выбор места заложения шахтных стволов	56
§ 25. Метод вариантов при выборе способа вскрытия	57
ЧАСТЬ 2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ	60
Глава 4. Классификация и основные показатели эффективности систем разработки рудных месторождений	60
§ 26. Принципы построения классификаций систем разработки	60
§ 27. Классификация систем разработки рудных месторождений	64
§ 28. Показатели эффективности систем разработки рудных месторождений	68
Глава 5. Подготовительные работы	70
§ 29. Основные определения и требования, предъявляемые к подготовке	70
§ 30. Способы подготовки основного горизонта	71
§ 31. Расположение восстающих и общий порядок подготовки	74
Глава 6. Основные производственные процессы очистной выемки	77
§ 32. Общие сведения	77
§ 33. Отбойка руды	78
§ 34. Расчет зарядов и заряжание скважин	88
§ 35. Выпуск и доставка руды	91
§ 36. Вторичное дробление и ликвидация завесаний руды	107
§ 37. Поддержание выработанного пространства	111

Глава 7. Системы разработки с открытым очистным пространством	118
§ 38. Классификация систем	118
§ 39. Потолкоуступные системы	120
§ 40. Сплошные системы	124
§ 41. Камерно-столбовые системы	127
§ 42. Системы разработки с подэтажной отбойкой	134
§ 43. Этажно-камерные системы	142
§ 44. Оценка этажно-камерных систем разработки, систем с подэтажной отбойкой и перспективы их применения	147
Глава 8. Системы разработки с магазинированием руды	150
§ 45. Сущность и условия применения	150
§ 46. Системы со шпуровой отбойкой из магазина	151
§ 47. Системы с отбойкой руды из специальных выработок	163
§ 48. Системы с отбойкой руды глубокими скважинами	165
§ 49. Оценка систем с магазинированием	166
Глава 9. Системы разработки с креплением очистного пространства	168
Глава 10. Системы разработки с закладкой очистного пространства	171
§ 50. Характеристика систем и условия применения их	171
§ 51. Закладочные материалы, способы их транспортирования	173
§ 52. Технология закладки	181
§ 53. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой	184
§ 54. Системы разработки наклонными слоями с закладкой	188
§ 55. Потолкоуступные системы разработки тонких жил с раздельной выемкой и закладкой	191
§ 56. Нисходящие системы послонной разработки с закладкой выработанного пространства	192
§ 57. Системы разработки со сплошной однослойной выемкой руды и закладкой	195
§ 58. Система разработки с креплением и закладкой очистного пространства	197
Глава 11. Системы разработки с обрушением вмещающих пород	199
§ 59. Общие сведения	199
§ 60. Словное обрушение с выемкой руды заходками	201
§ 61. Детали подготовки очистной выемки	202
§ 62. Столбовые системы разработки с обрушением кровли и выемкой столбов заходками	207
§ 63. Столбовые системы с выемкой забоем-лавой на марганцевых рудниках	210
§ 64. Столбовые системы с выемкой забоем-лавой на калийных рудниках	212
Глава 12. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	214
§ 65. Системы подэтажного обрушения	214
§ 66. Выпуск обрушенной руды	228
§ 67. Принудительное этажное обрушение	233
§ 68. Система этажного самообрушения	245
Глава 13. Комбинированные системы разработки	249
§ 69. Общие сведения	249
§ 70. Комбинированные системы с открытыми камерами	250
§ 71. Комбинированные системы с магазинированием руды	252
§ 72. Комбинированные системы с закладкой камер	253
§ 73. Комбинированные системы с последующей закладкой камер	255
Глава 14. Выбор системы разработки	257
§ 74. Факторы, учитываемые при выборе систем разработки	257
§ 75. Влияние горно-геологических факторов на выбор системы разработки	258
§ 76. Методика технико-экономического сравнения и выбора систем разработки	261

Глава 15. Определение производственной мощности горного предприятия и параметров систем разработок	266
§ 77. Понятия о годовой добыче по горным возможностям и экономически оптимальной	266
§ 78. Определение годовой добычи по горным возможностям	268
§ 79. Экономически целесообразная (оптимальная) годовая производительность горного предприятия	271
§ 80. Определение высоты этажа	276
§ 81. Определение основных параметров выемочного блока	278
Глава 16. Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки	280
§ 82. Общий порядок расчета	280
§ 83. Расчет этажно-камерной системы разработки	289
§ 84. Расчеты параметров сетки скважин	297
§ 85. Расчет системы разработки с закладкой выработанного пространства	301
ЧАСТЬ 3. РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ И СПЕЦИАЛЬНЫМИ СПОСОБАМИ	306
Глава 17. Основные положения открытой разработки рудных и нерудных месторождений	306
§ 86. Общие сведения	306
§ 87. Элементы открытой разработки	307
§ 88. Рекультивация земель, нарушенных открытыми горными работами	312
Глава 18. Буровзрывные работы	316
§ 89. Буровые работы	316
§ 90. Взрывчатые вещества и средства взрывания	321
§ 91. Методы взрывных работ	322
§ 92. Организация буровзрывных работ	327
Глава 19. Механизация процессов открытой добычи	330
§ 93. Применение экскаваторов	331
§ 94. Применение землеройно-транспортных машин	340
§ 95. Применение транспортных средств	343
§ 96. Механизация отвальных работ	351
§ 97. Осушение и дренаж	355
Глава 20. Вскрытие месторождений	357
§ 98. Вскрывающие и подготовительные выработки	357
§ 99. Проведение траншей	359
§ 100. Способы вскрытия	362
Глава 21. Системы открытой разработки	370
§ 101. Общие понятия	370
§ 102. Классификация систем открытой разработки	372
§ 103. Характеристики систем открытой разработки	374
§ 104. Технико-экономические показатели систем открытой разработки	383
Глава 22. Специальные способы добычи полезных ископаемых	384
§ 105. Общие данные о гидромеханизированных разработках	384
§ 106. Гидромеханизация открытых горных работ	385
§ 107. Применение гидромеханизации при подземной разработке месторождений	397
§ 108. Геотехнологические способы разработки	398
§ 109. Подводная разработка месторождений	411
Список литературы	418
Предметный указатель	419