М. И. АГОШКОВ, С. С. БОРИСОВ, В. А. БОЯРСКИЙ

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ,
ПЕРЕРАБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1970

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие

Часть первая

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава I. **Горногеологическая характеристика месторождений**
§ 1. Основные понятия о полезных ископаемых и месторождениях
§ 2. Классификация запасов полезных ископаемых
§ 3. Характеристика рудных месторождений
§ 4. Физико-механическая характеристика руд и вмещающих пород
§ 5. Понятие о ценности руды и рентабельности разработки
§ 6. Химико-минералогическая характеристика руд и нерудных полезных ископаемых
§ 7. Эксплуатационная разведка и опробование руд
Глава II. **Основные положения подземной разработки рудных месторождений**
§ 1. Стадии разработки
§ 2. Горное предприятие, рудник, шахта, шахтное поле, этаж
§ 3. Порядок очистной выемки в этаже
§ 4. Способы выемки руды
§ 5. Количественные и качественные потери руды в процессе добычи
§ 6. Методы определения величины потерь
§ 7. Исходные данные для подсчета потерь, извлечения и разубоживания руды при добыче
§ 8. Общие сведения о производственной мощности рудника и горного предприятия
§ 9. Требования к правильной разработке месторождений
Глава III. **Вскрытие месторождений**
§ 1. Вскрывающие выработки и классификация способов вскрытия
§ 2. Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов
§ 3. Влияние выемки полезного ископаемого на сдвижение вмещающих пород и поверхности
§ 4. Вскрытие штольней
§ 5. Вскрытие вертикальными стволами
§ 6. Вскрытие наклонными стволами
§ 7. Комбинированные способы вскрытия
§ 8. Околоствольные выработки
§ 9. Порядок вскрытия этажей
§ 10. Факторы, влияющие на выбор места заложения шахтного ствола
§ 11. Сущность метода вариантов при выборе способа вскрытия

Часть вторая

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Глава IV. **Классификация и основные показатели эффективности систем разработки рудных месторождений**

§ 1. Принципы построения классификаций систем разработки
§ 2. Классификация систем разработки рудных месторождений
§ 3. Показатели эффективности разработки рудных месторождений

Глава V. **Подготовительные работы**

§ 1. Основные определения и требования, предъявляемые к подготовке
§ 2. Способы подготовки основного горизонта
§ 3. Расположение восстающих и общий порядок подготовки

Глава VI. **Основные производственные операции очистной выемки**

§ 1. Общие сведения о производственных операциях
§ 2. Отбойка руды
§ 3. Отбойка руды глубокими скважинами
§ 4. Расчет зарядов, заряжание и показатели отбойки
§ 5. Выпуск и доставка руды
§ 6. Погрузочные люки и питатели
§ 7. Вторичное дробление руды
§ 8. Машинная погрузка руды
§ 9. Механизированная доставка
§ 10. Поддержание выработанного пространства

Глава VII. **Системы разработки с открытым очистным пространством**

§ 1. Общие сведения и классификация систем
§ 2. Потолкоуступные системы разработки
§ 3. Почвоуступные системы разработки
§ 4. Сплошные системы разработки
§ 5. Камерно-столбовые системы разработки
§ 6. Подэтажно-камерные системы разработки
§ 7. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями
§ 8. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды горизонтальными слоями
§ 9. Оценка подэтажно-камерных и этажно-камерных систем разработки

Глава VIII. **Системы разработки с магазинированием руды**

§ 1. Сущность, условия применения и классификация
§ 2. Системы со шпуровой отбойкой из магазина
§ 3. Системы с отбойкой руды из специальных выработок
§ 4. Системы разработки с отбойкой глубокими скважинами
§ 5. Оценка систем с магазинированием руды

Глава IX. **Системы разработки с закладкой и креплением очистного пространства**

§ 1. Характеристика и условия применения систем разработки с закладкой
§ 2. Закладочные материалы, способы их транспортирования
§ 3. Технология закладки
§ 4. Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой
§ 5. Системы разработки наклонными слоями с закладкой
§ 6. Потолкоуступные системы разработки с закладкой
§ 7. Сплошные системы разработки с закладкой
§ 8. Системы разработки с закладкой полосами по восстанию
§ 9. Системы разработки с креплением очистного пространства
§ 10. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства

Глава X. **Системы разработки с обрушением вмещающих пород**
§ 1. Общие сведения о системах с обрушением
§ 2. Типичный вариант системы слоевого обрушения
§ 3. Варианты системы слоевого обрушения
§ 4. Детали подготовки и очистной выемки при слоевом обрушении
§ 5. Щитовая система разработки
§ 6. Столбовые системы разработки с обрушением кровли
Глава XI. **Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород**
§ 1. Системы подэтажного обрушения
§ 2. Сравнительная оценка систем слоевого обрушения, подэтажного и систем с креплением и закладкой
§ 3. Система этажного самообрушения
§ 4. Выпуск обрушенной руды
§ 5. Принудительное этажное обрушение
Глава XII. **Комбинированные системы разработки**
§ 1. Общие сведения о комбинированных системах
§ 2. Комбинированные системы с открытыми камерами
§ 3. Комбинированные системы разработки с закладкой камер
§ 4. Комбинированные системы с магазинированием руды
§ 5. Ликвидация пустот
Глава XIII. **Выбор системы разработки и определение ее основных параметров**
§ 1. Факторы, учитываемые при выборе системы разработки
§ 2. Влияние горногеологических факторов на выбор системы разработки
§ 3. Методика технико-экономического сравнения и выбора систем разработки
§ 4. Определение основных параметров систем подземной разработки
§ 5. Определение годовой производственной мощности рудника
§ 6. Определение высоты этажа
§ 7. Выбор основных параметров выемочного блока
Глава XIV. **Расчеты технологического процесса очистной выемки и системы разработки**
§ 1. Общий порядок расчета системы разработки
§ 2. Элементы расчета этажно-камерной системы разработки
§ 3. Расчеты параметров сетки скважин

Часть третья

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Глава XV. **Механизация выемочных, погрузочных и транспортных работ**
§ 1. Экскаваторы на открытой разработке
§ 2. Схемы работы и производительность экскаваторов
§ 3. Горные работы с применением бульдозеров и скреперов
§ 4. Карьерный транспорт
Глава XVI. **Вскрытие месторождений**
§ 1. Элементы открытой разработки
§ 2. Вскрывающие и подготовительные выработки и их проходка
§ 3. Способы вскрытия
Глава XVII. **Буровзрывные работы при открытой разработке**
§ 1. Буровые работы
§ 2. Взрывчатые вещества и средства взрывания
§ 3. Методы взрывных работ
§ 4. Конструкция скважинного заряда
§ 5. Расчет основных параметров взрывных работ
§ 6. Метод минных камер. Взрывы на выброс и на сброс
§ 7. Организация буровзрывных работ

Глава XVIII. **Системы открытой разработки**
§ 1. Элементы систем разработки
§ 2. Классификация систем разработки
§ 3. Бестранспортные системы разработки
§ 4. Транспортно-отвальные системы разработки
§ 5. Транспортные системы разработки
§ 6. Комбинированные системы разработки
§ 7. Технико-экономическая характеристика систем открытой разработки
§ 8. Отвальные работы
§ 9. Осушение и дренаж
Глава XIX. **Специальные способы добычи полезных ископаемых**
§ 1. Подземная разработка средствами гидромеханизации
§ 2. Открытая разработка средствами гидромеханизации
§ 3. Геотехнологические способы разработки
§ 4. Подводная разработка

ПРЕДИСЛОВИЕ

В развитии народного хозяйства одно из главных мест отведено горнорудной промышленности — сырьевой базе современной индустрии. Без соответствующего уровня развития горнорудной промышленности невозможен быстрый рост тяжелой индустрии. Производство чугуна и стали, кроме железа, требует применения различных металлов: хрома, марганца, никеля, кобальта, вольфрама и др. Алюминий и магний применяют в машиностроении, электротехнике, самолетостроении, ракетостроении и в других отраслях народного хозяйства.

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

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

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

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

Проведенные коренные технические и организационные мероприятия в горнорудной промышленности позволили достигнуть высокого уровня производства. Так, например, в 1969 г. в Советском Союзе добыто 186 млн. *т* железной руды — больше, чем в США и Канаде вместе взятых.

Значительно превышен довоенный уровень добычи руд цветных металлов и золота. По уровню горного производства Советский Союз вышел на первое место в Европе при значительном увеличении уровня механизации трудоемких работ.

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

Большой вклад в развитие горной науки внесли русские ученые М. В. Ломоносов, А. И. Узатис, В. Я. Дорошенко, Н. Ф. Чернышев, Г. Д. Романовский, И. А. Тиме, Б. И. Бокий, В. И. Бауман, Н. К. Соболевский, М. П. Бахурин, Н. И. Трушков и другие.

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

Подлинный расцвет горной науки начинается после Великой Октябрьской социалистической революции. В нашей стране создаются научно-исследова-

тельские институты, организуются Институты горного дела, получают большое развитие научно-исследовательские работы в вузах. Видные ученые — академики А. А. Скочинский, А. М. Терпигорев, Л. Д. Шевяков в содружестве с работниками производства способствовали развитию отечественной горнорудной промышленности. Проф. Н. И. Трушков создал первый учебник по разработке рудных месторождений в 1924—1929 гг. и переиздал его в 1946—1947 гг.

Основными задачами горнорудной промышленности на данном этапе ее развития являются:

1. Совершенствование применяемых и создание новых эффективных систем разработки и методов вскрытия.

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

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

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

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

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

Решение этих проблем требует дальнейшего улучшения подготовки инженерно-технических кадров, широкого развития научных исследований и быстрейшего внедрения их в производство.

Особенность курса разработки рудных и нерудных месторождений состоит в тесной связи его с рядом других учебных курсов, на которые он опирается, или, наоборот, которые подчинены ему и сами базируются на нем. Поэтому, встречаясь с понятиями и сведениями из этих курсов, мы не будем останавливаться на них, имея в виду, что они уже известны учащемуся (или будут им изучены позднее); в некоторых случаях эти понятия и сведения придется повторять, но в ином освещении, применительно к задачам данного курса.

Так, например, для выполнения работ по бурению, погрузке, доставке, транспортированию руды при подземной и открытой разработке применяются разнообразные горные машины: буровые станки и перфораторы, погрузочные машины и экскаваторы, скреперные установки, конвейеры, закладочные машины, отвалообразователи и др. Изучение конструкций и режима работы этих машин относится к самостоятельным учебным курсам. Однако в данном курсе мы также будем останавливаться на этих машинах, но только для сравнительной их оценки, с точки зрения особенностей работы и производительности в различных горногеологических условиях.

Содержание курса и его построение определяются главнейшими задачами, которые стоят перед рудниками. Эти задачи — подъем производительности труда горнорабочих и рост добычи руды, улучшение экономических показателей работы всего горного предприятия. Основным условием успешного решения этих задач является внедрение рациональных схем вскрытия месторождений, высокопроизводительных систем разработки, механизация и автоматизация производственных процессов, правильная организация труда, обеспечение безопасных и здоровых условий труда, достаточно полное извлечение из недр и повышение качества добытого полезного ископаемого. Рассмотрение перечисленных вопросов и составляет содержание настоящего курса.

В основу данного учебника положены третье издание учебного курса «Разработка рудных месторождений» (Металлургиздат, 1954) и первое издание учебника «Разработка рудных и россыпных месторождений» (Госгортехиздат, 1962). Материалы этих книг подвергнуты коренной переработке применительно к учебной программе курса для горных техникумов, некоторые главы написаны заново.

Главы I—XIV написаны М. И. Агошковым совместно с горн. инж. С. С. Борисовым, главы XV—XIX — М. И. Агошковым совместно с канд. техн. наук В. А. Боярским.

Часть первая

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

●

Глава I

ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ 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.

Месторождением полезного ископаемого называют естественное скопление этого ископаемого в земной коре.

Месторождение считается промышленным, если разработка его целесообразна в данных экономических и географических условиях при современном уровне техники. Если разработка месторождения экономически нецелесообразна, то его называют непромышленным.

По физическому состоянию полезные ископаемые бывают твердыми (уголь, руды металлов, соли, строительное сырье и др.). жидкими (нефть, минеральные воды), газообразными (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 ископаемые — руды металлов (железные, медные, алюминиевые, золотые и др.);

неметаллические ископаемые (сера, поваренная соль, апатит, огнеупоры, флюсы, стройматериалы и др.).

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 или включенные в него, совсем не содержащие металла (полезного минерала) или содержащие, но в количестве, недостаточном для промышленной переработки, называют пустой породой.

Граница между рудными и нерудными ископаемыми условна. Многие полезные ископаемые, которые раньше использовались сразу же после добычи, в настоящее время подвергаются комплексной переработке для извлечения их них всех полезных компонентов. Иногда полезное ископаемое, например известняк, не подвергают переработке, иногда его используют как химическое сырье. Поэтому сейчас термин руда теряет свое первоначальное значение. Его применяют также и ко многим нерудным полезным ископаемым. В этом смысле понятием руда мы будем пользоваться дальше.

Разделение месторождений на промышленные и непромышленные также условно.

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

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

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

Месторождения бурых железняков в ГДР, Франции и Англии разрабатывают при содержании железа до 28—30% благодаря особой 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 содержится в руде в виде гематита

(Fe_2O_3), магнетита (Fe_3O_4) и др.; медь в виде халькопирита ($CuFeS_2$) и др.; свинец в виде галенита (PbS) и др.; олово в виде касситерита (SnO_2).

Рудные минералы в руде почти всегда смешаны с другими минералами, не представляющими промышленной ценности. Эти сопутствующие минералы принято называть *рудной* или *жильной 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 их внутри групп независимо от вида полезного ископаемого.

Например, технология добычи рудного и россыпного золота отличаются между собой значительно больше, чем разработка железной руды и апатитов.

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

В связи с вышесказанным (сходство между рудными и нерудными месторождениями) при именовании этой группы в дальнейшем слово «нерудных» обычно 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 или вследствие необходимости применения очень сложных процессов переработки не могут быть использованы 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.

Кондиции предусматривают, наряду с другими показателями, минимальное промышленное содержание полезного компонента, т. е. тот предел, ниже которого руда данного месторождения становится экономически невыгодной для извлечения и переработки.

Величина минимального промышленного содержания, как правило, должна устанавливаться отдельно для каждого месторождения, так как она определяется стоимостью добычи и переработки руды, которая, в свою очередь, зависит от характера месторождения, свойств руды, экономических и географических условий района.

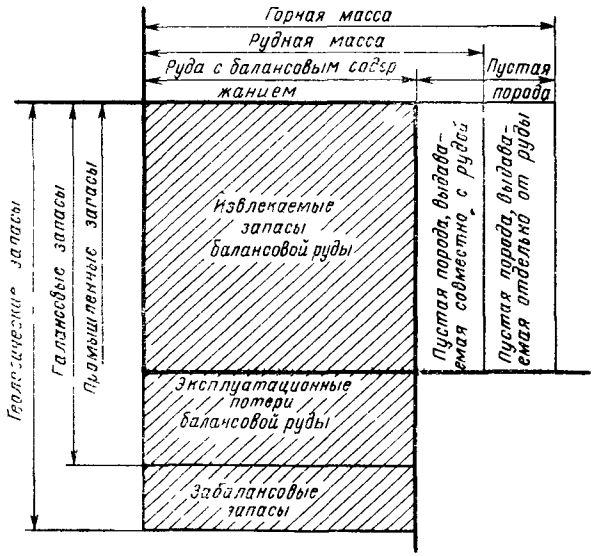


Рис. 1. Схема разделения запасов и добытой горной массы

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

В процессе разработки часть руды теряется; промышленные запасы представляют разницу между балансовыми запасами и проектными и эксплуатационными потерями.

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

По степени разведанности и изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки запасы месторождений в соответ-

ствии с классификацией запасов твердых полезных ископаемых подразделяются на четыре категории, характеризуемые следующими условиями.

Категория А — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выяснение условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, полное выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их соотношения и пространственного положения, выделение 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 горноэксплуатационных работ.

Контур запасов полезных ископаемых этой категории определен горными выработками.

Категория В — запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого, выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, закономерности их распределения без точного отображения пространственного положения каждого типа, выяснения 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 горноэксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых определен 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 горноэксплуатационных работ.

Контур запасов полезных ископаемых определен на основании разведочных скважин и выработок и геологических данных.

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 принят 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 А, В и C_1.

Например, для месторождений простого строения с выдержанной мощностью рудных тел и равномерным распределением полезных компонентов не менее 30% запасов должно быть разведано по категориям А и В, в том числе не менее 10% по категории А.

Для группы месторождений очень сложного строения с изменчивыми элементами залеганий допускается проектирование на базе запасов категории C_1.

Соотношение запасов различных категорий на разрабатываемых месторождениях устанавливается предприятиями, осуществляющими эксплуатацию месторождений, исходя из необходимости обеспечения нормальных условий добычи руды.

§ 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;

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 в пространстве более или менее равны между собой. Штоки отличаются от гнезд большими размерами, измеряемыми десятками и сотнями метров. Типичным гнездообразным месторождением является ртутное месторождение Хайдаркан (Средняя Азия).

Столбообразную форму имеют многие коренные месторождения алмаза. В Южной Африке алмазные трубки в глубину распространяются на несколько километров при поперечном сечении, измеряемом сотнями метров. В Криворожском бассейне к столбообразным относят рудные тела длиной, превышающей мощность не более чем в шесть раз.

Чечевицы и линзы представляют собой переходные формы от первой к третьей группе. 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 и жильные — ограничены более или менее параллельными плоскостями (поверхностями) и имеют мощность, изменяющуюся в относительно небольших пределах. Жилы часто имеют неправильную форму и

непостоянную мощность, поэтому их разделяют на *плитообразные* — с постоянной мощностью, *линзообразные* и *рубцовые*, в которых утолщения чередуются с участками меньшей мощности; *сетчатые*, состоящие из большого числа сближенных тонких жил и прожилков, пересекающихся в различных направлениях; *ветвящиеся*, которые отличаются от сетчатых тем, что слагающие их основные ветви не пересекают одна другую в различных направлениях, а тянутся в одном направлении, то сближаясь и соединяясь, то удаляясь одна от другой.

Рудные залежи этой же группы, отличающиеся от пластов менее выдержанной формой и мощностью, называют *пластообразными*.

Встречаются и более 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 пустой породой; иногда они пересекаются, соединяются вместе и снова разделяются. При этом одно рудное тело является основным, а остальные — его ответвлениями.

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, тем с большими потерями руды она происходит.

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

В зависимости от характера распределения рудных минералов в рудной породе различают: *сплошные руды*, состоящие из рудных минералов, смешанных с некоторым количеством породы, и имеющие обычно резкие границы с вмещающими породами; *вкрапленные руды* представляют собой относительно редкие вкрапления рудных минералов в рудной породе, как правило, не имеющие отчетливых границ с вмещающими породами. На многих месторождениях встречаются оба типа руд; обычно в средней части рудного тела руды сплошные, а на периферии — вкрапленные. Так, на Лениногорских свинцово-цинковых рудниках сплошные сульфидные руды по мере приближения к контакту лежачего бока постепенно беднеют и переходят в роговиковые вкрапленные руды.

На Дегтярском медном месторождении сплошные медноколчеданные или пиритные руды местами переходят в сланцевые вкрапленные руды. Некоторые залежи Кривбасса в центральной своей части или с одной стороны представлены сплошными богатыми рудами, которые постепенно в направлении лежачего бока замещаются вкрапленными рудами и затем слабо ожелезненными 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 30°; наклонные с углом падения от 25 до 45° и крутопадающие с углом падения более 45°.

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

Мощность рудного тела измеряют как расстояние между висячим и лежачим боками месторождения. Если это расстояние измеряют по нормали, то мощность называют истинной, если же ее измеряют по вертикали или горизонтали, то мощность соответственно называют вертикальной и 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 этой группы.

Тонкие — месторождения мощностью от 0,6 до 2 *м*, при разработке которых очистную выемку можно вести 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 при очистной выемке — распорок, стоек. Разработка месторождений средней мощности может производиться без подрывки вмещающих пород как при очистной выемке, так и при проведении подготовительных выработок.

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 больше 20—25 *м*. Очистную выемку в этих месторождениях ведут обычно вкрест простирания.

Глубина залегания месторождения также в значительной степени определяет выбор способа разработки. Глубину залегания указывают от поверхности по вертикали до верхней и нижней границ месторождения. Расстояние между нижней и верхней границами месторождения по вертикали или по наклону пласта определяет глубину его распространения. 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. главу VI).

Рудной площадью месторождения называют площадь его горизонтального сечения.

Глубина залегания и распространения месторождения, рудная площадь, длина по простиранию, так же как и угол падения, на различных участках месторождения могут быть различными. Поэтому нередко на отдельных 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 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 до сих пор пользуется большим распространением в отечественной практике и литературе.

Для расчета норм и различных расходных показателей в зависимости от физико-механических свойств горных пород в настоящее время 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 выражается в способности массива горной породы, 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. Выбор их способа поддержания зависит прежде всего от устойчивости горных пород.

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 немедленно вслед за их подработкой.

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, водоносность массива пород.

Показатели устойчивости горных пород, которые позволяли бы определять 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 следующие пять групп.

О ч е н ь н е у с т о й ч и в ы е — 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.

Н е у с т о й ч и в ы е — допускают небольшое обнажение кровли, но требуют прочного поддержания ее вслед за выемкой.

С р е д н е й у с т о й ч и в о с т и — допускают обнажение кровли на сравнительно большой площади, но при длительном обнажении требуют поддержания.

У с т о й ч и в ы е — допускают очень значительное обнажение кровли и боков и нуждаются в поддержании только в отдельных местах.

Очень 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. Породы 3-й и 4-й групп при разработке рудных месторождений встречаются наиболее часто.

Для оценки устойчивости горных пород очень важен также 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 агентов теряют устойчивость и начинают обрушаться.

К вопросам устойчивости пород мы вернемся при рассмотрении способов поддержания выработанного пространства и систем разработки.

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

Кусковатость отбитой руды (крупность кусков, получающихся при отбойке) характеризуется ее гранулометрическим составом, т. е. 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 крупнокусковатая — от 300 до (—) 600 *мм*.

Руда очень 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 взрывных шпуров и скважин, их расположения, типа взрывчатого вещества, 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.

Весовое количество негабаритных кусков в общей массе отбитой руды, выраженное в процентах, называют выходом негабарита.

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

Разрыхляемость. После отделения от массива и дробления на куски отбитая руда увеличивается в объеме. Отношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве, называется коэффициентом разрыхления. В зависимости от условий, в которых производится отбойка массива (на свободное пространство или на ранее отбитый материал, т. е. на «зажатую среду»), и гранулометрического состава коэффициент разрыхления одной и той же породы может колебаться в пределах от 1,1 до 1,6. Со временем, по мере уплотнения отбитой руды, коэффициент разрыхления ее уменьшается.

На условия разработки оказывают влияние также 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 присутствует 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 разработке серьезные затруднения.

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

Самовозгораемость свойственна некоторым сплошным колчеданным рудам с высоким содержанием серы. Самовозгорание руд в отбитом виде происходит вследствие их окисления с выделением тепла (особенно в присутствии древесины). 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 $м^3$ руды. Так, на железных рудниках Криворожского бассейна в мокрых забоях 1 $м^3$ руды «синьки» поглощает 200—280 $л$ воды; 1 $м^3$ «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 простых (т. е. содержащих только один полезный компонент) руд можно судить по процентному содержанию в них металла. Очевидно, что 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. Так, при высокой ценности руды допускается применение дорогих способов, но обеспечивающих минимальные потери руды в процессе добычи. Напротив, в рудах невысокой ценности стремятся применять наиболее дешевые способы разработки, если даже они сопровождаются повышенными потерями.

Однако решать вопрос об относительной ценности разнотипных руд, хотя бы и содержащих один и тот же полезный компонент, только по процентному содержанию последнего в руде — нельзя. Действительно, какая руда более ценная: содержащая 6% меди или 60% железа? Бурый железняк или магнитный при одном и том же процентном содержании железа?

Чтобы ответить на этот вопрос, необходимо знать методику определения ценности руд.

Различают валовую и извлекаемую (промышленную) ценность руды.

Валовой ценностью руды называют стоимость полезных компонентов, содержащихся в 1 $т$ руды.

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

Цена металла устанавливается в зависимости от типа и сорта 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-никелевой руде оценивается 180 руб. за 1 $т$.

Оптовые цены на руды, концентраты и полуфабрикаты указываются в соответствующих прейскурантах.[1]

Валовая ценность руды определяется по формуле

$$Ц_в = \frac{Ц_м P}{100},$$

где $Ц_м$ — цена металла;

P — процентное содержание его в руде месторождения.

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

Извлекаемую ценность руды можно определить по формуле

$$Ц_п = \frac{Ц_м P}{100} K_и,$$

где $K_и$ — коэффициент извлечения в процессе переработки руды.

О ценности некоторых руд (железных, марганцевых, хромитовых) судят по оптовой цене ее, устанавливаемой соответствующими прейскурантами. Например, оптовая цена 1 *т* несортированной 59%-ной железной руды Криворожского бассейна составляет 2 р. 49 к., а 42%-ного бурого железняка Алапаевского рудоуправления — 3 р. 15 к.

Пример 1. Определить валовую и извлекаемую ценность медной руды с содержанием 4%, если извлечение металла в процессе переработки равно 80%. Цена 1 *т* меди в руде $Ц_м = 275$ руб.

Валовая ценность руды

$$Ц_в = \frac{Ц_м P}{100} = \frac{275 \cdot 4}{100} = 11 \text{ руб.}$$

Извлекаемая ценность

$$Ц_п = \frac{Ц_м P}{100} K_и = 11 \cdot 0{,}8 = 8{,}8 \text{ руб.}$$

Пример 2. Определить извлекаемую ценность свинцово-цинковой руды, содержащей 8% цинка и 1,5% свинца. Извлечение металла при переработке составляет 80%. Цена свинца в руде — 220 руб. за 1 *т*, цинка — 160 руб. за 1 *т*.

Извлекаемая ценность руды

$$Ц_п = \left(\frac{160 \cdot 8}{100} + \frac{220 \cdot 1{,}5}{100}\right) 0{,}8 = 12{,}9 \text{ руб./}т.$$

Для примерной оценки руды можно пользоваться следующим делением руд по их ценности.

Категория руды по ценности	Валовая ценность 1 *т* руды, руб.
Нецепные	Ниже 4—5
Средней ценности	От 4—5 до 10
Ценные	От 10 до 30
Очень ценные	Свыше 30

[1] Например, прейскурант «Оптовые цены на руды, концентраты и полуфабрикаты цветной металлургии». М., 1967.

Расчеты показывают, что ценность некоторых руд, например железных, не может быть выше средней независимо от процентного содержания металла. Большинство же руд могут иметь любую категорию ценности в зависимости от процентного содержания в них металла.

Сопоставлением извлекаемой ценности руды с себестоимостью ее добычи определяют рентабельность разработки месторождения. Разработка месторождения экономически целесообразна, если себестоимость добычи C ниже промышленной ценности руды $И_п$. 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 НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

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

р у д ы с а м о р о д н ы х м е т а л л о в, к числу которых относятся некоторые руды благородных металлов (чаще всего, золото);

р у д ы с е р н и с т ы е, представленные в основном сульфидами цветных и редких металлов $CuFeS_2$, PbS, ZnS, Sb_2S_3, MoS_2 и др.);

р у д ы о к и с л е н н ы е, представленные окислами, карбонатами и сульфидами многих черных, цветных и редких металлов (Fe_2O_3, $2F_2O_3 \cdot 3H_2O$, MnO_2, $PbCO_3$, CuO_2, SnO_2, $TiFeNbO_2$, и др.);

р у д ы с и л и к а т н ы е — в основном руды редких и рассеянных элементов, в которых рудный минерал является силикатом или алюмосиликатом. например берилл $Be_3Al_2(Si_6O_{18})$, сподумен $LiAl(Si_2O_6)$, циркон $ZrSiO_4$ и др.;

р у д ы с м е ш а н н ы е, представляющие собой смесь руд предыдущих основных типов.

По химическому составу преобладающей массы рудных минералов или рудной породы руды делят на к и с л ы е, в которых преобладает кремнезем, о с н о в н ы е и н е й т р а л ь н ы е. 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 ($Fe_2O_3 \times \times nH_2O$), гетит ($Fe_2O_3 + nH_2O$), лимонит ($2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$), 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). Объемный вес железных руд составляет 3—4,5 $т/м^3$.

Минимально допустимое процентное содержание железа в руде в значительной степени зависит от типа руд и изменяется от 15 до 35%.

К легкообогатимым рудам относятся магнетитовые, железистые кварциты магнетитовой разности и титано-магнетитовые. Трудно-обогатимыми являются гематитовые руды и бурые железняки. Однако магнетитовые руды трудновосстановимы при доменной плавке по сравнению с бурыми железняками.

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. Промышленное значение 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 ревдинскит. 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 и скарновые. Содержание молибдена в рудах колеблется в пределах 0,10—1%, иногда выше.

Руды вольфрама. Наиболее важные промышленные минералы вольфрамит [(Fe, Mn)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 (медистые песчаники) происхождения. 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—1,5%.

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) ZnS. По характеру образования и залегания свинцово-цинковые руды жильные, скарновые, руды замещения (в известняках и силикатных породах), пластовые и трещинные (в известняках).

Минимальное суммарное содержание свинца и цинка в рудах 2%. При наличии других элементов оно может быть значительно ниже.

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

Апатиты — фосфорнокислая соль, содержащая 41—42% фосфорного ангидрида (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 12—35% P_2O_5), зернистые (5—16% P_2O_5) и массивные микрозернистые (26—28% P_2O_5) фосфориты.

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

Калийные и магнезиальные соли содержат сильвинит (KCl), галит (NaCl) и карналлит ($MgCl_2KCl \cdot 6H_2O$).

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 преобладающей 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 $см^2$. Их содержание в руде не должно быть меньше 3—4 $кг/м^3$.

§ 7. ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА И ОПРОБОВАНИЕ РУД

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

Эксплуатационная разведка включает проведение горных выработок, бурение скважин и взятие проб руды для анализов. Для эксплуатационной разведки стремятся использовать горные выработки, предназначенные для вскрытия и подготовки месторождения. Разведочные выработки стремятся располагать таким образом и придавать им такие размеры, чтобы впоследствии 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 обыкновенно разведуют рудные тела на вновь вскрытых этажах.

Опробование руд. Как при эксплуатационной разведке, так и в процессе проходки подготовительных выработок и очистной выемки ведется опробование руд. Оно служит 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: взятия пробы, подготовки ее (измельчения и сокращения) и анализа.

Опробование руды в массиве — в забое осуществляется различными методами, выбираемыми с учетом особен-

ностей 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*, а глубиной от 10 до 100 *мм* и редко более. Выбор ширины, глубины борозд и расстояния между ними зависит от равномерности распределения в руде полезных компонентов и от ее крепости. Чем неравномернее распределение полезных компонентов, тем шире делают борозды или тем ближе их располагают одна от другой. Направление борозд должно совпадать с направлением наибольших колебаний качественного состава руды.

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

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

При валовом опробовании в пробу поступает вся отбиваемая горная масса от проходки выработки или часть ее через определенные интервалы (каждая пятая или десятая лопата). Такой способ опробования при эксплуатационной разведке применяется редко — обычно при геологической разведке для взятия технологических проб.

Наиболее распространено в практике эксплуатационной разведки бороздовое опробование.

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

Для сбора бурового шлама пользуются специальными приспособлениями. Вес пробы с 1 *м* шпура диаметром 32 *м* 2—2,5 *кг*. Интервалы между пробами 2—5 *м*.

Для опробования добытой руды пользуются несколькими методами.

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

Опробование руды из рудничных вагонеток ведут путем отбора небольших порций с поверхности руды в двух — пяти точках. Общий вес пробы из одной вагонетки составляет 1—2 *кг*.

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

Пробы из вагонеток отбирают в околоствольном дворе, около центральных рудоспусков или на поверхности. Так как по биркам 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. Вес пробы из каждого вагона должен быть не менее 0,1 *кг* на 1 *т* руды.

Опробование из вагонов дает достаточно точные 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.

Глава II

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. 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 к месторождению или его части с земной поверхности. Выработки вскрытия — шахтные стволы, околоствольные выработки, квершлаги, штольни, капитальные рудоспуски и др. — 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 др., 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, междукамерные, междупанельные целики и др.

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

Очистное (выработанное) пространство может в процессе очистной выемки оставаться открытым, т. е. свободным, заполняться отбитой рудой, закладкой, крепью или обрушенными породами.

Определенный порядок подготовки и очистной выемки во времени и пространстве принято называть системой разработки.

Части, на которые делится выемочный участок и расположенные в нем горные выработки, составляют конструктивные элементы системы разработки.

Следовательно, разработка вскрытой части месторождения состоит сначала из разделения ее на выемочные участки и оформления конструктивных элементов, а затем — из выемки последних в определенной последовательности.

Полное определение сущности понятия «система разработки» должно поэтому отражать присущие каждой системе:

конструктивную характеристику; порядок очистной выемки и технологию очистной выемки.

Из этих трех признаков наиболее важным считается порядок очистной выемки, характеризуемый состоянием очистного пространства выемочного участка во время его разработки. Этот признак наиболее полно отражает общность и различия условий применения разных систем разработки, особенности технологии очистной выемки и технико-экономические показатели каждой системы.

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

Система разработки месторождения или его части представляет собой сочетание принятого порядка и технологии очистной выемки полезного ископаемого с определенными конструктивными элементами выемочного участка.

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 обязательно 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 планом;

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

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

Для разработки месторождения полезного ископаемого создается горное предприятие, в состав которого входит рудник, шахта 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, объединен единым административно-техническим управлением.

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 или шахтой, называется соответственно рудничным полем или шахтным 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 проходят 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 в основном от характера 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 горногеологические условия и не каждая система допускают производство очистной выемки одновременно на нескольких этажах. Некоторые системы полностью исключают многоэтажную разработку; другие допускают ее, но с серьезными техническими трудностями.

Этажи, как правило, отрабатываются в нисходящем порядке, сверху 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 принимаются во внимание следующие соображения.

Увеличение длины шахтного поля позволяет сократить капитальные затраты по проходке и оборудованию стволов и околоствольных 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 расходов на 1 *т* извлеченных запасов руды будет наименьшей.

В каждом шахтном поле кроме основного — подъемного ствола закладываются 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 проведения рассмотрен в главе «Вскрытие месторождений».

Высота этажа — это расстояние между подошвами выработок основного горизонта рассматриваемого этажа и основного горизонта вышележащего этажа по вертикали.

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

На выбор высоты этажа влияет много факторов. Наиболее важные из них следующие: мощность, длина и угол падения месторождения, физико-механическая характеристика руды и вмещающих пород, применяемая система разработки, стоимость проходки горнокапитальных и 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, квершлаги 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 стоит дороже, чем отработка остальной части блока. Так как запас руды междуэтажных целиков 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. Увеличиваются затраты времени рабочих на ходьбу и снижается производительность их труда, затрудняется проходка восстающих выработок.

Техническим препятствием к увеличению высоты этажа иногда является усиленное горное давление в очистном пространстве, возможность обрушения боковых пород и междукамерных целиков.

§ 3. ПОРЯДОК 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.

Длина блока зависит от многих факторов, прежде всего от системы разработки, мощности рудного тела и способа доставки добы-

той 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.

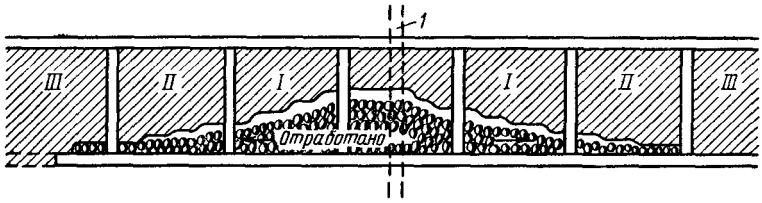


Рис. 2. Схема наступающей выемки руды в этаже:
I, II, III — последовательность начала выемки блоков; *1* — местоположение шахтного ствола

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

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

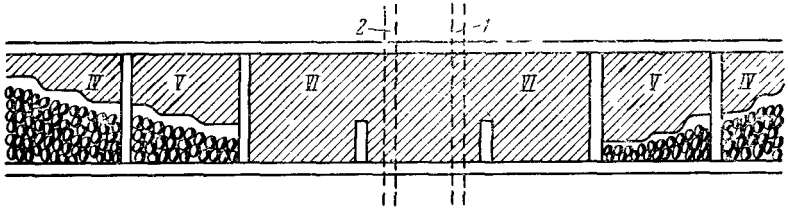


Рис. 3. Схема отступающей выемки руды в этаже:
IV, V, VI — последовательность начала выемки блоков, *1* и *2* — местоположения шахтных стволов

очистной выемки, как это показано в правом крыле. Проведение штрека одновременно с очистной выемкой имеет существенные недостатки, часто вынуждающие отказываться от такого порядка подготовки.

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

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

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

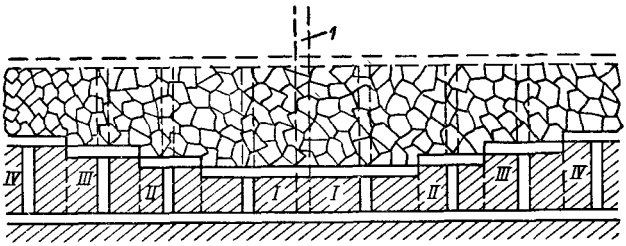


Рис. 4. Схема выемки этажа одновременно по всему простиранию рудного тела:

1 — местоположение шахтного ствола

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

Наступающая выемка ведется до тех пор, пока не закончена проходка основного штрека до границ шахтного поля; после достижения штреком границ шахтного поля 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 происходит одновременно во всех блоках этажа.

Типичный пример одновременной разработки всех блоков этажа с некоторым опережением выемки центральных блоков над фланговыми применительно к системе слоевого обрушения представлен на рис. 4.

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

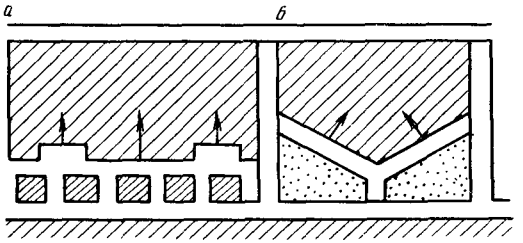


Рис. 5. Схема выемки блока снизу вверх

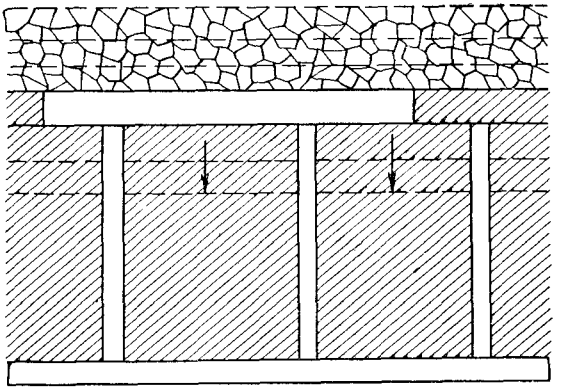


Рис. 6. Схема выемки блока сверху вниз

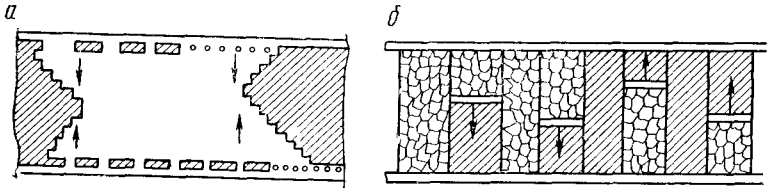


Рис. 7. Комбинированная выемка блоков сверху вниз и снизу вверх:
а — одновременная выемка сверху и снизу; *б* — последовательная выемка и снизу сверху

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 имеют в практике широкое распространение.

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

Нисходящая выемка блока также имеет широкое распространение.

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 в мощных месторождениях.

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 по его высоте, 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.

§ 4. СПОСОБЫ ВЫЕМКИ РУДЫ

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

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

Раздельной называют выемку, при которой разные сорта руды или руда и прослои пустых пород в блоке извлекаются и выдаются раздельно. В очень тонких рудных телах раздельной называют отбойку и выдачу руды и породы отдельно.

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 применять мощные средства механизации; повышение общего количества извлекаемых из недр полезных компонентов, когда добываемые с рудой породы являются рудоносными.

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

Валовая выемка вследствие пониженного содержания полезных компонентов в добытой руде часто приводит к значительному росту затрат на транспорт и переработку руды, отнесенных на весовую единицу извлеченного полезного компонента.

По этой же причине снижается коэффициент извлечения полезных компонентов при переработке.

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

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

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

Применение раздельной выемки может оказаться целесообразным только при определенных благоприятных условиях, например: при разработке очень тонких рудных тел с четкими контактами, когда вмещающие породы являются безрудными. Нередко раздельную выемку предпочитают на небольших рудниках. При разработке очень тонких жил, а также валовой выемке руд, содержащих прослои и крупные включения пустых пород, иногда возникает 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; часто 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 и на поверхности — у ствола шахты или на обогатительной фабрике.

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

§ 5. КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ И КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОТЕРИ РУДЫ В ПРОЦЕССЕ ДОБЫЧИ

В процессе разработки месторождения часть разведанных запасов полезного ископаемого теряется — остается в недрах неизвлеченной или поступает на поверхность в отвалы вместе с породой. Потери в размере 2—3% от разведанных запасов неизбежны почти при любом способе разработки. Обычно потери в процессе разработки составляют 10—20%, иногда достигают 50% и 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 (шахты, этажа) 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, приносящих огромный ущерб.

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

Необходимо иметь в виду, что качественные потери (разубоживание) при добыче приводят к экономическому ущербу для предприя-

тия 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;

в увеличении потерь полезного компонента при переработке разубоженной руды; снижении производственной 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 прибыли, часто в очень больших размерах.

Поскольку количественные и качественные потери в процессе разработки между собой взаимосвязаны (обычно с увеличением количественных потерь снижаются качественные потери), то допускаемую величину тех и других нужно определять совместным технико-экономическим расчетом.

Нельзя говорить о том, какая величина количественных потерь при подземной разработке является нормальной или высокой. Потери в размере 2—3% допустимы и считаются нормальными для руд высокой ценности. Потери в пределах 10—12% считаются нормальными для большинства систем разработки и до 20% — для многих систем разработки и руд невысокой ценности.

Количественные потери, которые зависят от системы разработки и именуются «эксплуатационные потери», можно разделить на следующие три группы.

Потери от неполноты выемки по контурам рудных тел — в неровностях их контактов с вмещающими породами, в ответвлениях, нарушенных и изолированных участках рудного тела.

Потери в оставленных навсегда или не полностью извлеченных междуэтажных, междублоковых, междукамерных и других целиках.

Потери от неполноты извлечения отбитой руды:

а) потери отбитой руды, оставленной в недоступных местах очистного пространства;

б) потери руды, не извлеченной вследствие ее разубоживания до некондиционного содержания примешанными породами;

в) потери руды, разубоженной в процессе выемки до некондиционного содержания и выданной в отвалы; к ним относятся, в частности, основные эксплуатационные потери при открытой разработке рудных месторождений, а также потери от смешивания руды с породой при проходке подготовительных выработок по тонким жилам;

г) потери рудной мелочи в закладке выработанного пространства.

Выделяемые иногда в самостоятельный вид потери рудной мелочи и пыли в рудоспусках и на стенках — боках выработанного пространства следует относить к группе (а). Если же рудоспуски и бока выработанного пространства доступны для зачистки их тем или

иным способом (например, смывом водой), то временно оставленная рудная мелочь не может быть отнесена к потерям.

Потери при транспортировании по откаточным выработкам обычно незначительны (не более 0,3—0,5%) и их, кроме того, как правило, можно устранить путем зачистки выработки перед ее ликвидацией.

§ 6. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЕЛИЧИНЫ ПОТЕРЬ

В отчетности горных предприятий нашей страны пользуются следующими основными понятиями и показателями, характеризующими потери.

Величина количественных потерь

$$П = Б - (Д - В), \tag{1}$$

где $П$ — потери балансовой руды в процессе разработки, $т$;

$Б$ — величина погашенных балансовых запасов руды, $т$;

$Д$ — количество добытой рудной массы (руды с примешанной к ней породой), $т$;

$В$ — количество примешанной к руде породы, $т$.

Коэффициенты потерь балансовой руды $К_{пр}$ или потери балансовой руды в процентах $П$ выражаются формулами

$$К_{пр} = \frac{П}{Б} = \frac{Б - (Д - В)}{Б} = 1 - \frac{Д - В}{Б}; \tag{2}$$

$$П = \left(1 - \frac{Д - В}{Б}\right) 100, \ \%. \tag{3}$$

Так как количество примешанной к руде породы $В$ определить не всегда возможно, то коэффициент потерь $К_п$ полезного компонента из балансовых запасов или процент потерь $П$ выражают такими формулами:

$$К_{пк} = 1 - \frac{Д\,(a - b)}{Б\,(c - b)}; \tag{4}$$

$$П = \left[1 - \frac{Д\,(a - b)}{Б\,(c - b)}\right] 100, \ \%, \tag{5}$$

где a — содержание полезного компонента (металла, минерала) в добытой руде;

b — то же, в примешанной породе;

c — то же, в руде в месторождении.

Как в формулах (1), (2) и (3) часто бывает трудно или невозможно определить величину $В$ — количество примешанной породы, так в формулах (4) и (5) не всегда можно установить содержание полезного компонента b в примешанных породах. Поэтому все эти формулы и лежащий в их основе «косвенный» метод определения потерь — по разности между балансовыми и извлеченными запасами не являются

достоверными. Они могут давать значительные отклонения подсчитанной величины потерь от фактической (в 1,5—2 раза и даже больше). Учет потерь при таких его погрешностях теряет практический смысл.

Значительно меньшие ошибки дает определение величины потерь прямым методом, т. е. путем непосредственного замера (или подсчета) потерь по каждому их источнику.

Величина количественных потерь $П$ в этом случае выражается формулой

$$П = П_1 + П_2 + П_3 + \ldots \qquad (6)$$

где $П_1$, $П_2$, $П_3$ — потери, установленные путем непосредственного их замера по каждому источнику, *т.*

Коэффициент потерь при определении их прямым методом можно выразить формулой

$$K_п = \frac{П}{Б} = \frac{П_1 + П_2 + П_3 + \ldots}{Б} \qquad (7)$$

и процент потерь

$$п\% = \frac{П}{Б} \cdot 100 = \frac{П_1 + П_2 + П_3}{Б} \cdot 100 \ldots \qquad (8)$$

Однако прямым методом определения потерь не всегда можно воспользоваться потому, что некоторые виды потерь при добыче трудно или совсем нельзя непосредственно измерить или вычислить.

В практике иногда пользуются комбинированным методом: часть потерь, которые можно определить непосредственно, устанавливают прямым методом, а остальные — косвенным.

В подготавливаемых новых единых инструкциях по определению и учету потерь полезных ископаемых прямой метод рекомендуется в качестве основного, а косвенный — в качестве вспомогательного.

Определение качественных потерь — разубоживания руды при добыче

Кроме основной причины — примешивания к балансовой руде породы, снижение содержания в добытой руде полезных компонентов может происходить вследствие того, что теряемая часть руды в виде мелочи и пыли имеет более высокое содержание полезных компонентов. Такое явление наблюдается нередко, когда рудные минералы (например, галенит и сфалерит, касситерит, молибденит, золотосодержащая часть кварца, мартит и др.) отличаются от смешанной с ними рудной породы большей хрупкостью, переизмельчаются при отбойке и поэтому их больше теряется в процессе выпуска с разубоживающими породами, на лежачем боку рудного тела, в закладке и т. д.

Разубоживание руды сопровождается часто 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 $Д$.

Коэффициент разубоживания

$$P = \frac{B}{Д}. \tag{9}$$

Разубоживание в процентах

$$P = \frac{B}{Д} \cdot 100. \tag{10}$$

Но определить количество примешанной породы в добытой руде не всегда возможно. Поэтому величину разубоживания выражают также через снижение содержания полезного компонента в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием в руде в месторождении.

Коэффициент разубоживания по содержанию

$$P_c = \frac{c - a}{c}, \tag{11}$$

где c и a — содержания полезного компонента соответственно в руде месторождения и в добытой руде (рудной массе).

Разубоживание в процентах

$$P_c = \frac{c - a}{c} \cdot 100. \tag{12}$$

Легко убедиться, что значение P по формуле (9) и P_c по формуле (11) будут равны между собой, если примешанная порода пустая, т. е. не содержит полезного компонента.

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

Коэффициент разубоживания по количеству примешанной породы [(формула (9)] будет

$$P = \frac{B}{Д} = \frac{24\,000}{120\,000} = 0{,}2.$$

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.

Содержание полезного компонента a в добытой руде можно определить следующим расчетом:

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

Разубоживание по содержанию по формуле (11) будет равно

$$P_c = \frac{c - a}{c} = \frac{2{,}5 - 2{,}0}{2{,}5} = 0{,}2.$$

Как видим, результаты расчета по обеим формулам совпадают.

Если же примешанная порода содержит полезный компонент (содержание b), то подсчет разубоживания по формулам (9) и (11) даст различные результаты.

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

Тогда содержание полезного компонента a в добытой руде будет

$$a = \frac{96\,000 \cdot 2{,}5 + 24\,000 \cdot 0{,}5}{120\,000} = 2{,}1\%.$$

Коэффициент разубоживания по содержанию [(формула (11)] составит

$$P_c = \frac{c - a}{c} = \frac{2{,}5 - 2{,}1}{2{,}5} = 0{,}16,$$

т. е. меньше, чем коэффициент разубоживания по количеству примешанной породы [формула (9)].

Для того чтобы можно было определять коэффициент разубоживания по количеству примешанной породы через содержания полезного компонента, нужно в знаменатель формулы (11) ввести величину b, т. е. записать ее в таком виде:

$$P_c = \frac{c - a}{c - b}. \tag{13}$$

Для приведенного нами примера величина коэффициента разубоживания составит

$$P = P_c = \frac{2{,}5 - 2{,}1}{2{,}5 - 0{,}5} = 0{,}2.$$

Коэффициент разубоживания, вычисленный по формуле (9) (доля породы, заключенной в добытой руде), принято называть **истинным**. Коэффициент разубоживания, вычисленный по формуле (11), как снижение содержания в добытой руде по сравнению с содержанием в рудном массиве, принято называть **видимым**.

Коэффициенты истинного и видимого разубоживания равны между собой, когда примешанная порода не содержит полезного компонента. Если примешанная порода содержит полезный компонент, то видимое разубоживание всегда больше истинного.

Аналогично этому для количественных потерь также различают **истинные потери** в процентах, подсчитанные по формуле (3) или по формуле (5), в которую входит содержание полезного компонента в примешанной породе и **видимые потери** по формуле (14)

$$П_в = 1 - \frac{Да}{Бс}, \ \%, \tag{14}$$

в которой содержание полезного компонента в примешанных породах не учитывается.

Существование двух различных понятий о количественных потерях и двух понятий о разубоживании приводит нередко к несравнимости показателей, приводимых в отчетности и литературе.

На некоторых горных предприятиях (в частности, в Криворожском бассейне) коэффициент «видимого» разубоживания (формула 11)

$$P_c = \frac{c-a}{c}$$

называют коэффициентом потерь качества руды.

В самом деле, если качество 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 (11) можно записать в таком виде

$$P_c = 1 - \frac{a}{c}.$$

И если P_c называть коэффициентом потерь качества руды, то $\frac{a}{c}$ в формуле (11) есть коэффициент извлечения качества руды. Этот показатель наглядно выражает изменение качества руды при добыче и позволяет упростить технико-экономические расчеты по определению ущерба, вызываемого разубоживанием руды.

Аналогично вместо понятия коэффициент количественных потерь по формулам (2) и (4) можно пользоваться понятием коэффициент извлечения руды или полезного компонента, для чего в формулах (2), (4) и (14) нужно оставить только второй член — вычитаемое.

Тогда: коэффициент извлечения балансовой руды выразится формулой

$$K_{и.р} = \frac{Д-В}{Б}. \tag{15}$$

Коэффициент извлечения полезного компонента из балансовых запасов

$$K_{и.к} = \frac{Д(a-b)}{Б(c-b)} \tag{16}$$

и коэффициент извлечения полезного компонента из недр

$$K_{и.н} = \frac{Д \cdot a}{Б \cdot c}. \tag{17}$$

§ 7. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОДСЧЕТА ПОТЕРЬ, ИЗВЛЕЧЕНИЯ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ДОБЫЧЕ

На горнорудных предприятиях учет потерь и разубоживания руды ведется в основном косвенным методом, т. е. по разнице между погашенными и фактическими извлеченными запасами балансовой

руды [формулы (2) и (3)] или полезного компонента [формулы (4) и (5)]. Также косвенным методом определяется величина разубоживания по снижению содержания полезного компонента в добытой руде, пользуясь формулами (11), (12) или (13).

Ввиду существенного недостатка косвенного метода — его малой достоверности, в последние годы наблюдается стремление переходить, где это возможно, на прямой метод.

Учет величины потерь и разубоживания принято вести по эксплуатационным блокам для того, чтобы знать эту величину для разных систем разработки и горногеологических условий, использовать средства материального поощрения и создать ответственность за снижение потерь и разубоживания.

Как следует из приведенных формул, для подсчета потерь и разубоживания необходимо иметь следующие расчетные показатели по блокам, системам и по шахте (руднику) в целом: подлежащие выемке (погашенные) балансовые запасы руды $Б$; количество фактически добытой руды (рудной массы) $Д$ и примешанной к ней породы $В$; содержание полезных компонентов: $с$ — в погашенных балансовых запасах, $а$ — в добытой руде и b — в примешанных к добытой руде породах.

Величины $Б$, $с$ и b всегда определяются с некоторой, часто значительной, погрешностью. Величина ошибки в определении $Б$, $с$ и b 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, характера оруденения вмещающих пород и изменения содержания в них полезных компонентов; в значительной мере от постановки геолого-маркшейдерской службы, правильности взятия проб в рудном массиве, добытой руде и разубоживающих породах, точности и оперативности производства анализов.

При наличии систематических ошибок в определении этих трех показателей до 10% и более величина потерь может быть преуменьшена против истинной в 1,5—2 раза и более. Учет потерь в таком случае не достигает той цели, ради которой он ведется.

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

Мероприятия по снижению величины потерь и разубоживания будут рассмотрены при изучении систем разработки.

§ 8. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА И ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Годовая производственная мощность рудника (шахты) по добыче руды устанавливается, как правило, до начала его строительства.

Принятая годовая производственная мощность оказывает влияние на все основные элементы строящегося горного предприятия:

размеры сечения горных выработок для вскрытия и подготовки, на типы и мощность используемого горного оборудования, на характер, конструкцию и размеры технических и хозяйственных сооружений и зданий, на вид транспорта и мощность транспортного оборудования, на масштаб вспомогательных цехов, на производительность обогатительной фабрики, число рабочих, служащих и инженерно-технических работников, объем жилищного и культурно-бытового строительства и др.

Годовая производственная мощность — это такой параметр горного предприятия, изменение которого в процессе разработки месторождения представляет часто большую трудность, требует реконструкции предприятия и вложения новых капитальных затрат.

Годовая производственная мощность горного предприятия устанавливается проектом или заданием с учетом следующих геологических, горнотехнических и экономических факторов:

разведанных запасов руды в месторождении, перспектив возможного их прироста и срока существования рудника;

планов развития добычи по условиям вскрытия, подготовки и очистной выемки;

потребных капиталовложений в строительство горного предприятия;

изменения уровня себестоимости конечной продукции (концентрата, металла) и величины прибыли в зависимости от производственной мощности горного предприятия.

Годовая производственная мощность рудника A, срок его существования t и балансовые запасы руды в месторождении $Б$ связаны следующей численной зависимостью:

$$A=\frac{БК_{и.\,р}}{t\,(1-P)},\ m, \tag{18}$$

где $K_{и.\,р}$ и P — коэффициенты извлечения и разубоживания руды при добыче.

Расчетный срок существования рудника t можно определить из формулы (18)

$$t=\frac{БК_{и.\,р}}{A\,(1-P)},\ \text{лет}. \tag{19}$$

Действительный срок существования рудника, как правило, оказывается больше расчетного ввиду того, что вначале рудник несколько лет работает с неполной производительностью, за ряд лет достигая принятую проектом, в конце срока существования производительность рудника затухает постепенно, также в течение нескольких лет. Кроме того, нередко за время разработки месторождения разведкой выявляются дополнительные запасы руды, и тогда срок существования рудника увеличивается.

Принятие чрезмерно большой производственной мощности рудника приводит к ненормально короткому сроку существования его

и ухудшению экономических показателей. Экономические показатели ухудшаются и в случае заниженной производственной мощности.

Для каждого месторождения соответственно его запасам условиям залегания, ценности полезного ископаемого и потребности в нем, экономическим и географическим условиям района, где находится месторождение, можно установить экономически оптимальную годовую производственную мощность и отвечающий ей срок существования рудника (см. главу XXIII).

Годовую добычу, возможную на данном месторождении по горно-геологическим условиям, определяют различными способами расчетов. Для крутопадающих и наклонных месторождений годовую добычу по горным возможностям часто определяют, пользуясь величиной годового понижения выемки по месторождению.

§ 9. ТРЕБОВАНИЯ К ПРАВИЛЬНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В социалистическом хозяйстве при разработке месторождений полезных ископаемых обязательно соблюдение следующих важнейших требований.

Создание безопасных и здоровых условий труда.

Достижение высоких технико-экономических показателей работы горного предприятия: высокой производительности труда, минимальной себестоимости и высокого качества конечной продукции, высокой эффективности капиталовложений и прибыльности при возможно меньших потерях полезного ископаемого в процессе добычи и переработки.

Выполнение заданного плана рудником по добыче и качеству руды.

Сущность первого требования и его исключительная важность пояснений не требуют особенно потому, что условия подземных работ наиболее опасны и тяжелы. Одновременно с безопасностью для трудящихся должно быть обеспечено безопасное состояние подземных и поверхностных сооружений от сдвижения горных пород под влиянием разработки и безопасности в пожарном отношении.

К этому требованию примыкает общепринятое в нашей стране и особенно существенное для работы в подземных условиях стремление освободить людей от тяжелого физического труда за счет механизации и автоматизации тяжелых и трудоемких работ.

Соблюдение второго требования возможно при условии, если строительство горного предприятия, добыча и переработка 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 наибольшее значение. В свою очередь, условием достижения высокой производительности труда на горном предприятии является правильный

выбор системы и технологии разработки, широкое и правильное использование средств механизации всех видов работ, правильное нормирование работ и материальное стимулирование работающих.

Поскольку на себестоимость конечной продукции горного предприятия — концентрата, минерала или металла — и на размер получаемой прибыли очень большое влияние оказывает величина разубоживания руды при добыче (или коэффициент извлечения), то изучение причин разубоживания и осуществление мер борьбы с ним часто составляет одно из главнейших условий повышения экономической эффективности разработки месторождения.

Смысл третьего требования также не требует особых пояснений. Нужно иметь в виду, что невыполнение заданного плана по добыче руды и по ее качеству приводит к невыполнению плана производства по конечной продукции горного предприятия и к экономическому ущербу — росту себестоимости продукции, уменьшению размера прибыли, фондоотдачи и т. д.

Глава III

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ВСКРЫВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ И КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ

Вскрытие осуществляется проведением до месторождения или его части горных выработок, открывающих доступ к нему с земной поверхности.

Главными вскрывающими выработками являются шахтный ствол и штольня.

Кроме главных выработок для вскрытия используются: вспомогательные стволы, служащие для вентиляции и дополнительного выхода на поверхность; квершлаги, соединяющие главный и вспомогательные стволы с месторождением. Кроме того, для вскрытия нижележащих горизонтов и отдельных участков рудного тела проходят: слепые стволы, капитальные восстающие, уклоны и другие выработки.

Характеристика главных вскрывающих выработок

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

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

При выборе формы сечения и способа крепления необходимо исходить из минимальных затрат по проведению и креплению вы-

работки и расходов по ремонту ее крепи за все время существования.

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

Штольни могут быть сводообразной, трапециевидной, реже прямоугольной формы 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*; медное месторождение рудника «Нейшенл таннел» (США) вскрыто штольней длиной 7300 *м*.

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

Стоимость проходки и крепления 1 *м* штольни обходится в 5—7 раз (в зависимости от притока воды) дешевле, а скорость проходки в 3—5 раз выше.

Транспортирование руды намного дешевле и от добычных блоков до обогатительной фабрики может осуществляться без перегрузки руды. Передвижение людей и грузов безопаснее.

Стоимость водоотлива значительно ниже, так как движение воды происходит самотеком и водоотливных установок не требуется.

Стоимость поверхностных сооружений у устья штольни значительно ниже, так как не требуется сооружения копра, надшахтного здания и подъемной машины.

Ремонт крепи штольни проще.

Шахтные стволы имеют прямоугольную и круглую форму сечения, редко эллиптическую. На большинстве новых рудников предпочитают проходить 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 только для спуска-подъема людей, только для вентиляции. В последнем случае в стволе имеется лестничное отделение.

Наклонные стволы по сравнению с вертикальными имеют ряд недостатков: стоимость проходки и крепления 1 *м* наклонного ствола выше вследствие больших размеров сечения и трудности механизации погрузки породы в процессе проходки. Длина наклонного ствола также больше, подъем по наклонным стволам сложнее и дороже, затраты на поддержание их выше вследствие большей длины и повышенного горного давления; углубка их значительно сложнее, водоотлив обходится дороже, спуск и подъем людей сложнее.

Одним из важных преимуществ наклонных стволов по сравнению с вертикальными является возможность применения в них высокопроизводительного конвейерного транспорта.

По роду применяемых главных выработок можно выделить следующие способы вскрытия: штольней; вертикальным стволом; наклонным стволом 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 лежачего либо висячего бока или с флангов; по пустым породам и руде, пересекая рудное тело.

Классификация способов вскрытия рудных месторождений

Простые способы. Вскрытие вертикальным шахтным стволом (по месторождению, по лежачему боку, по висячему боку и по флангам); вскрытие наклонным шахтным стволом (по месторождению, по лежачему боку и по флангам); вскрытие штольней (по месторождению, по лежачему боку, по висячему боку).

Комбинированные способы. Вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол; вертикальный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонный шахтный ствол; наклонный шахтный ствол с поверхности с переходом в наклонные слепые стволы; штольня с переходом в вертикальные слепые стволы; штольня с переходом в наклонные слепые стволы.

§ 2. ВЗАИМНОЕ РАСПОЛОЖЕНИЕ ГЛАВНЫХ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Вспомогательные стволы служат в основном для вентиляции и как дополнительный выход на поверхность, что требуется условиями безопасности. Кроме того, их используют иногда для спуска и подъема людей, материалов, оборудования, для подъема пустых пород (или руды), для ускорения подготовки шахтного поля и этажей.

Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов определяется принятой схемой проветривания.

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*). Особое место занимает вариант диагональной схемы проветривания, когда главный и вспомогательный стволы располагаются на разных флангах.

Центральное расположение главных и вспомогательных выработок имеет ряд существенных достоинств: минимальное число вспомогательных стволов, что особенно важно при большой глубине разработки; компактность расположения всего комплекса поверхностных сооружений; возможность оставления у обоих стволов, если они заложены в висячем боку, общего охранного целика; лег-

кость соединения главного и вспомогательного стволов, позволяющая ускорить начало очистных работ.

Вместе с этим центральное расположение имеет и много недостатков. 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 воздуха через выработанное пространство на вентиляционный штрек («короткие токи»); сложнее условия

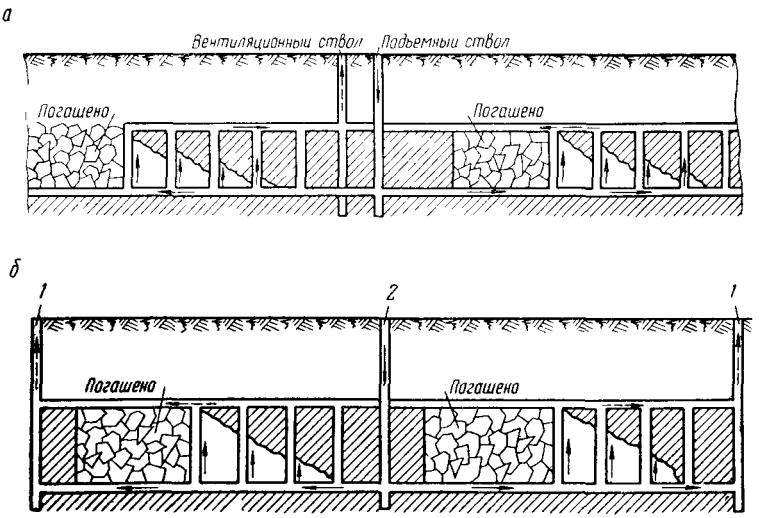


Рис. 8. Центральная и диагональная схемы проветривания:
1 — вентиляционный ствол; *2* — подъемный ствол

выхода людей на поверхность в случае аварии. Центральное расположение стволов при вскрытии рудных месторождений применяется значительно реже, чем диагональное.

Вместо вспомогательного ствола на одном из флангов в неглубоких рудниках малой производительности иногда проходят вентиляционный шурф, оборудованный лестничным ходом.

При разработке тонких жил на небольшой глубине вентиляционные шурфы располагают в нескольких местах по простиранию жилы и соединяют их с верхним этажным штреком. Нижние этажи проветривают через восстающие.

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

Большая длина шахтного поля на очень крупных шахтах вызывает необходимость разделения каждого из крыльев шахтного поля для проветривания на две секции.

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

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

Горные выработки и пустоты, образовавшиеся после выемки полезного ископаемого, заполняются со временем или сразу обрушающимися породами, в результате чего массив пород над месторождением деформируется и оседает. Этот процесс называется сдвижением пород. Сдвижение обычно вызывает плавное оседание земной поверхности, без разрыва ее сплошности, или резкое, со значительными смещениями и провалами.

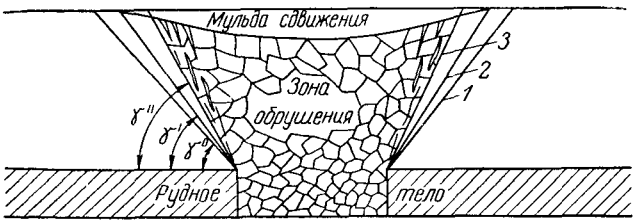


Рис. 9. Сдвижение горных пород при разработке:
1 — граница области сдвижения; *2* — граница зоны опасных сдвижений, *3* — граница зоны трещин (обрушения)

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 сдвижений, в которой наблюдается пластическая деформация пород без разрыва сплошности. Часть земной поверхности, подвергшуюся сдвижению, называют мульдой сдвижения. В пределы мульды сдвижения включают участки земной поверхности с величиной оседания 10 *мм* и более.

Сдвижение пород происходит по криволинейным поверхностям, но для графических построений их принимают за плоскости, образующие с горизонтальной плоскостью 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.

Необходимо иметь в виду, что технические сооружения — копры, эстакады, фабричные трубы и др. могут выходить из строя даже при небольших деформациях поверхности.

Если мощность отрабатываемого месторождения незначительна или разработка ведется на большой глубине, то сдвижение пород поверхности не достигает. Глубину разработки, при которой отра-

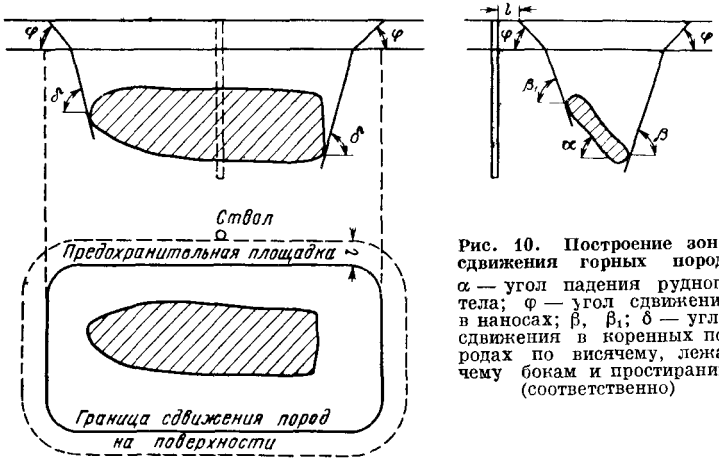


Рис. 10. Построение зоны сдвижения горных пород: α — угол падения рудного тела; φ — угол сдвижения в наносах; β, β_1; δ — углы сдвижения в коренных породах по висячему, лежачему бокам и простиранию (соответственно)

ботка 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°.

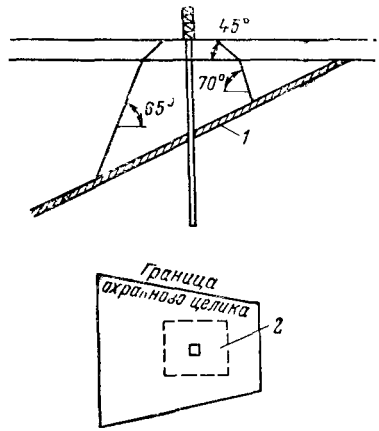


Рис. 11. Построение охранного целика:
1 — охранный целик; *2* — площадка безопасности

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

поверхностные сооружения и выработки вскрытия принято располагать на расстоянии 30—60 *м*, иногда до 120 *м* от границы зоны сдвижения на поверхности.

На действующем руднике зону обрушения необходимо ограждать.

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.

§ 4. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЕЙ

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

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

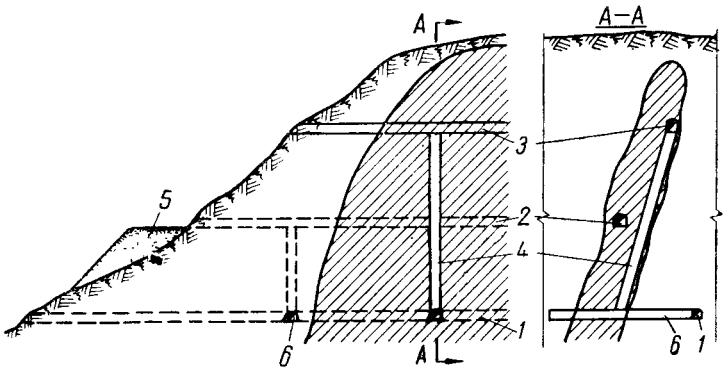


Рис. 12. Вскрытие штольнями по простиранию:
1 — капитальная штольня; в породах лежачего бока; *2*, *3* — этажные рудные штольни; *4* — рудоспуск; *5* — отвал пустых пород; *6* — квершлаги

При вскрытии тонких месторождений по простиранию штольню проводят по руде; в мощных месторождениях штольню обычно располагают параллельно рудному телу по пустым породам и проводят от нее до месторождения квершлаги (или орты-заезды).

Расположение штольни в висячем или лежачем 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. 12), 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 пришлось бы проводить очень длинные штольни по пустым породам. Вышележащие 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.

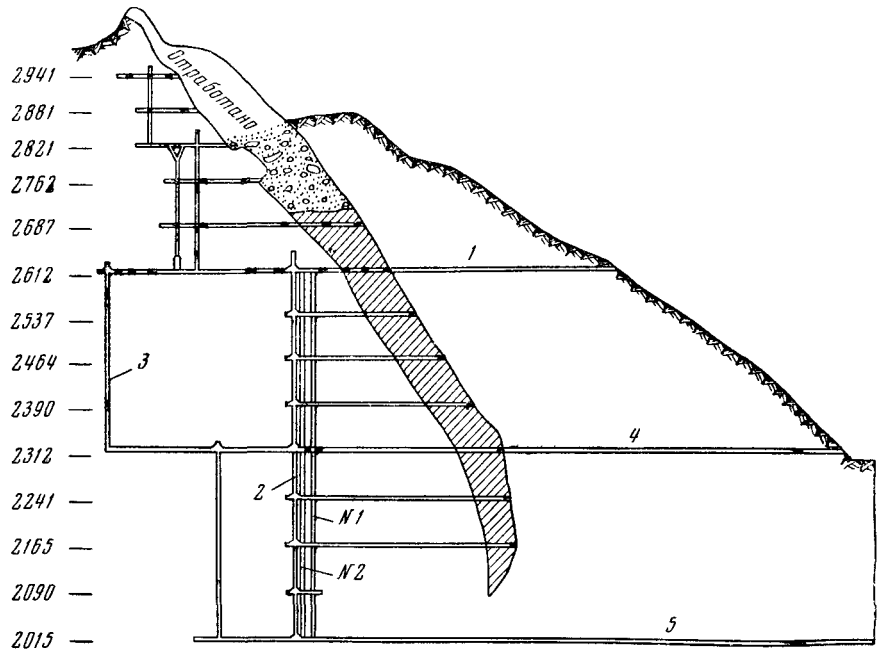


Рис. 13. Схема вскрытия Тырныаузского месторождения

Схема комбинированного вскрытия штольнями и шахтными стволами Тырныаузского месторождения показана на рис. 13. Верхние горизонты вскрыты штольней «Капитальной» *1*, из которой в лежачем боку пройден слепой *2* и вентиляционный *3* стволы и два капитальных рудоспуска длиной по 209 *м*.

Нижние горизонты вскрыты штольнями «Змейкой» *4* и «Главной» *5* длиной около 3 *км*. Между штольнями «Капитальной» и «Главной» пройден слепой ствол «Капитальный» и рудоспуски № 1 и № 2 длиной по 596 *м*. Рудоспуски пройдены без крепления в мраморах лежачего бока, имеют диаметр по 3 *м*, а расположены в 25 *м* один от другого. Через каждые 75 *м* (высота этажа) рудоспуски соединяются с откаточным горизонтом ответвлениями — «рукавами» длиной 25 *м*, пройденными с наклоном 60°. На сопряжении с откаточным

горизонтом «рукава» оборудованы колосниковыми грохотами с просветами между колосниками 900 *мм*.

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

В широких масштабах вскрытие штольнями применяется на рудниках комбината «Апатит», разрабатывающих Хибинское месторождение апатито-нефелиновых руд. Здесь штольни применяются для вскрытия не только подземных рудников, но и карьеров (рис. 14).

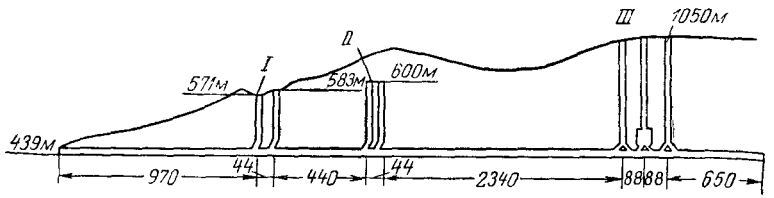


Рис. 14. Схема вскрытия штольней с капитальными рудоспусками на рудниках комбината «Апатит»:

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

Общая капитальная штольня Расвумчоррского и Центрального рудников комбината «Апатит» имеет сечение 36 $м^2$ и длину 5 *км*. Рудоспуски с откаточных горизонтов рудников к штольне пройдены диаметром 5—6 *м* и глубиной 130—600 *м*.

Штольнями 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 др.

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.

§ 5. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ

При вскрытии крутопадающего месторождения вертикальным шахтным стволом главный ствол, как и вспомогательные фланговые стволы, располагается за зоной сдвижения горных пород (рис. 15). На каждом горизонте от главного ствола до месторождения проходят квершлаги, а вдоль рудного тела до вспомогательных стволов — штреки.

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

Вскрытие вертикальным стволом, пройденным в висячем боку, применяется значительно реже, так как при этом суммарная длина квершлагов по сравнению со вскрытием со стороны лежачего бока больше. Кроме того, наиболее длинными оказываются верхние квершлаги; это увеличивает первоначальные капитальные затраты

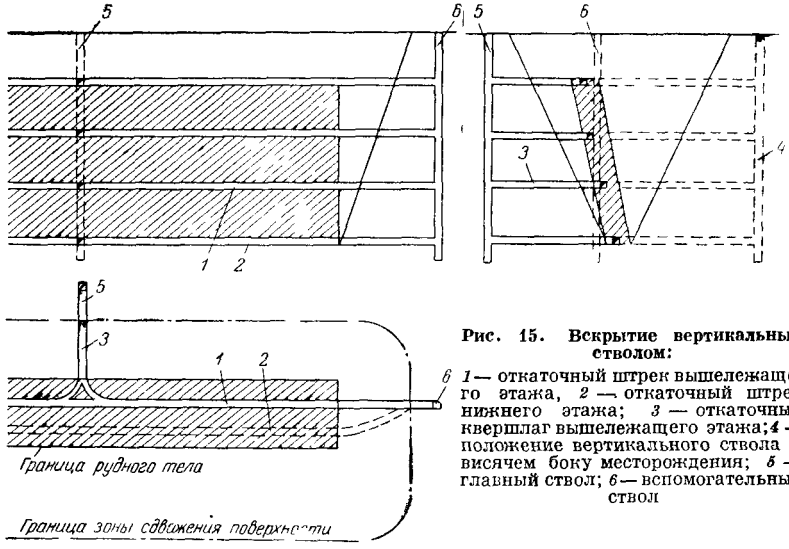


Рис. 15. Вскрытие вертикальным стволом:

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

и продолжительность вскрытия. Его применяют поэтому только в особых случаях, когда породы лежачего бока сильно водоносны или неустойчивы, когда заложение ствола в лежачем боку невозможно или невыгодно по условиям рельефа или застроенности поверхности.

Например, при вскрытии Кусинского месторождения титаномагнетитовых руд ствол был заложен в висячем боку вследствие наличия в породах лежачего бока водонасыщенных карстовых известняков.

На рис. 15 вертикальный подъемный ствол *4* и этажные квершлаги в породах лежачего бока показаны пунктирными линиями. Вспомогательные стволы при этом способе вскрытия занимают то же положение.

Иногда месторождение вскрывают вертикальным фланговым стволом (на рис. 15 он занимает место одного из вспомогательных стволов).

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

Недостатки флангового вскрытия весьма существенны: удлиняется расстояние и увеличивается стоимость подземной откатки, усложняются подготовка и проветривание. Поэтому фланговое вскрытие может оказаться целесообразным в редких случаях: при невозможности заложить ствол в лежачем боку по условиям рельефа поверхности или вследствие ее застроенности, ввиду неблагоприятной гидрогеологической обстановки, при совпадении направлений подземного и поверхностного транспорта и, наконец, что особенно важно, — при небольшой длине месторождения, когда недостатки

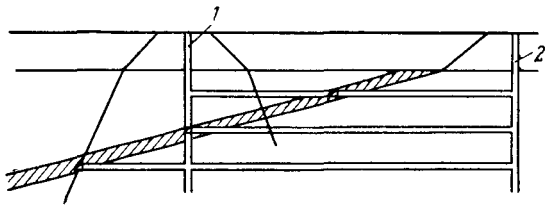


Рис. 16. Вскрытие вертикальным стволом, пересекающим месторождение

флангового вскрытия сказываются меньше, а достоинства более существенны.

Наклонное или пологопадающее месторождение значительных горизонтальных размеров можно вскрывать вертикальным стволом *1*, пересекающим месторождение (рис. 16). Расположение ствола *2* в этом случае за зоной сдвижения пород потребовало бы проходки очень длинных квершлагов.

Для горизонтальных и пологих месторождений с большими размерами по простиранию вскрытие стволом, пересекающим месторождение, является почти единственно возможным и поэтому распространенным способом.

При умеренной глубине залегания месторождения охранный целик сравнительно небольшой, поэтому основной недостаток этой схемы вскрытия при малых углах падения не так ощутим, как при крутом падении.

§ 6. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ

При вскрытии месторождения наклонным стволом, пройденным в породах лежачего бока параллельно месторождению (рис. 17), от ствола шахты до рудного тела проходят квершлаги, длина которых, особенно на нижних горизонтах, значительно меньше, чем при вскрытии вертикальным стволом. Разница в длине квершлагов тем ощутимее, чем меньше угол падения месторождения. Вспомогательные стволы на флангах месторождения в этом случае могут быть наклонными или вертикальными.

Вскрытие наклонными стволами в лежачем боку получило широкое распространение на Североуральских бокситовых рудниках.

При вскрытии наклонным стволом, пройденным по месторождению, квершлаги 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.

Вскрытие наклонным стволом по месторождению может оказаться целесообразным только для тонких, слаборазведанных пологопадающих и наклонных жил с небольшой глубиной распростра-

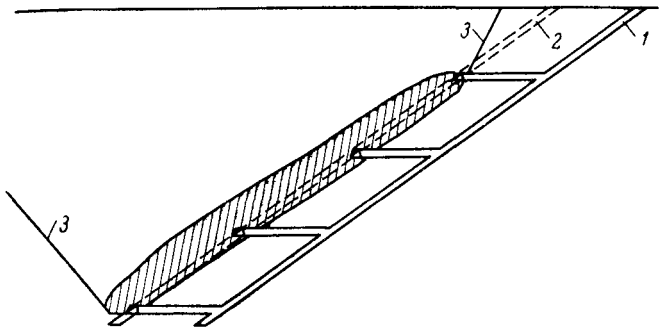


Рис. 17. Вскрытие наклонным стволом в лежачем боку месторождения:

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

нения. В очень редких случаях (рудник «Эрингтон», Канада) наклонные стволы располагают в висячем боку месторождения.

Серьезные недостатки, присущие наклонным стволам (см. § 1), 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 10—30°. В этом случае все 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. Конвейерный транспорт производителен и дешев, поэтому вскрытие месторождений наклонными стволами с ленточными конвейерами считается в последние годы наиболее перспективным при очень больших масштабах добычи.

Двумя наклонными шахтными стволами «Артем-I», и «Артем-II» с проектной длиной около 3 *км* каждый, осуществляется вскрытие нижних горизонтов (до глубины более 1 *км*) рудника им. Кирова в Криворожском бассейне. Производительность двух конвейерных

линий этих стволов будет достигать 30 млн. *т* руды в год. Кроме наклонных, предусматривается проходка двух вертикальных вспомогательных клетевых стволов. Верхние горизонты этого рудника были вскрыты наклонным стволом (под углом 45°) со скиповым подъемом руды.

На железном руднике «Эрингтон» (Канада) наряду со вспомогательным скипо-клетевым стволом (рис. 18) 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*.

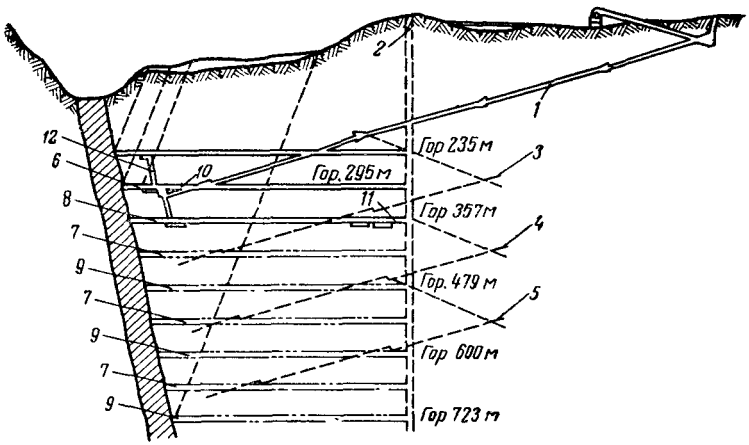


Рис. 18. Схема вскрытия на руднике «Эрингтон»:

1 — наклонный ствол (первая очередь); *2* — вспомогательный ствол; *3*, *4*, *5* — вторая, третья и четвертая очереди конвейерного подъема; *6* — приемный горизонт; *7* — будущие приемные горизонты; *8* — дренажный горизонт; *9* — будущие дренажные горизонты; *10* — пункт погрузки на конвейер; *11* — насосная с водосборником; *12* — ходовой и вентиляционный восстающий

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 конвейерами заменить также электровозный транспорт на откаточных горизонтах.

Наклонными стволами вскрыто крупнейшее железорудное месторождение на канадском руднике «Вабана», находящееся под дном морского залива в 5 *км* от берега. Наклон стволов 8°, производительность конвейеров 1000 *т/ч*.

На руднике «Боуэрс Кэмпбелл» (США) месторождение цинковой руды 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. Транспорти-

рование 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 вскрыто стволом, пройденным под углом 30°. Ствол оборудован ленточным конвейером с гофрированной резиновой лентой шириной 800 *мм*, на которой можно транспортировать материал вверх с подъемом до 40°.

§ 7. 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.

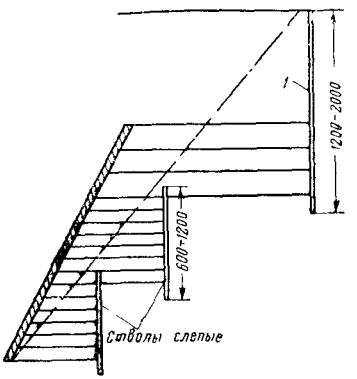


Рис. 19. Вскрытие вертикальными ступенчатыми стволами

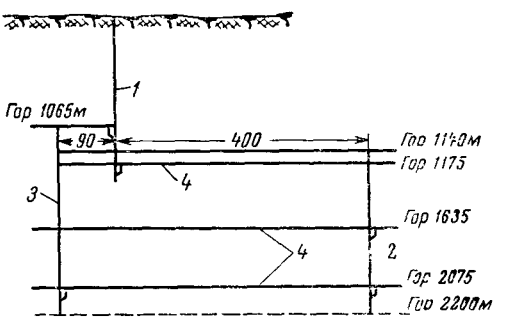


Рис. 20. Схема вскрытия месторождения на руднике «Мак-Интайр»:

1 — вертикальный ствол; *2*, *3* — слепые вертикальные стволы; *4* — концентрационные горизонты

Такое вскрытие целесообразно, в частности, в тех случаях когда протяженность месторождения по падению велика и подъем по одному очень длинному стволу не обеспечивает заданной производительности. Комбинированное вскрытие характерно также для месторождений, залегающих в гористых местностях, которые распространяются ниже уровня штольни. В этом случае ниже штольни для вскрытия пользуются слепым стволом.

Горизонты месторождений 1200 *м* и более глубокие нередко вскрывают вертикальным стволом *1* с поверхности и слепыми вертикальными (рис. 19) 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 применено на одном из глубочайших рудников мира — золоторудном месторождении рудника «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 емкостью по 1,25 *т*. Скорость подъема клети 15 *м/сек*. В висячем боку месторождения пройдено несколько вспомогательных стволов.

Месторождение рудника «Мак-Интайр» (Канада) вскрыто вертикальным стволом с поверхности до горизонта 1175 *м* и двумя слепыми стволами до глубины 2200 *м* (рис. 20). Месторождение представлено золотосодержащими жилами с углом падения 70—80°.

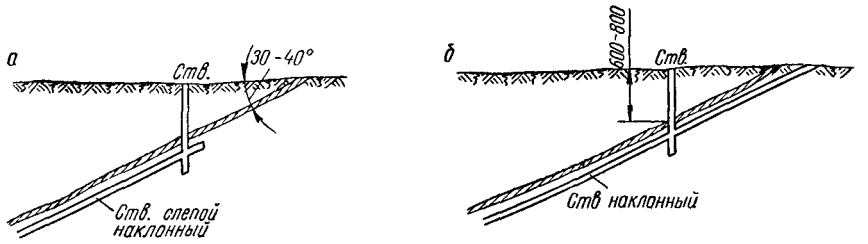


Рис. 21. Комбинированное вскрытие глубоких горизонтов вертикальными и наклонными стволами

Все три ствола оборудованы скиповым и клетевым подъемами. Каждый из подъемных концентрационных горизонтов обслуживает группы из 8—12 этажей.

При многоступенчатом вскрытии велики затраты времени на спуск и подъем людей, материалов и оборудования, усложнен подъем руды. Поэтому его стараются избегать. Так, золоторудное месторождение рудника «Морро-Вельхо» (Бразилия) было прежде вскрыто двумя вертикальными стволами на глубину 690 *м* (1-я ступень), а до горизонта 2298 *м* серией слепых вертикальных стволов (пять ступеней) и затем слепым наклонным стволом. Такая схема вскрытия была вызвана недостаточной разведанностью месторождения и его выполаживанием с глубиной. Многоступенчатый подъем оказался малопроизводительным и неэкономичным, поэтому ряд ступеней заменили новым вертикальным стволом глубиной 1350 *м*.

Для глубоких горизонтов наклонных и пологопадающих залежей применяется вариант вскрытия вертикальным стволом в висячем боку, переходящим в наклонный ствол в лежачем боку (рис. 21).

Этот вариант на глубочайших золотых рудниках «Ранда» в Южной Африке встречается в двух основных разновидностях.

В начале разработки месторождения верхняя часть его вскрывается вертикальным стволом до глубины 600—800 *м* (рис. 21, *а*).

Ниже места пересечения рудного тела в лежачем боку проводится наклонный слепой ствол, оборудованный самостоятельной подъемной установкой. Переход на наклонный слепой ствол вызван здесь необходимостью подъема в две стадии и стремлением сократить длину квершлагов.

Месторождение вскрывается с поверхности наклонным стволом (рис. 21, *б*). Когда его длина станет очень большой, проходят вертикальный ствол и одностадийный подъем по наклонному стволу заменяют двухстадийным — по наклонному и вертикальному.

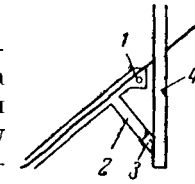


Рис. 22. Схема сопряжения вертикального и наклонного стволов

Схема сопряжения вертикального ствола с наклонным показана на рис. 22. Подъемная машина слепого наклонного ствола установлена в машинной камере *1*. Руда из скипов поступает в рудоспуск *2* и бункер *3*, откуда загружаются скипы вертикального ствола *4*.

На руднике «Виллэдж Дип» (Южная Африка) глубина работ в настоящее время превышает 3000 *м*. С поверхности месторождение было вскрыто вертикальным стволом № 3 глубиной около 1200 *м*

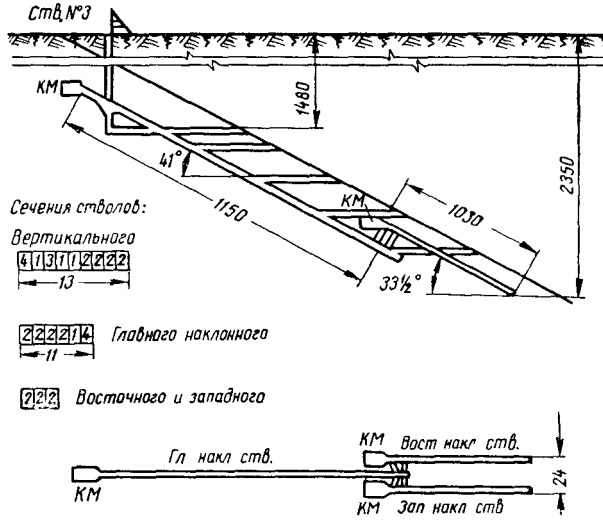


Рис. 23. Комбинированное вскрытие на руднике «Виллэйдж Дип»:

1 — клетевое отделение; *2* — скиповое; *3* — лестничное; *4* — трубное; *КМ* — камеры для подъемных машин

(рис. 23). Ствол прямоугольного сечения с четырьмя скиповыми отделениями, двумя клетевыми основными, одним клетевым вспомогательным, лестничным и трубным. Ниже вертикального ствола пройден главный наклонный слепой ствол, имеющий шесть отделений (сечение 11×2,4 *м*) и длину 1150 *м* по падению. Подъемная

машина слепого ствола располагается в подземной камере. Главный наклонный ствол переходит в два наклонных слепых ствола, оборудованных самостоятельными подъемниками. Длина этих стволов по падению свыше 1000 *м*. Переход на два наклонных ствола вызван стремлением уменьшить сечение ствола в связи с очень большим горным давлением и увеличить производительность подъема до 1 млн. *т* в год.

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

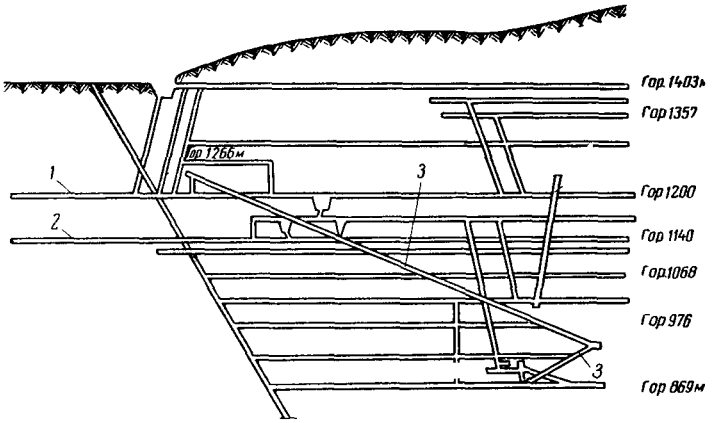


Рис. 24. Комбинированное вскрытие штольней и наклонным стволом на руднике «Сулливан»

Такой способ вскрытия (рис. 24) применен на полиметаллическом руднике «Сулливан» в Канаде. Верхняя часть месторождения (выше гор. 1140 *м*) вскрыта двумя капитальными штольнями *1* и *2*, пройденными вкрест простирания, нижняя часть — слепым наклонным стволом *3* (наклон 20°), оборудованным конвейерным подъемом.

Руда перепускается на горизонт 900 *м* и после дробления передаточным конвейером выдается на главный конвейер наклонного ствола, а затем по штольне *1* в вагонетках транспортируется к обогатительным фабрикам.

§ 8. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ

Совокупность подземных выработок, расположенных около шахтного ствола, именуется околоствольным двором.

Околоствольный двор состоит из выработок грузовой ветви, в которых производится разгрузка вагонеток в подземный бункер или загрузка их в клеть; выработок порожняковой ветки, служащих для сбора порожних вагонеток; выработок соединяющих грузовую и порожняковую ветви; ряда камер: насосной, электро-

подстанции, подземной дробилки, электровозного депо, водосборников, диспетчерской и др.

В зависимости от способа подъема руды в стволе различают скиповые, клетевые и скипо-клетевые околоствольные дворы.

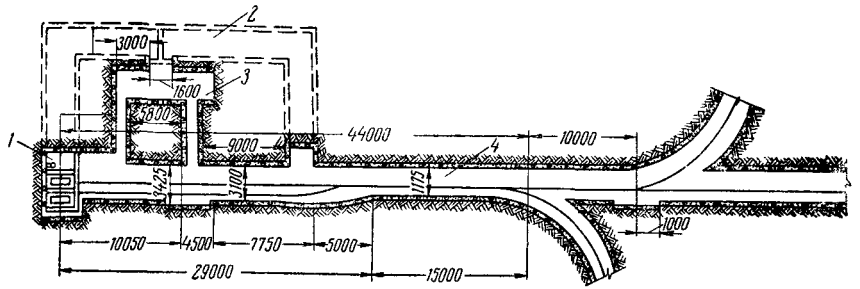


Рис. 25. Тупиковый клетевой односторонний околоствольный двор:
1 — ствол, *2* — водосборник, *3* — насосная камера, *4* — квершлаг

Околоствольные дворы различают тупиковые и круговые, односторонние и двусторонние.

Для шахт с небольшой годовой производственной мощностью характерен тупиковый клетевой односторонний околоствольный двор (рис. 25), где грузовая и порожняковая ветви сосредоточены в одной выработке. Этот околоствольный двор, обладая минимальным объемом, не может обеспечить высокой производительности вследствие сложности обмена порожних и груженых вагонеток.

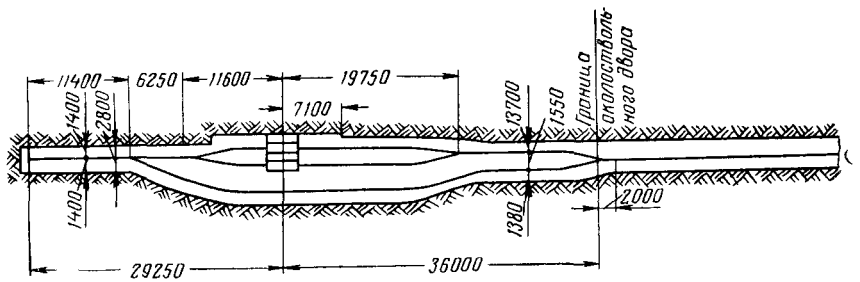


Рис. 26. Двусторонний тупиковый клетевой околоствольный двор

Значительно упрощается обмен вагонеток в двустороннем околоствольном дворе (рис. 26), где пустую вагонетку из клети выкатывают в момент постановки в нее груженой вагонетки.

Тупиковый двусторонний двор (рис. 27) предназначен для обслуживания скипо-клетевого ствола. Выдача пустой породы и руды из подготовительных работ, спуск и подъем людей и материалов в этом стволе осуществляются в клетях, а основной подъем руды — в скипах. Поэтому транспортные выработки примыкают как к стволу,

так и к камере, в которой установлен опрокидыватель для разгрузки вагонеток с рудой.

Загрузочное устройство для скипов (рис. 28) работает следующим образом. Разгружаемая руда, пройдя грохот, поступает в наклонный бункер *1*, нижняя часть которого перекрыта секторным затвором *3*, а из него — в дозаторное устройство *2*. Число дозаторов равно числу скипов, а емкость каждого дозатора соответствует емкости скипа. Скип *6* загружается при открывании шиберного затвора *4* дозатора. Затворы бункера и дозаторов приводятся в действие при помощи независимых пневматических цилиндров *5*.

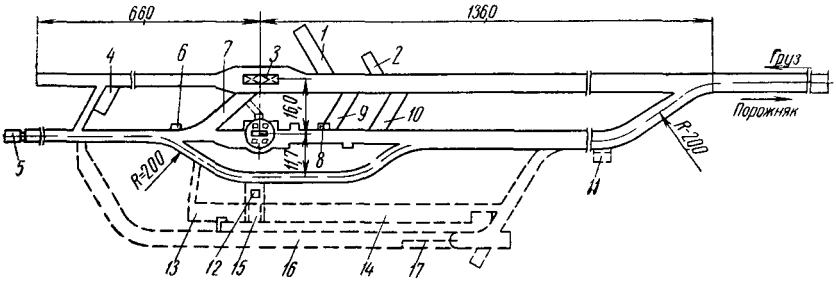


Рис. 27. Тупиковый скипо-клетевой околоствольный двор производительностью 1800 тыс. *т* в год:

1 — камера обеспыливающей установки подземного бункера; *2* — камера проб руды, *3* — опрокидыватель на две 10-тонные вагонетки; *4* — камера компрессора собственных нужд подземного бункера; *5* — камера вспомогательного водоотлива; *6* — ниша лебедки для разгрузки длинномера; *7* — заезд к рудоуловителю; *8* — ходок в камеру дозатора, *9* —камера ожидания; *10* — камера медпункта; *11* — камера подземного туалета; *12* — камера углубочной лебедки, *13* — насосная; *14* — электроподстанция; *15* — камера вентилятора, *16* — водосборник; *17* — отстойник для осветления воды

На рис. 29 показаны схема движения груженых и порожных составов в кольцевом околоствольном дворе шахты «Скиповая» Лениногорского полиметаллического комбината, а также разрез через разгрузочную камеру, оборудованную круговым опрокидывателем ОПЭ-3. Для разгрузки руда подается электровозами 14-КР-750 в глухих вагонетках ВРГ-4 с кузовом емкостью 4 *м*^{3}.

При разработке мощных месторождений крепких руд широко применяют подземные дробильные установки, что позволяет увеличить размеры кондиционного куска при добыче и тем самым резко уменьшить вторичное дробление руды в очистных блоках.

На шахте «Южная» Гороблагодатского рудника на основном горизонте руда из опрокидных 10-тонных вагонов в выработке *1* околоствольного двора (рис. 30) выгружается через лоток *2* на пластинчатый питатель *3* шириной 1800 *мм* и длиной 6000 *мм*, который подает руду к щековой дробилке *4* «Цемаг» (ГДР) с приемным отверстием 900×1200 *мм*. Дробленая руда поступает в бункер *5* емкостью 150 *м*^{3} и, пройдя пневматический дозатор *6*, в скипы *7*. Просыпав-

шаяся при загрузке скипов руда попадает в рудоуловитель *8*, из которого периодически разгружается в вагонетки, находящиеся на нижележащем этаже. Дробильная камера оборудована 15-тонным

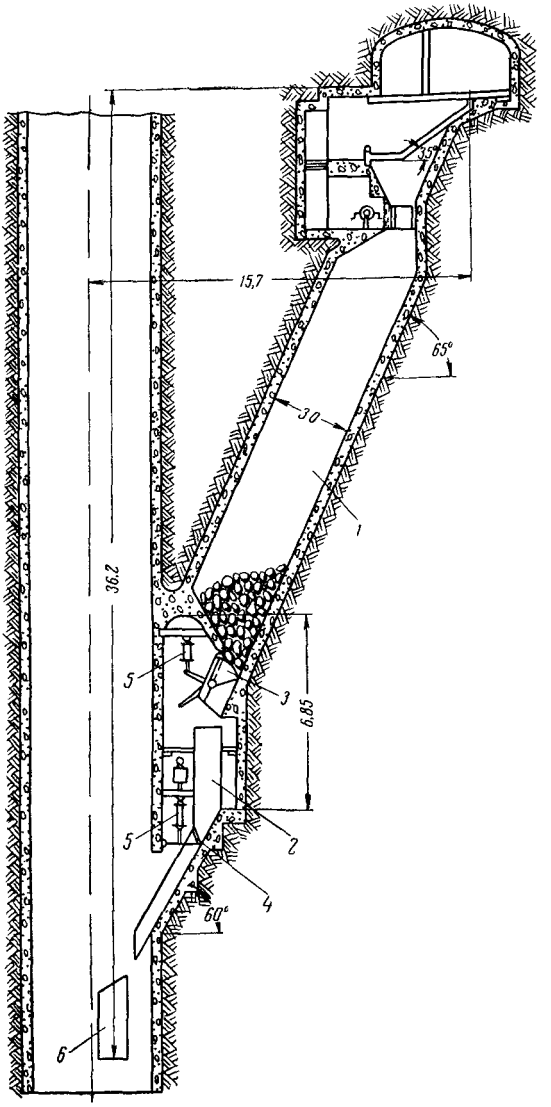


Рис. 28. Загрузочное устройство для скипов

монтажным краном *9*. Общий объем выработок дробильно-бункерного комплекса 2000 *м*³.

На шахте «Магнетитовая-бис» (Высокогорский рудник) установлена конусная дробилка с приемным отверстием 1200 *мм* и

выходной щелью 150 *мм*. Высокая степень дробления обеспечивает хорошую транспортабельность руды при прохождении ее через автоматический дозатор и при подъеме в 15-тонных скипах с донной разгрузкой. Проектная производительность дробильно-погрузочного комплекса 900 *т/ч* при крепости руды 10—12. Благодаря авто-

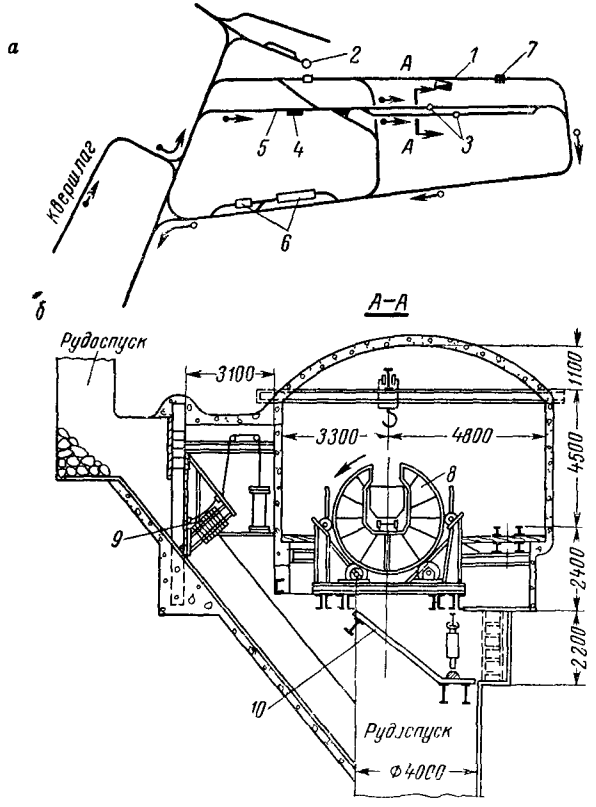


Рис. 29. Схема грузопотока в кольцевом околоствольном дворе (*а*) и разрез через разгрузочную камеру (*б*):

1 — ствол шахты «Скиповая», *2* — ствол шахты «Новая»; *3* — разгрузочные камеры; *4* — проборазделочная; *5* — автоматические тензометрические весы; *6* — электровозное и вагонное депо; *7* — камера для мойки вагонеток; *8* — опрокидыватель; *9* — плитовой грузовой затвор; *10* — колосниковый грохот

матизации комплекса для обслуживания его занято только двое рабочих в смену.

Подземные дробилки применяются и на зарубежных рудниках. Например, на крупном шведском железном руднике «Кируна» в камере установлена щековая дробилка с приемным отверстием 1400×1800 *мм*, руда из которой поступает в конусную дробилку с разгрузочным отверстием 100 *мм*. Из бункера дробленая руда ленточным конвейером передается в приемные бункера слепого ски-

пового ствола. Скипы грузоподъемностью 20 *т* разгружаются в основной подземный бункер, примыкающий к штольне, по которой руда транспортируется в железнодорожных вагонах.

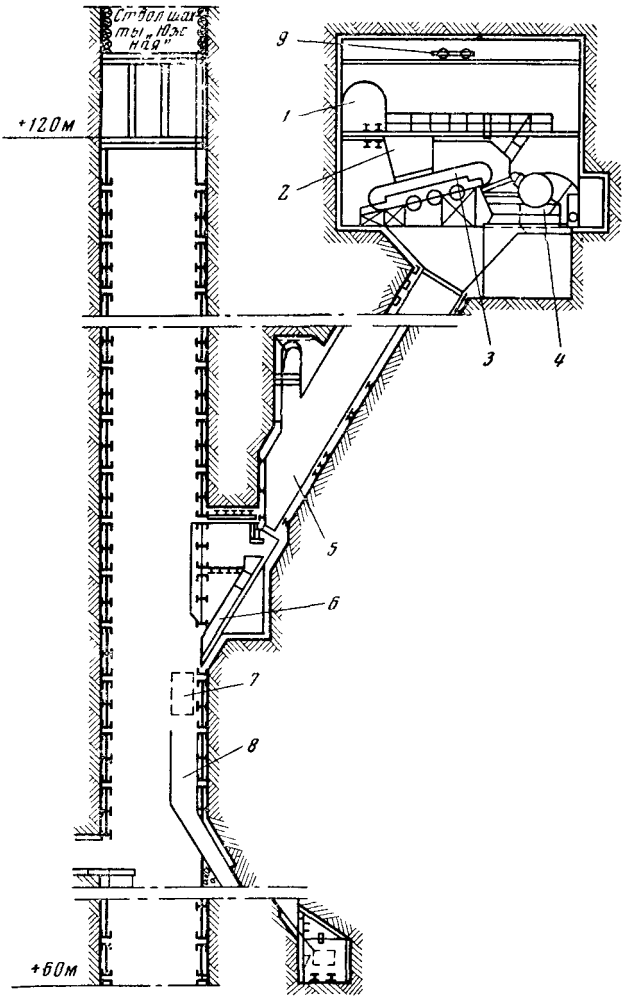


Рис. 30. Подземный дробильно-бункерный комплекс на Гороблагодатском руднике

§ 9. ПОРЯДОК ВСКРЫТИЯ ЭТАЖЕЙ

С точки зрения организации работ вскрытие месторождения можно осуществлять двумя способами.

1. Месторождение вскрывают на высоту одного-двух этажей и приступают к подготовке и очистной выемке на этих горизонтах.

Одновременно с очистной выемкой ведут углубку ствола на нижележащие этажи.

2. Шахтный ствол проходят на глубину 400—900 *м*, вскрывая сразу несколько этажей или даже все месторождение. Небольшая задержка с началом подготовительных работ в этом случае компенсируется меньшей стоимостью ствола (на 30—40%), а устранение на руднике на 10—15 лет углубочных работ упрощает процесс подготовки и очистной выемки.

Вскрытие в начале разработки только одного-двух этажей может оказаться целесообразным в редких случаях: при большом сроке отработки этажа, недостаточной разведанности нижних горизонтов и др.

Если вскрывающий ствол оборудован скиповым подъемом, то по условиям загрузки и улавливания просыпающейся руды он должен быть углублен по крайней мере на этаж ниже отрабатываемого горизонта (см. рис. 30).

Околоствольные дворы (квершлаги) засекают в процессе проходки ствола, чтобы в дальнейшем не нарушать крепь ствола.

Сбойку главного и вентиляционного стволов обычно выполняют ускоренно, по возможности несколькими забоями. Из выработок околоствольного двора в первую очередь проходят насосную камеру и камеру для электроподстанции.

Календарный план вскрытия и подготовки должен предусматривать такое число одновременно действующих забоев, чтобы на длительное время была обеспечена работа постоянного штата рабочих.

В большинстве случаев околоствольные дворы с полным комплектом выработок устраивают на каждом этаже. Это создает благоприятные условия для подземного транспортирования руды, доставки материалов и оборудования, вентиляции и подготовки, особенно для месторождений с большими запасами руды на этаже.

Однако в ряде случаев, в частности когда запасы руды в этаже невелики, а годовая производственная мощность шахты значительна (что возможно при современной интенсивной разработке месторождений), проходить на каждом этаже околоствольные выработки и длинные квершлаги оказывается экономически нецелесообразно и технически очень трудно. В этом случае квершлаги от ствола до рудного тела проводят не на каждом этаже, а через два-три этажа (редко более), т. е. применяют вскрытие групповыми квершлагами. При этом связь между стволом и откаточными выработками этажа осуществляется через вертикальные и наклонные выработки (см. рис. 31), 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. 31. Квершлаг *1* обслуживает три верхних этажа месторождения. Руда по ортам *5*, откаточным штрекам *4* и коротким квершлагам доставляется к рудо-

спуску *3*, через который поступает на этажныи квершлаг. Для доставки материалов и оборудования, перемещения людей сооружают полевые или рудные капитальные восстающие, которые оборудуют клетевым или лифтовым подъемом. При крутом падении и перепуске руды на один этаж рудоспускной восстающий обычно проходят по руде.

Квершлаг *2* обслуживает четыре этажа: с верхних этажей руда поступает через рудоспуск *6*, а с нижнего (запасы которого обнаружены позднее) руду поднимают по слепому стволу. Спуск руды по рудоспускам, как правило, дешевле, чем подъем ее по слепому стволу, и поэтому более распространен.

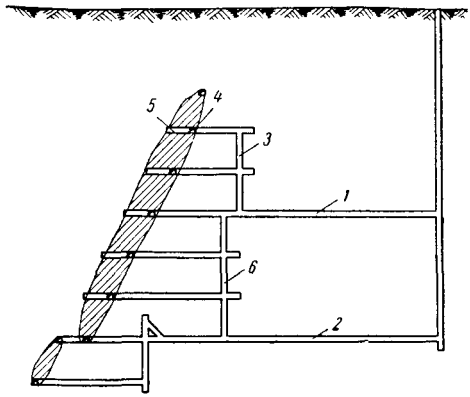


Рис. 31. Вскрытие вертикальным стволом с групповыми квершлагами

Вскрытие групповыми квершлагами значительно снижает затраты на горнокапитальные работы и позволяет интенсифицировать разработку месторождения. Наличие запаса руды в перепускных восстающих положительно сказывается на работе транспорта и подъеме.

Вместе с этим вскрытие групповыми квершлагами имеет и серьезные недостатки. К числу их относятся: необходимость проходки и оборудования дополнительных выработок (восстающих, рудоспусков и др.) для связи этажных откаточных выработок с капитальным штреком или квершлагом, значительные затраты на поддержание рудоспусков, дополнительные расходы на перегрузку и (иногда) на откатку руды, доставку материалов и оборудования, усложнение спуска и подъема рабочих, затруднение подготовки, усложнение вентиляции.

При некоторых системах разработки отсутствие прямой связи с шахтным стволом на каждом этаже заметно усложняет очистные работы, в частности когда требуется доставка в очистное пространство значительного количества крепежного леса и закладочного материала.

Когда необходима непосредственная связь с шахтным стволом на каждом этаже, объем горнокапитальных выработок можно сократить путем проходки околоствольных выработок через несколько этажей. В связи с наблюдающимся усложнением и увеличением объема околоствольных дворов это практикуется довольно часто. Так, например, только объем дробильно-бункерного комплекса крупной конусной дробилки составляет, как правило, несколько тыс. $м^3$, а стоимость достигает 1 млн. руб.

Интенсификация горных работ и производство очистной выемки одновременно на нескольких этажах также благоприятствуют

сооружению околоствольных дворов с полным комплектом выработок через несколько этажей.

На никелевом руднике «Фруд-Стоби» (Канада) с годовой производительностью 8 млн. *т* одновременно в эксплуатации находится девять этажей. Разработка достигла глубины 1200 *м*. На рис. 32 показана схема вскрытия верхних горизонтов участка «Стоби». Стволы *1* и *2* оборудованы двухскиповыми подъемными установками с 15-тонными скипами. Верхние подземные бункера обслуживают шесть этажей высотой 61 *м*, а нижележащие бункера проходят через 244 *м* из расчета приемки руды с четырех этажей. Дробильные установки *5* с бункерами *6* емкостью по 2500 *т* сооружают на каждом втором этаже. Дробленая руда конвейерами *8* доставляется к ступенчатым рудоспускам *7*, через которые она поступает к бункерам *3*. Просыпавшаяся руда попадает в рудоуловители *4*.

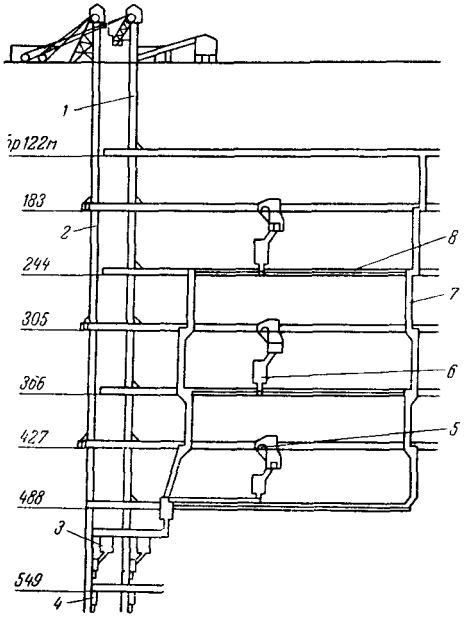


Рис. 32. Вскрытие верхних горизонтов никелевого рудника «Фруд-Стоби» (Канада)

До начала эксплуатации ствол № 1 был пройден до горизонта 915 *м*, а ствол № 2 до горизонта 580 *м*. Второй шаг углубки ствола № 1 составляет 305 *м*.

На участке «Фруд» этого рудника дробильные комплексы сооружены вблизи шахтного ствола через четыре-пять этажей. В дальнейшем руду предполагают транспортировать автосамосвалами по наклонному стволу. Наблюдениями над прямолинейными рудоспусками № 1 и № 2 (см. рис. 13), пройденными в устойчивых породах, установлено, что их сечение после перепуска 590 тыс. *т* горной массы возросло с 7—9 $м^2$ до 20 $м^2$, а после перепуска 4084 тыс. *т* — до 82 $м^2$. При этом только за счет разрушения стенок рудоспусков разубоживание руды выросло почти на 3%.

Для уменьшения разрушения рудоспусков их делают с т у п е н ч а т ы м и (см. рис. 32).

Уменьшить объем вскрывающих выработок при соответствующих условиях можно путем увеличения 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 особенно целесообразна при доработке месторождения; она обеспечивает сокращение сроков

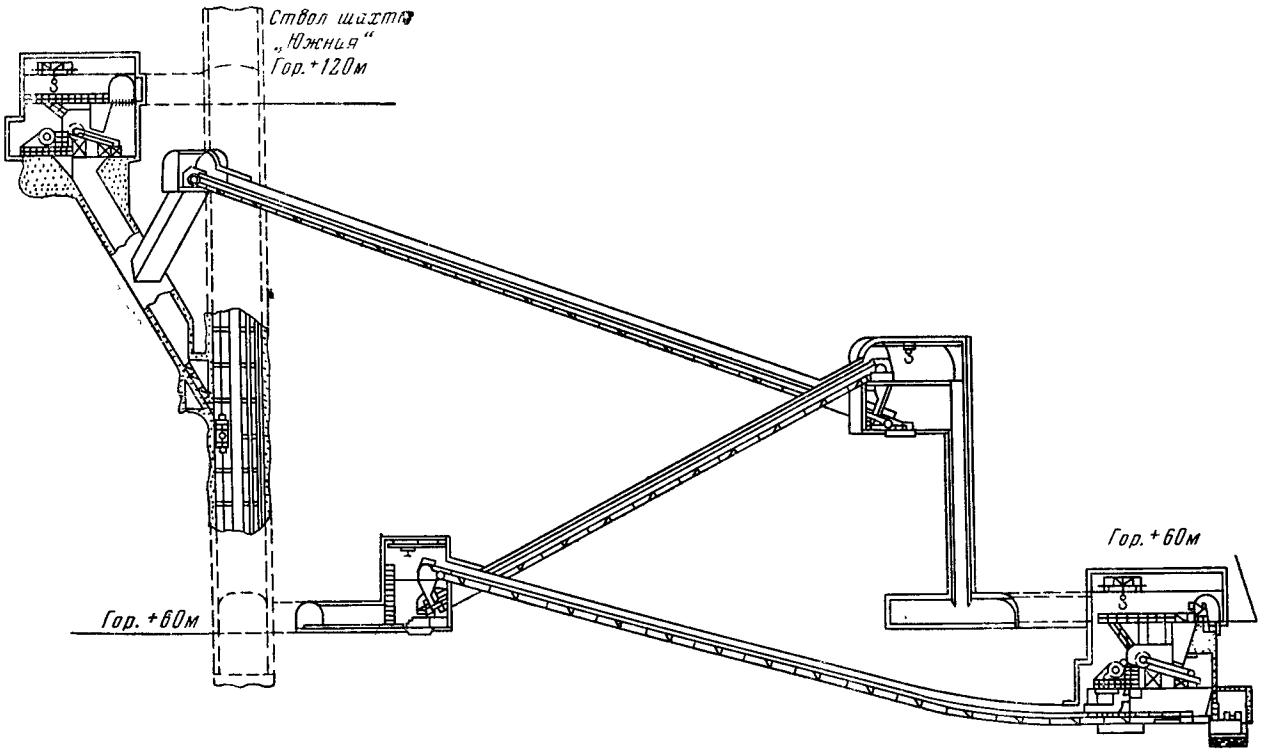


Рис. 33. Схема подъема руды по наклонным конвейерным галереям на Гороблагодатском руднике

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.

На Гороблагодатском месторождении горизонт +60 *м* вскрыт наклонными конвейерными галереями (рис. 33). Дробленая руда системой из трех конвейеров суммарной длиной 283 *м* подается в бункер вышележащего этажа. Угол наклона конвейеров 15°, ширина ленты 1000 *мм*, скорость движения 1,36 *м/сек*. Срок службы ленты около 12 месяцев. Производительность конвейеров 1300—1400 *т/смену*. Аналогичными конвейерными комплексами оборудован ряд отечественных рудников (Высокогорский, Лебяжинский, шахта «Большевик» рудоуправления им. Коминтерна и др.).

Автоматизация подобного конвейерного комплекса на Высокогорском железном руднике позволила снизить обслуживающий персонал до двух человек в смену.

§ 10. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ШАХТНОГО СТВОЛА

По условиям безопасности вертикальный ствол в лежачем боку закладывается на строго определенном расстоянии от границы сдвижения пород на поверхности в направлении в к р е с т п р о с т и р а н и я 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 под землей к месту работ; местных факторов — местоположения обогатительной фабрики или завода, наличия на поверхности различных сооружений, дорог и пр.

В местностях с гористым рельефом ствол шахты (штольню) следует располагать так, чтобы он и обслуживающие 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 минимальной работы подземного транспорта ствол должен быть расположен в плоскости, перпендикулярной к простиранию и делящей запасы всего месторождения на равные или почти равные части.

С изменением места заложения ствола время, затрачиваемое на передвижение людей по откаточным выработкам до места работы, будет изменяться. Среднее расстояние передвижения всех работающих с изменением места заложения шахтного ствола будет изменяться примерно так же, как и работа подземного транспорта. Поэтому место заложения ствола, оптимальное по условиям транспорта, одновременно отвечает и оптимальным условиям по передви-

жению рабочих по выработкам основного горизонта. То же относится и к расходам по доставке материалов по откаточным выработкам.

Зависимость между положением ствола и расходами по вентиляции непостоянна, но подсчеты показывают, что место заложения ствола, отвечающее наименьшим расходам по вентиляции, примерно совпадает с пунктом, найденным из условия наименьшей 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 др.

Следует избегать пересечения стволом плывунов, водоносных или нарушенных пород, проходка по которым сопровождается большими трудностями и требует усиленной крепи.

Рельеф поверхности должен обеспечивать удобное расположение поверхностных сооружений и вспомогательных цехов и отвалов. Расположение ствола должно быть удобным для подвода железной дороги. Путь к месту обработки руды должен быть наиболее коротким, легко сооружаемым и дешевым в эксплуатации. Иногда оказывается целесообразно изменить намеченное место заложения ствола только потому, что стоимость сооружения пути для поверхностного транспортирования руды и его последующей эксплуатации оказывается очень высокой.

§ 11. СУЩНОСТЬ МЕТОДА 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.

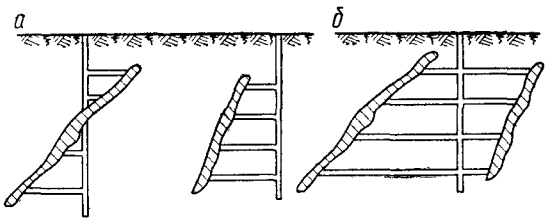


Рис. 34. Независимое и совместное вскрытие рудных тел

Для месторождений, состоящих из одного рудного тела, число этих вариантов обычно невелико. При выборе способа вскрытия для нескольких рудных тел число технически приемлемых вариантов возрастает. В этом случае возможны независимое вскрытие (рис. 34, *а*) каждого рудного тела и совместное вскрытие (рис. 34, *б*) общей главной выработкой.

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

4. Подсчитанные для каждого варианта затраты и расходы по отдельным статьям представлены в сводной табл. 1.

Таблица 1

Стоимость вскрытия по отдельным вариантам

Статьи затрат и расходов	Затраты по вариантам, тыс. руб.		
	I	II	III
Капитальные затраты			
Стоимость проходки и оборудования шахтных стволов	2450 *	2800	3200
Стоимость надшахтных зданий и сооружений	1800	1800	3000
Стоимость квершлагов	1650	1500	400
Итого капитальных затрат	5900	6100	5600
Эксплуатационные расходы			
На подземный транспорт	8960	8200	4600
На шахтный подъем	2600	2600	3500
На водоотлив	580	580	640
и т. д.			
Итого эксплуатационных расходов			
Всего			

* Все цифры служат только для иллюстрации.

5. Принято считать, что возможная неточность экономических подсчетов 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 вместе с тем этот (первый) вариант имеет существенные преимущества в техническом отношении, то ему отдается предпочтение.

Большое значение имеет сравнение по вариантам капитальных затрат, которые требуется вложить первоначально, при вскрытии,

до начала разработки месторождения и затрат, которые будут вложены в дальнейшем, в процессе эксплуатации месторождения и вскрытия новых горизонтов (например, на углубку ствола, проходку околоствольных выработок и квершлагов и др.).

Простое суммирование первоначальных капитальных затрат и эксплуатационных расходов в сравниваемых вариантах неправильно, так как капитальные затраты вкладываются единовременно, до начала добычи руды, между тем как эксплуатационные расходы равномерно распределяются на много лет от начала до конца существования рудника.

Методика подсчета эффективности капитальных затрат, которая дает возможность учесть указанную выше разницу путем определения срока окупаемости капитальных затрат за счет полученной экономии на эксплуатационных расходах, рассматривается в специальных курсах.

Часть вторая

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

●

Глава IV

КЛАССИФИКАЦИЯ И ОСНОВНЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ КЛАССИФИКАЦИЙ 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 месторождениям.

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

Системы разработки рудных месторождений отличаются исключительным многообразием. В настоящее время насчитывается до 200 только основных видов систем.

Исключительное многообразие систем подземной разработки рудных месторождений и трудность создания их классификации можно объяснить несколькими причинами.

Во-первых, широким смыслом самого понятия «система разработки». Он 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 подвигания очистной выемки относительно элементов залегания рудного тела — по простиранию, вкрест простирания, по восстанию, по падению, комбинированно;

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

Вторая причина трудности создания классификации систем разработки для различных типов 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 горногеологическим 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 в известной американской «Справочной книге 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. Ввиду этого выбор системы разработки такая классификация не облегчает, а в качестве основы для изучения систем совсем непригодна.

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

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

В основу разделения систем на классы, внутри каждого класса на группы, а в группах на виды, должны быть положены 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 и видов на варианты.

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

В классификации должны быть учтены вновь создаваемые системы разработки.

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 (штреков, ортов, восстающих), 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 осуществляется извлечение рудного массива участка.

Так как по назначению и технологии проведения нарезные выработки близки к подготовительным, то их часто объединяют общим термином «подготовительные выработки».

Рудный массив выемочного участка (этажа, блока, панели, столба) разделяется на извлекаемые в определенной последовательности части: подэтажи, слои, полосы, прирезки, уступы, междукамерные, 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 вторичного дробления и др.

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

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

Выемка вскрытой части месторождения состоит вначале из создания в рудном массиве выемочного участка определенной совокупности конструктивных элементов, а затем разрушения их в определенном порядке с применением соответствующей технологии *отбойки*, *дробления*, *доставки*, *погрузки* и *поддержания*.

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

конструктивную характеристику, т. е. определенную совокупность частей выемочного участка, его подготовительных, нарезных и очистных выработок и возводимых в них искусственных сооружений;

порядок очистной выемки, определяющий состояние образующегося очистного пространства;

комплекс технологических операций, выполняемых при извлечении рудного массива выемочного участка (технология очистной выемки).

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 общую группу помещают объекты, наиболее близкие между собой, т. е. характеризующиеся наибольшим числом свойственных им общих признаков.

Максимальное различие, т. е. наибольшее число несходных признаков, должно быть между первичными, наиболее крупными подразделениями классификации, в нашем случае — между классами. В каждом последующем подразделении, т. е. в группах одного класса, затем в видах одной группы, число несходных признаков должно уменьшаться. В результате наиболее мелкие соседние подразделения, например, варианты систем одного и того же вида,

будут отличаться между собоіі только по одному какому-либо признаку.

Следует учесть еще одно важное условие построения научных классификаций. Одни и те же объекты классификации не должны повторяться в разных подразделениях (классах, группах и т. д.), а в одном подразделении не могут встречаться резко отличающиеся объекты.

Из трех главных признаков для разделения систем разработки рудных месторождений на классы наилучшим образом отвечает всем рассмотренным требованиям порядок очистной выемки, который определяет состояние очистного пространства выемочного участка во время его разработки.

Этот признак, больше чем все другие, отражает резкое различие между классами систем по условиям их применения, особенностям комплекса технологических операций очистной выемки, а также по основным показателям эффективности.

С другой стороны, каждый класс, выделенный по этому признаку, объединяет системы, сходные по условиям применения и показателям эффективности. Одни и те же или близкие по совокупности признаков системы не повторяются в разных классах.

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

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

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

§ 2. 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 — системы 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, крепью или обрушенными породами. Стенки и кровля открытого очистного пространства поддерживаются оставляемыми в рудном теле постоянными или временными целиками руды.

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

Таблица 2

Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Классы	Наименование класса	Группы	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 подэтажной выемкой
		6	Системы с камерно-этажной выемкой
II	Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве	1	Системы со шпуровой отбойкой из магазина
		2	Системы с отбойкой из специальных выработок
		3	Системы с отбойкой глубокими скважинами
III	Системы разработки с закладкой очистного пространства	1	Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой
		2	Системы разработки наклонными слоями с закладкой
		3	Потолкоуступные системы с закладкой
		4	Сплошные системы с закладкой
		5	Системы разработки полосами с закладкой
IV	Системы разработки с креплением очистного пространства	1	Системы с усиленной распорной и станковой крепью
		2	Системы с каменной и комбинированной крепью
V	Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства	1	Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой
		2	Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой
		3	Сплошные системы с креплением и закладкой
VI	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1	Системы слоевого обрушения
		2	Щитовые системы разработки
		3	Столбовые системы с обрушением кровли
VII	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы подэтажного обрушения
		2	Системы этажного самообрушения
		3	Системы этажного принудительного обрушения
VIII	Комбинированные системы разработки	1	Комбинированные системы с выемкой камер с открытым очистным пространством
		2	Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды
		3	Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой

Ко II классу — системам с магазинированием руды — отнесены системы разработки, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется отбитой рудой, полностью выпускаемой только по окончании отработки блока. Основным средством поддержания здесь служат, как и при системах с открытым очистным пространством, рудные целики. Замагазинированная руда способствует поддержанию вмещающих пород между целиками, но роль ее, как средства поддержания, является вспомогательной. Для систем с магазинированием характерны устойчивость вмещающих пород и руды и, как правило, крутое падение рудного тела.

К III классу — системам с закладкой — отнесены системы, при которых очистное пространство, образующееся по мере выемки рудного массива, заполняется закладочным материалом. Закладка служит основным средством поддержания вмещающих пород. Крепь располагается только в рабочем призабойном пространстве и сооружается нерегулярно.

В отличие от двух первых классов, системы с закладкой могут применяться в породах, которые не допускают открытых обнажений на большой площади и оказывают значительное горное давление.

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

К V классу — системам с креплением и закладкой — отнесены системы с заполнением очистного пространства по мере выемки рудного массива закладкой и регулярно возводимой крепью. Закладка и крепь в поддержании вмещающих пород и руды выполняют равную роль. Эти системы применяют в неустойчивых вмещающих породах и рудах, которые склонны к обрушению даже при небольшой площади обнажения. Ввиду очень высокой трудоемкости очистной выемки с закладкой и креплением они применяются только для разработки очень ценных руд.

Системы VI класса — с обрушением вмещающих пород — резко отличаются от систем предыдущих пяти классов заполнением очистного пространства по мере выемки обрушаемыми породами. Крепью поддерживается лишь призабойное рабочее пространство небольших размеров.

В противоположность первым пяти 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 VII класса — с обрушением вмещающих пород и руды — отличаются от систем предыдущего класса тем,

что кроме вмещающих пород в процессе очистной выемки подвергается обрушению также 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 VI и VII 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 разделение этих систем на два самостоятельных класса, так как заполнение очистного пространства обрушенной рудой и лежащей на ней обрушенной пустой породой коренным образом изменяет условия выпуска, доставки и погрузки руды. Почти не имеют между собой ничего общего основные конструктивные элементы систем этих двух классов. Для систем с обрушением руды и вмещающих пород характерна сложная подготовка днища блоков с воронками, траншеями и многочисленными рудоспусками, которых нет при системах слоевого обрушения и столбовых системах с обрушением кровли. Массовое обрушение руды, вместо отбойки ее небольшими порциями, является второй резкой отличительной особенностью этих систем.

По условиям применения системы VI и VII классов отличаются резко. Так же различны они и по основным показателям эффективности. Системы подэтажного и этажного обрушения относятся к числу наиболее высокопроизводительных, в то время как слоевое обрушение и столбовые системы отличаются сравнительно низкой производительностью труда.

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

Комбинированные системы не представляют собой простого сочетания или совместного применения на месторождении одновременно двух самостоятельных систем разработки, как это иногда неправильно полагают. Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, настолько взаимно связаны в выполнении всех производственных операций и конструктивно неделимы, что систему разработки блока в целом нельзя рассматривать иначе, как единую новую систему. Очень важно при этом, что соединение двух систем разработки в одну, комбинированную, позволяет расширить область ее применения по сравнению с каждой из составляющих систем и получить высокие технико-экономические показатели, которые в данных горногеологических условиях для каждой системы недостижимы. В этом

заключается важная практическая особенность комбинированных систем разработки.

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

Системы I, III, V, VI классов делятся на группы по ряду признаков: направлению очистной выемки, по построению и форме очистного забоя. В основу разделения систем II класса положен способ отбойки при очистной выемке. Системы IV класса разделены на группы по конструкции крепи. Для разделения на группы систем VII класса принят способ обрушения руды. Комбинированные системы (VIII класс) разделены на группы в зависимости от способа выемки камер.

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

§ 3. ПОКАЗАТЕЛИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Технико-экономические результаты процесса разработки и составляющих его операций выражают довольно большим числом показателей.

Можно выделить пять групп основных показателей: 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, с учетом рабочих, занятых непосредственно на очистной выемке, нарезке и подготовке.

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

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

Показатели расхода материалов 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 $м^3$ добытой руды.

Принято учитывать расход следующих основных материалов: взрывчатые материалы, *кг*; крепежный лес, $м^3$; буровая сталь и твердые сплавы, *г*. В полной стоимости материалов, расходуемых в процессе добычи, эти три вида материалов составляют до 80—90%; поэтому расход других материалов отдельно обычно не показывают.

Расход энергии принято выражать в *квт·ч* на 1 *т* или на 1 $м^3$ добытой руды. Сюда включается расход электроэнергии работающими под землей электрическими горными машинами и устройствами, а также и расход электроэнергии, затрачиваемой на выработку потребляемого пневматическими горными машинами и устройствами сжатого воздуха. В процессе добычи руды применяемые горные машины изнашиваются и 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, включая все расходы по подготовке, нарезке и очистной выемке. В себестоимость входят в качестве составных элементов: заработная плата с начислениями на нее, стоимость израсходованных материалов и энергии и амортизация оборудования. 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 1 *т* руды по руднику (шахте) включает кроме указанных выше расходы по другим производственным процессам (транспорт, подъем, водоотлив и др.), 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 полученной из 1 *т* руды готовой продукции и полной себестоимостью добычи, транспорта и переработки 1 *т* руды.

Экономический эффект разработки месторождения или деятельности рудника выражают также показателем «норма рентабельности» который определяется как отношение суммы

прибыли за год к полной стоимости основных и оборотных фондов предприятия.

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

Глава V

ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. 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.

Из подготовительных выработок в особую группу выделяют нарезные выработки, проходимые 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 крупных кусков отбитой руды и перепуска руды на основной горизонт.

Выработки горизонта подсечки, служащие для отрезки 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 чаще всего пользуются показателем удельный объем подготовительных работ, показывающим 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 тоннажа руды, добытой из подготовительных выработок к извлекаемым запасам блока. Однако такой показатель не отражает объема полевой подготовки.

Объем подготовительных работ характеризуется также количеством руды, приходящейся на 1 *м* длины подготовительных выработок, или обратной величиной этого показателя, увеличенной в 1000 раз, называемой «коэффициент подготовки». Коэффициент подготовки показывает число погонных метров подготовительных

Таблица 3

Объем добычи из отдельных выработок для системы подэтажных штреков

Выработки и работы	Длина, *м*	Объем, *м*³	Промышленный запас		Потери руды, %	Извлекаемый запас	
			т	% от общего объема блока		*т*	% от общего извлекаемого запаса блока
Подготовительные выработки							
Штрек откаточный	50	400	—	—	—	—	—
Орт откаточный	40	320	448 *	0,27	—	448	0,30
Блоковый восстающий . .	60	240	960	0,57	—	960	0,63
Нарезные выработки							
Штрек скреперования . . .	50	300	1200	0,71	—	1200	0,78
Штреки подэтажные	200	1000	4000	2,4	—	4000	2,64
Отрезной восстающий . .	50	200	800	0,47	—	800	0,51
Дучки	80	240	960	0,58	—	960	0,64
Итого	530	2700	8368	5,0	0,0	8368	5,5
Очистная выемка							
Подсечка	—	2800	11 200	6,7	3,0	10 664	7,0
Отрезная щель	—	2000	8000	4,8	5,0	7600	5,0
Отбойка подэтажей	—	27 500	110 000	65,5	5,0	104 500	68,5
Итого	—	32 300	129 200	77,0		122 764	80,5
Отработка целиков	—	7608	30 432	18,0	30	21 300	14%
Всего по блоку	—	42 600	168 000	100,0	9,5	152 432	100%

* Орт частично проходит по пустой породе, поэтому количество руды (448 *т*) не соответствует объему орта (320 *м*³).

выработок, приходящихся на 1000 *т* готовых к выемке запасов руды.

Пользуясь величинами добычи для системы подэтажных штреков (табл. 3) (при полевой подготовке рудного тела мощностью 14 *м*; объемный вес руды 4 *т/м*³), удобно определять средние технические показатели по системе разработки в целом и составлять калькуляцию стоимости 1 *т* руды, если известны технические и стоимостные показатели по отдельным выработкам системы.

Для приведенного примера удельный объем подготовительных работ составляет

$$\frac{2700 \cdot 100\%}{42\,600} = 6{,}4,$$

а коэффициент подготовки

$$\frac{530 \cdot 1000}{152\,432} = 3{,}4 \text{ м}.$$

Требования, предъявляемые к подготовке. Принятый способ подготовки, расположение и размеры подготовительных выработок должны обеспечивать: безопасное производство очистных работ, хорошее 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, удобные и 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 месторождения.

§ 2. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ОСНОВНОГО ГОРИЗОНТА

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

Расположение выработок основного горизонта зависит также от величины горного давления. Влияние этих факторов на подготовку будет подробно рассмотрено при изучении систем разработки. Оста-

новимся здесь 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 располагаться в одном из верхних углов откаточной выработки. Поэтому штреки располагают по схеме *а* (рис. 35). При неспокойном залегании жилы, непостоянной мощности ее, наличии сбросов отдают предпочтение схеме *б*, позволяющей лучше следить за жилой. Смещение штрека в сторону висячего или лежачего бока определяется устойчивостью вмещающих пород. При большом сроке существования штрека его следует располагать в более крепких породах.

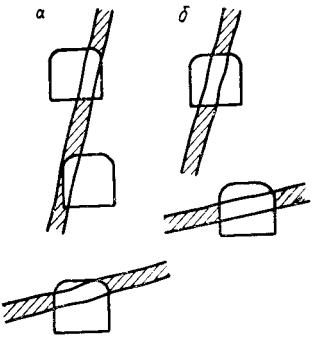


Рис. 35. Расположение штреков в тонких жилах

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

В первом случае выработки откаточного горизонта состоят из одного или нескольких рудных или полевых штреков, к которым тем или иным способом поступает руда из очистных блоков. Во втором случае загрузка составов рудой осуществляется в ортах, соединенных рудными или полевыми штреками.

На рис. 36 показаны некоторые схемы расположения откаточных выработок в мощных рудных телах. Подготовка одним полевым штреком в весьма мощных рудных телах (рис. 36,*в*) требует проходки специальных доставочных выработок (ортов скреперования). На рис. 36, *а* и *б* показаны схемы подготовки рудным (*а*) и полевым (*б*) штреками без ортов при небольшой мощности рудного тела. На рис. 36, *г* показана схема подготовки двумя рудными штреками.

Ортовая подготовка бывает тупиковой или кольцевой. При тупиковой схеме (рис. 36, *д*) из рудного двухпутевого откаточного штрека *1* через 10—15 *м* проходят орты-заезды *3*. Во втором случае (рис. 36, *е*) орты проходят между однопутевым рудным штреком *2* и двухпутевым полевым штреком *1*. Наличие двух штреков обеспечивает лучшие условия для транспорта и проветривания основного горизонта.

В неустойчивых породах длительное сохранение двухпутевых откаточных штреков, имеющих площадь поперечного сечения до 20 $м^2$, становится затруднительным. Поэтому двухпутевой штрек относят на значительное расстояние от рудного тела, либо заменяют его двумя однопутевыми откаточными выработками. Такой вариант применяют в Криворожском железорудном бассейне (рис. 36, *ж*).

В лежачем боку проходят два однопутевых откаточных штрека *2* на расстоянии 7—8 *м* один от другого, которые сбиваются между

собой через 100—150 *м* для обеспечения кольцевой откатки. Из штрека, ближайшего к рудному телу, проводят орты-заезды. Иногда целесообразна проходка откаточного штрека и по висячему боку для улучшения проветривания ортов-заездов.

В условиях сильного горного давления целесообразным может оказаться заглубление откаточного горизонта по вертикали на 60—120 *м* ниже отрабатываемого этажа. Руда из очистных блоков

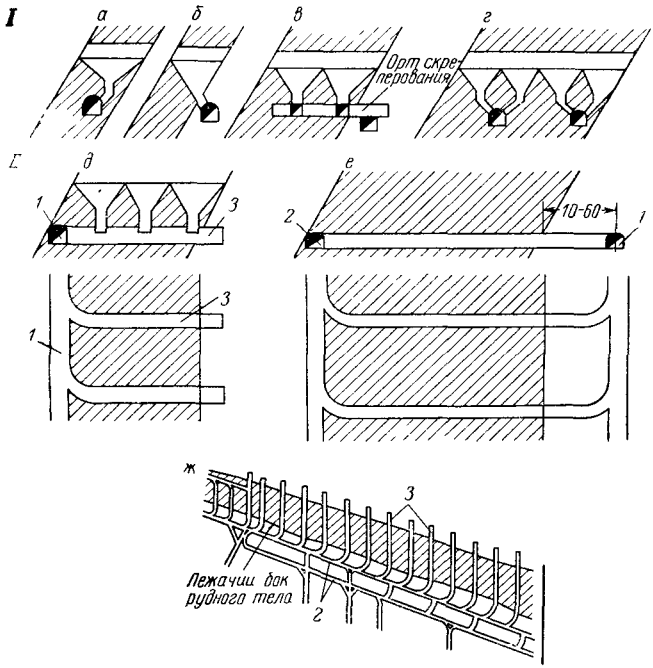


Рис. 36. Расположение выработок основного горизонта в мощных и весьма мощных рудных телах:
I — штрековая подготовка; *II* — ортовая подготовка; *1* — двухпутевой штрек; *2* — однопутевой штрек; *3* — орты

при этом доставляется на откаточный горизонт по системе рудоспусков. Такое расположение выработок основного горизонта позволит сократить затраты на их крепление, уменьшить их протяженность (при мощности до 50 *м* достаточно одного штрека), 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 многих факторов: мощности рудного тела, направления очистной выемки (наступающая или отступающая), способа проветривания (центральное или фланговое) и др. В мощных и весьма мощных рудных телах чаще применяют полевую подготовку.

Полевая подготовка по сравнению с рудной имеет ряд достоинств: меньше расходы на ремонт крепи; сокращаются запасы и, следовательно, потери руды в междуэтажных целиках. Отработку целиков можно начинать сразу после окончания выемки блока, без нарушения схемы вентиляции; удобнее и проще общая схема вентиляции. В ряде случаев, например при фланговом проветривании и отступающей выемке, штрек вышележащего этажа может быть сохранен для вентиляции, если он пройден полевым, на достаточном расстоянии от рудного тела. Лучшие условия подземного транспорта, так как полевой штрек можно проводить прямолинейно. В рудных телах небольшой мощности, имеющих извилистые контуры, рудный штрек неудобен для электровозной откатки.

Основной недостаток полевой подготовки — большие первоначальные затраты на подготовительные работы вследствие необходимости проводить квершлаги до рудного тела. В отличие от рудного штрека проходка полевого штрека частично не окупается попутно добытой рудой. Иногда существенно ухудшается дренаж месторождения и усложняется попутная разведка месторождения (особенно при схеме на рис. 36, *б*).

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

§ 3. РАСПОЛОЖЕНИЕ ВОССТАЮЩИХ И ОБЩИЙ ПОРЯДОК ПОДГОТОВКИ

По условиям проведения 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 наиболее распространены и необходимы почти для любой системы разработки. Восстающие второго типа применяют только при некоторых системах и обычно используют для какой-либо специальной цели — спуска руды из очистного забоя, для сообщения, доставки материалов. Соответственно назначению их называют р у д о с п у с к а м и или х о д к а м и. Восстающие первого типа в большинстве случаев служат одновременно для нескольких целей: сообщения с очистным забоем, доставки материалов, проведения подэтажных и слоевых выработок, для вентиляции, прокладки труб, силовых кабелей и пр.

Рассмотрим схемы расположения только главных (блоковых) восстающих. Восстающие, конструкция и расположение которых тесно связаны с очистной выемкой, удобнее рассмотреть 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 такие восстающие крепят распорками с дощатой обшивкой, а в менее устойчивых рудах — срубовой крепью из круглого леса или брусьев.

В восстающих с несколькими отделениями одно из них обычно служит лестничным ходком, а другие предназначаются для спуска руды на нижний откаточный горизонт, спуска закладки с верхнего горизонта, доставки материалов, проветривания.

Восстающие с лестничным и рудоспускным отделениями, закрепленные распорной крепью (рис. 37, *а*), широко распространены при разработке маломощных жил.

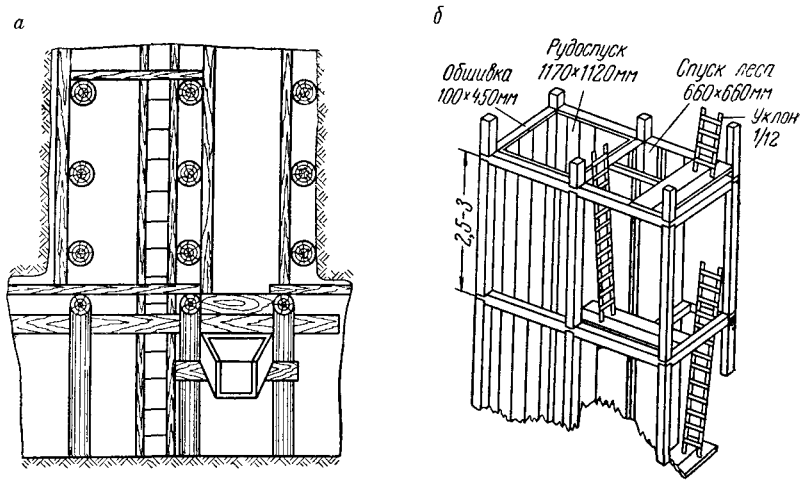


Рис. 37. Восстающие в два и три отделения

Восстающие в три отделения, закрепленные венцовой крепью на стойках (рис. 37, *б*), проходят только в достаточно устойчивых породах.

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. 38). Проходка вертикальных восстающих 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 стенкам, 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 проходки и доступа в очистной забой, минимальную стоимость их проведения и ремонта, хорошее проветривание очистных забоев и легкость доставки материалов.

Если восстающий должен сохраняться в течение длительного времени (например, для проветривания ряда блоков), его располагают за пределами зоны сдвижения данного этажа (см. рис. 38, *г*). Кстати, это требование относится и к откаточным выработкам, если они предназначены быть вентиляционными для нижележащего этажа.

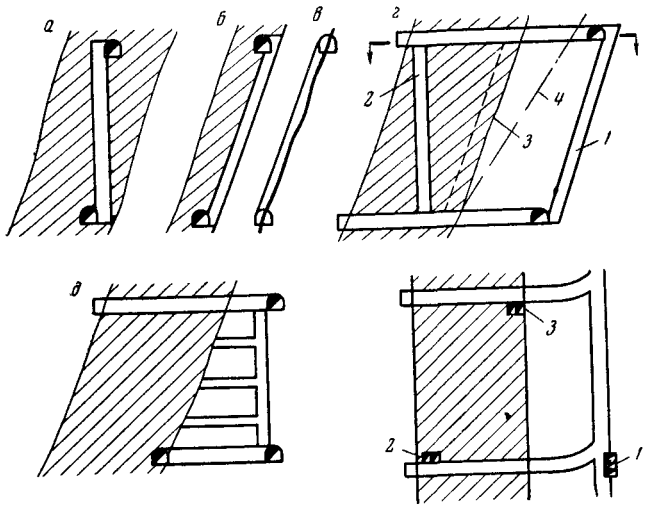


Рис. 38. Схема расположения восстающих:
а — вертикальный рудный восстающий; *б* — наклонный рудный восстающий; *в*— наклонный восстающий, пройденный в висячем боку тонкой жилы; *г* — полевой наклонный *1*, рудный вертикальный *2* и рудный наклонный *3* восстающие; *4* — граница зоны сдвижения; *д* — полевой восстающий с подэтажными выработками

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

Целесообразным считается производство очистной выемки одновременно не более чем на двух 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.

В Криворожском бассейне в одновременной отработке на некоторых рудниках находятся три-четыре, а иногда и пять-шесть этажей. Одной из причин многоэтажной разработки является неправильное планирование среднего содержания металла в товарной руде,

которое приводит к необходимости преждевременного перехода на выемку богатых участков нижележащих этажей при наличии на действующем этаже значительных запасов (до 50%) еще неотработанных более бедных руд.

При многоэтажной разработке отработка этажа затягивается до 12 лет и более вместо нормальных 3—5 лет и значительно удорожается поддержание выработок основного горизонта и скреперования.

Можно выделить две основные схемы подготовки этажей: последовательную и параллельную.

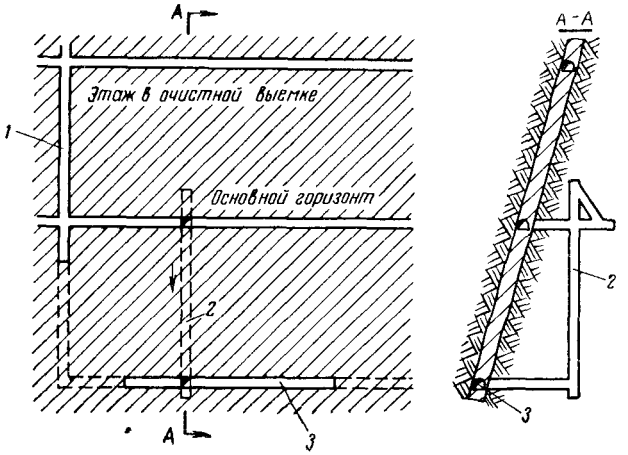


Рис. 39. Подготовка из временного слепого ствола:
1 — подъемный ствол, *2* — слепой ствол; *3* — штрек на подготавливаемом горизонте

Последовательная подготовка применяется в мощных рудных телах, когда большие запасы руды на этаже обусловливают отработку его в течение продолжительного периода времени. Для ускорения подготовки этажа выработки иногда проходят из временных слепых стволов, располагаемых в породах лежачего бока или по месторождению (рис. 39).

Вследствие присущих недостатков такой способ ускорения подготовки этажа следует применять только в порядке исключения.

При параллельной подготовке одновременно ведется проходка подготовительных выработок на нескольких этажах. В этом случае достигается высокая скорость подготовки. По сравнению с последовательной подготовкой она имеет ряд серьезных достоинств: меньшая стоимость проходки главного ствола сразу на несколько этажей; детальная разведка рудного тела на значительную глубину облегчает планирование горных работ; создаются лучшие условия очистной выемки благодаря опережающему дренажу.

Выше (в главе III) было описано вскрытие групповыми квершлагами. Дальнейшим развитием этой схемы является переход на разработку месторождения этажами высотой 120—150 *м*.

Месторождение шахты им. Ленина (Криворожский бассейн по проекту вскрытия и подготовки этажами высотой 150 *м* (рис. 40) выше горизонта 750 *м* разрабатывают сдвоенными этажами высотой по 70 *м*. Намеченный к отработке этаж между горизонтами 750 и 900 *м* делится тремя промежуточными штреками *1* на четыре подэтажа. Эти штреки соединяются короткими квершлагами *2* со слепым одноклетевым стволом *3*, через который и осуществляется подготовка этажа. Для перепуска руды и породы служат капитальные

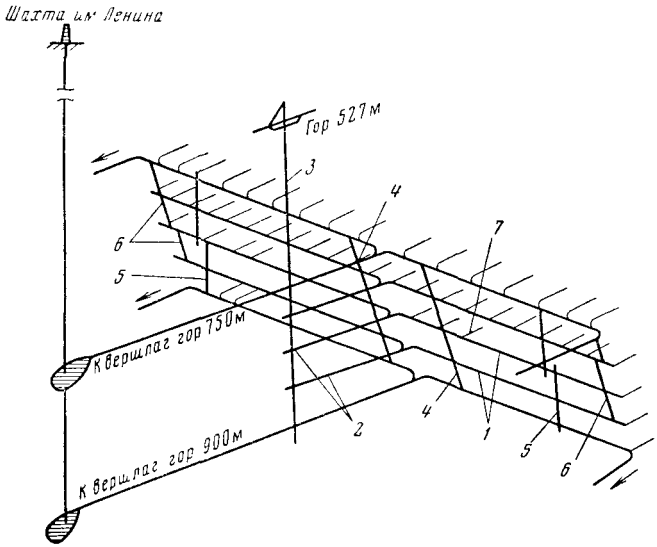


Рис. 40. Схема вскрытия и подготовки месторождения (стрелками показано направление к фланговым вспомогательным стволам)

рудоспуски *4*. Подъем с горизонта на горизонт на флангах месторождения осуществляется по лифтовым восстающим *5*. Фланговые восстающие *6* служат для проветривания. Орты *7* проходят на основных или промежуточных горизонтах в зависимости от высоты отдельных блоков и камер; последняя принимается кратной высоте нескольких подэтажей.

Расчеты показывают, что в этом случае благодаря более рациональной схеме подготовки (по сравнению со сдвоенными этажами) можно ожидать повышения производительности труда рабочих эксплуатационных участков на 10—15%.

Глава VI

ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ОПЕРАЦИЯХ

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

Только в очень редких случаях какая-либо из этих операций исключается из процесса очистной выемки. Например, отбойку не ведут при извлечении металла из руд методом выщелачивания.

Расходы на эти три операции составляют 75—90% от общей суммы расходов по очистной выемке. Последние же, в свою очередь, составляют 40—50% полной себестоимости руды.

Удельный вес каждой операции по трудоемкости зависит от системы разработки и колеблется в широких пределах. Так, при разработке маломощных месторождений крепких руд (системы с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой) основные затраты приходятся на отбойку; в системах с креплением и закладкой — на поддержание выработанного пространства. Распределение трудовых затрат при системах с массовым обрушением на одном из рудников Норильского горнометаллургического комбината (с учетом подготовительных работ) следующее, %:

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

Ознакомление с основными сведениями по отбойке, доставке и поддержанию выработанного пространства до изучения систем разработки облегчит в последующем понимание изучаемых систем разработки и поможет избежать излишних повторений при их описании.

§ 2. ОТБОЙКА РУДЫ

Основным способом отбойки при подземной разработке рудных и нерудных месторождений является буровзрывной. При разработке мягких марганцевых руд, калийной соли, огнеупорных глин выемку осуществляют комбайнами. В порядке промышленного эксперимента применяют гидравлическую отбойку, получившую широкое распространение при открытой разработке. Довольно широко используется самообрушение руды в сочетании со взрывной отбойкой.

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

В практике и литературе не установлено четкой границы между понятиями шпур и взрывная скважина. Обычно термин «шпур» применяют при глубине его до 6 *м*, а термин «скважина» при большей глубине. Скважины глубиной 6—10 *м*, пробуренные колонковыми или телескопными перфораторами с помощью свинчивающихся штанг, именуют иногда «штанговыми шпурами».

Диаметр обычных шпуров (мелких и средних) равен 30—50 *мм*, штанговых 50—80 *мм*.

Эффективность отбойки характеризуется сменной производительностью труда бурильщика, точностью отбойки и качеством дробления руды.

Сменная производительность труда бурильщика P выражается в кубических метрах или тоннах отбитой за смену руды; для отбойки шпурами или скважинами она определяется по формуле

$$P = \lambda L, \ м^3,$$

где L — сменная производительность труда бурильщика в метрах шпура (скважины);

λ — выход руды с 1 *м* шпура (скважины), $м^3$.

Точность отбойки зависит от длины и диаметра заряда. Чем короче заряд и меньше его диаметр, тем меньше отклоняется граница отбойки руды от заданного контура. Если при шпуровом способе эти отклонения измеряются не более чем десятками сантиметров, то при методе скважин достигают при 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 или по расходу капсюлей-детонаторов на вторичное дробление.

Обобщающим показателем эффективности отбойки буровзрывным способом является себестоимость 1 $т/м^3$ горной массы по буровым и взрывным работам с учетом затрат на вторичное дробление.

Шпуровая отбойка руды

Недостатки шпуровой отбойки — низкая производительность труда буровых рабочих, большое пылеобразование при бурении ограничивают применение ее при очистной выемке мощных месторождений. В этих условиях шпуровая отбойка повсеместно вытеснена отбойкой с помощью глубоких скважин и штанговых шпуров.

Вместе с тем при разработке рудных тел небольшой мощности шпуровая отбойка является наиболее распространенной. Это объясняется рядом достоинств шпурового метода: хорошим дроблением

руды, минимальными потерями и разубоживанием вследствие возможности точно следовать за контурами рудного тела, незначительным сейсмическим эффектом, способствующим лучшему сохранению крепи выработок и поддерживающих целиков.

Отсутствие негабаритных кусков позволяет отказаться от сооружения выработок вторичного дробления и упростить подготовку блока

Показатели мелкошпуровой отбойки в зависимости от крепости руды, мощности рудного тела, глубины и диаметра шпуров изменяются в следующих пределах:

Производительность труда бурильщика, *м³/смену*	5—15
Площадь забоя на один шпур, *м²*	0 5—1,4
Выход горной массы на 1 *м* шпура, *м³*	0,3—1,2
Удельный расход ВВ, *кг/м³*	0,7—2,3

Отбойка штанговыми шпурами. Основное достоинство отбойки с помощью штанговых шпуров по сравнению с мелкошпуровым способом — это более высокая производительность труда бурильщика; по сравнению же с отбойкой глубокими скважинами — меньшие потери и разубоживание руды, меньший выход негабарита, а также снижение сейсмического эффекта от взрывов.

На производительность штангового бурения существенное влияние оказывает глубина шпуров. Это влияние сказывается тем сильнее, чем меньше длина одной штанги (больше соединений), так как живая сила удара поглощается в основном в местах соединений.

Заслуживает серьезного внимания опыт зарубежных рудников, применяющих при штанговом бурении коронки уменьшенного диаметра. Например, диаметр коронок штангового бурения колонковыми перфораторами в США и Канаде составляет обычно 40—65 *мм*, а в Швеции 32—42 *мм*. Глубина бурения при этом достигает 18 *м* (иногда до 25 *м*).

Показатели отбойки штанговыми шпурами с учетом физико-механических свойств руды приведены при описании систем разработки. Средние показатели на отечественных рудниках (при диаметре 60—80 *мм*) следующие:

Сменная производительность труда бурильщика, *м* (*м³*)	5—15 (15—50)
Выход горной массы на 1 *м* шпура, *м³*	2,0—5,0
Выход негабарита, %	12—25
Удельный расход ВВ, *кг/м³*	0,6—1,8

§ 3. ОТБОЙКА РУДЫ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

В настоящее время подземная отбойка глубокими взрывными скважинами получила исключительно широкое распространение при разработке мощных месторождений. С каждым годом область применения этого способа отбойки расширяется, а эффективность его повышается.

На железных рудниках Криворожья удельный вес отбойки руды глубокими скважинами вырос с 20,4% в 1958 г. до 44,7% в 1965 г. Широкое распространение скважинной отбойки стало возможным

благодаря значительному прогрессу в области бурения взрывных скважин за последнее десятилетие. Если в начале внедрения глубоких скважин для отбойки крепких пород (1950—1955 гг.) производительность бурения (дробового) составляла 1—3 *м/смену*, а стоимость 1 *м* скважины 30—40 руб., то в настоящее время в аналогичных условиях скорость бурения превышает 10—12 *м/смену*, а стоимость снизилась до 2—4 *руб/м*.

Отбойка глубокими скважинами обеспечивает высокую производительность труда буровых рабочих, более безопасные и здоровые условия их труда. Недостатки ее заключаются в повышенном выходе негабарита и сейсмическом эффекте, а также росте разубоживания (или потерь) руды вследствие невозможности следовать скважинами за неровностями контуров рудного тела. Основные способы бурения глубоких скважин приведены ниже.

Вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами, впервые в мировой практике примененное в 1935 г. на рудниках Криворожского бассейна, получило довольно широкое распространение в рудах с коэффициентом крепости до 6—8 по шкале проф. М. М. Протодьяконова. В настоящее время скважины бурят в основном высокопроизводительными станками пневмоударного и шарошечного бурения.

Однако проведенные за последнее время исследования и испытания новых торцовых коронок показали, что этот способ бурения далеко не исчерпал своих возможностей.

Коронки торцового резания Д-4С и Д-4СУ диаметром 42—88 *мм* испытаны на рудниках Криворожского бассейна, комбината Ачполиметалл и СУБРа при бурении станками СБ-4, АБШ, ЗИФ-150 и колонковыми электросверлами ЭБК-5 с осевыми усилиями 1500—6000 *кГ*. Эти испытания показали возможность бурения скважин глубиной 25—30 *м* в породах крепостью 6—12 по шкале проф. М. М. Протодьяконова со скоростью 50—100 *м* в смену. Стойкость коронок на одну заточку составляет 7—30 *м*.

Указанный способ исключает образование силикозоопасной пыли, а небольшой диаметр скважин позволяет до минимума свести выход негабаритов.

Создание облегченных станков с гидравлическим приводом с осевым усилием 4000—5000 *кГ* для вращательного бурения скважин диаметром 50—70 *мм*, глубиной 30 *м* позволит шире распространить этот способ бурения.

Алмазное бурение взрывных скважин в крепких породах стало особенно перспективным в связи с освоением месторождений алмазов в Якутской АССР и промышленным получением искусственных алмазов.

Достоинства алмазного бурения в определенных горногеологических условиях выдвигают проблему его скорейшего освоения.

Высокая производительность алмазного бурения в весьма крепких породах достигается за счет стойкости коронок, высокого коэффициента использования станка и (практически) независимости

скорости бурения от глубины скважины. Бурение глубоких (до 90 *м*) скважин малого диаметра (30—60 *мм*) приводит к уменьшению или ликвидации выхода негабаритов. При алмазном бурении образуется значительно меньше тонкодисперсной пыли, чем при пневмоударном бурении, и отсутствует сильный шум, утомляющий бурильщиков. Производительность алмазного бурения почти не зависит от направления и мало зависит от глубины скважины; сохраняется постоянный диаметр скважины по всей длине. Бурение взрывных скважин ведут мелкоалмазными коронками, чаще бескерновыми.

Для алмазного бурения в Советском Союзе применяют станки ГП-1, НЗ-2, СВБ-1 и др. Эти станки не соответствуют полностью режиму алмазного бурения, поэтому необходимо создание специальных станков.

Производительность алмазного бурения зависит от крепости породы, диаметра скважины, типа станка и колеблется в широких пределах: от 5 до 60 *м/смену*. На скорость бурения особенно влияет скорость вращения шпинделя. Так, на канадском руднике «Норанда» увеличение скорости вращения с 1500 до 3500 *об/мин* повысило производительность станка с 13 до 72 *м/смену* без увеличения расхода алмазов на 1 *м* скважины.

Стойкость алмазных коронок изменяется от 10—12 *м* при $f =$ $= 18—20$ до 40—50 *м* при $f = 10—12$. Коронка считается изношенной, если ее диаметр уменьшился на 0,3—0,4 *мм*.

Опытные работы по бурению скважин керновыми и бескерновыми алмазными коронками были проведены на рудниках «Молибден» и «Алтын-Топкан».

На руднике «Алтын-Топкан» отбойку параллельными скважинами алмазного бурения диаметром 46—59 *мм* применяли в рудах крепостью $f = 18$ при мощности залежи 5—6 *м*. Глубина скважин 20—27 *м*, стойкость мелкоалмазных коронок 9—13 *м*. Скважины заряжали детонитом и скальным аммонитом. Несмотря на низкую скорость алмазного бурения вследствие несовершенства станка ГП-1, отбойка скважинами алмазного бурения по сравнению с пневмоударным позволила благодаря улучшению качества взрывных работ снизить себестоимость добычи 1 *т* руды с 1,11 до 0,86 руб. Причем выход негабарита был уменьшен с 18 до 10%.

На руднике «Молибден» стоимость отбойки скважинами алмазного бурения (по сравнению с пневмоударным бурением) снизилась на 15—25% и уменьшился выход негабарита.

На рудниках Канады алмазными коронками ежегодно бурят до 1 млн. *м* скважин. Расход алмазов на 1 *м* скважины при бурении в породах крепостью $f = 10—20$ колеблется в пределах 0,008—0,1 карат (карат — 0,2 *г*).

На рудниках Швеции наиболее распространены станки алмазного бурения фирмы «Крелиус» (Х-2; Х-4; Х-33,5; Х-42) с пневматическим и электрическим приводом. Вес станков 250—350 *кг*, скорость вращения 360—2500 *об/мин*, глубина бурения до 100—125 *м*. Расход воздуха 3,7—5,5 $м^3/мин$.

В настоящее время ведутся работы по усовершенствованию отечественных алмазных коронок и созданию станков алмазного бурения с плавным регулированием скорости вращения шпинделя от 0 до 3500 *об/мин*. Создание таких станков позволит расширить область применения алмазного бурения.

Вращательное бурение скважин шарошечными долотами (табл. 4) применяется при бурении крепких и весьма крепких пород на ряде рудников: Лениногорском, Быструшинском, Салаирском и др.

Таблица 4

Характеристика некоторых станков шарошечного бурения

Показатели	СБ-4	БАШ-5м	БАШ-150	АБШ-2
Диаметр скважин, *мм*	100—160	100—150	100—150	100—150
Глубина бурения, *м*	50	50	50	100
Диаметр буровых штанг, *мм*	89	89	89	63; 65; 73; 89
Способ подачи инструмента	Гидравлический			
Способ удаления буровой мелочи	Промывкой водой			
Скорость вращения шпинделя, *об/мин*	100	104	110	90; 200; 300
Осевое давление на забой скважины, *Т*	6	8	До 15	До 10
Общий вес станка, *кг*	1329	833	1257	4755
Скорость передвижения станка, *м/мин*	—	—	—	11
Мощность двигателя, *квт*	11	17	—	30
Направление бурения	Любое		Вертикальный веер	
Размеры станка, *мм*:				
длина	2500	1400	1580	3000
ширина	750	950	1480 (без колонок)	1300
высота	1200	1470	2125	1670 (без колонки)

С одной установки бурового агрегата БАШ-150 можно бурить круговой вертикальный веер скважин в горизонтальных выработках шириной 3,2 *м* и высотой 2,6 *м*.

Для станка АБШ-2 выработка в местах его установки должна иметь сечение 2,7×2,7 *м*. Этот самоходный агрегат удобен тем, что может передвигаться по выработкам типового сечения 2,2×2,2 *м*, со скоростью 10—15 *м/мин*, преодолевая подъем 20—25°.

Основными факторами, влияющими на производительность станков шарошечного бурения, являются: осевое давление на долото, скорость вращения его, интенсивность промывки.

Высокая скорость бурения шарошечными долотами достигается при осевом давлении 8—12 *т*. Увеличение скорости вращения влияет на скорость бурения в меньшей степени.

Интенсивная промывка способствует не только увеличению скорости бурения, но и повышает стойкость долота. При бурении горизонтальных скважин расход воды должен составлять 50—60 *л/мин*, при вертикальных нисходящих 250—300 *л/мин*.

В последнее время созданы и испытаны шарошечные долота малого диаметра (60—80 *мм*), показавшие высокую скорость бурения.

Сменная производительность станков шарошечного бурения в породах с коэффициентом крепости 6—18 колеблется в пределах 6—40 *м*. Стойкость долот до полного износа составляет 4—75 *м*.

Основными направлениями в дальнейшем совершенствовании шарошечного бурения являются разработка высокопрочных долговечных шарошечных долот и уменьшение веса станков.

Пневмоударное бурение скважин в настоящее время является наиболее распространенным способом бурения крепких и весьма крепких пород в подземных условиях.

Впервые примененное в промышленных масштабах в начале пятидесятых годов, оно быстро вытеснило дробовое бурение взрывных скважин и продолжает совершенствоваться в настоящее время. Широкое распространение этого способа бурения объясняется высокой производительностью его при относительно небольшом весе буровых станков (табл. 5) и возможностью применения в разнообразных горнотехнических условиях.

Институтом НИГРИ сконструирована и испытана самоходная гусеничная тележка ТБ-1 для перестановки станков пневмоударного бурения. Один рабочий с помощью тележки может переставить станок за 1 *ч*, в то время как на перестановку станка вручную затрачивается 6—7 *чел-ч*.

Производительность пневмоударного бурения в значительной степени зависит от совершенства конструкции пневмоударника.

Техническая характеристика отечественных пневмоударников

	М-1900	П-175	М-48	М-48А
Число ударов в минуту . . .	1940	1900	2000	1840
Энергия единичного удара, *кгм*	8,1	6,7	9,5	9,5
Мощность, *л. с.*	3,5	2,9	4,2	3,9
Расход воздуха, *м³/мин* . . .	7,8	5,0	6,8	6,8

На производительность бурения пневмоударниками влияет также ряд факторов.

Угол наклона скважины. Скорость бурения восходящих или горизонтальных скважин несколько выше, чем нисходящих. Это объясняется тем, что в восходящих скважинах забой быстрее освобождается от буровой мелочи и не происходит ее переизмельчения.

Глубина скважины. С увеличением глубины возрастает вес столба шлама в скважине, увеличивается аэродинамическое сопротивление движению его по скважине, что приводит к увеличению противодавления на выхлопе сжатого воздуха и снижению энергии

Таблица 5

Техническая характеристика некоторых буровых агрегатов с пневмоударниками

Показатели	Станок				
	БС-80	БА-85	БА-100м	НКР-100м	ЛПС-3
Диаметр скважины, *мм*	60, 80, 105	85, 105	105	85, 105, 155	150
Максимальная глубина бурения, *м*	30 (горизонтальных), 15 (вертикальных)	50	50	80	35
Длина хода подачи, *мм*	600	250	400	365	1000
Максимальное усилие подачи, *кГ*	—	600	600	600	900
Тип пневмоударника	М-29Т	М-1900	М-1900	П-175	П-150
Диаметр штанги, *мм*	—	50	50	63,5	50
Длина штанги, *мм*	—	1200	1200	1200	1200
Вес агрегата, *кг*	129	170	240	360	254
Мощность электродвигателя, *квт*	3	2,8	2,8	2,8	2,9 *
Направление бурения	Горизонтальное и восходящее	Любое			
Производительность, *м/смену*	10—20 (f=10—18)	5 (f=12) 24 (f=4)	6—25 (f=5—14)	7,2 (f=12) 24 (f=4)	—

* Вращатель пневматический.

удара. Кроме того, возрастают затраты времени на вспомогательные спуско-подъемные операции.

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 падать при увеличении скорости вращения бурового снаряда свыше 60—80 *об/мин*.

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. Во избежание значительного

искривления осевое давление на забой скважины должно быть 130—200 *кГ*. Уменьшение отклонения скважин может быть достигнуто точной установкой станка с проверкой ее после забуривания на 0,3—0,5 *м*, применением направляющих фонарей в нижней части колонны штанг. Недопустимо работать на станках с большим люфтом шпинделя и со значительным износом зажимных плашек.

Ниже приведена среднесменная производительность бурения станками БА-100м и НКР-100м на ряде отечественных рудников (с учетом простоев,), *м*:

Шахта «Гигант» ($f=5—8$)	15—25
Рудник им. Фрунзе ($f=8—10$)	7.0
Рудник им. Кирова (Криворожский бассейн) ($f=4—7$)	18
Шахта «Южная» Гороблагодатского рудника ($f=8—10$)	13—15
Шахта «Магнетитовая» Высокогорского рудника ($f=10—12$)	10—15
Рудник «Миргалимсай» ($f=10—14$)	10—12
Рудник им. Кирова комбината «Апатит» ($f=8—12$)	20

Максимальная сменная производительность пневмоударного бурения в породах крепостью 8—10 достигает 25—30 *м*.

Перспективным является применение пневмоударников с шарошечным долотом. Испытания таких пневмоударников показали, что скорость бурения по сравнению с шарошечным бурением возрастает в два-три раза.

Выбор начального диаметра скважины. Для нормального режима бурения между корпусом пневмоударника и стенкой скважины должен быть зазор в 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

$$D_н = d + E + \Delta\, dL,\ мм,$$

где $D_н$ — начальный диаметр скважины, *мм*;
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 трехперого долота с опережающим лезвием составляет 0,122—0,152 *мм/м*. Для расширения скважины можно пользоваться расширителями. Расширитель РС-1 крепится к цилиндру пневмоударника вместо передней головки и использует энергию удара для разрушения стенок скважины. Промышленные испытания его в породах крепостью $f = 12—14$ при расширении скважины с диаметра 95 *мм* до 115 *мм* показали скорость 25 *м/смену*.

Стойкость долота пневмоударника в весьма крепких породах равна 1—3 *м*, в крепких 3—7 *м*, в средней крепости 8—25 *м*.

§ 4. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ, ЗАРЯЖАНИЕ И ПОКАЗАТЕЛИ ОТБОЙКИ

Известны две основные схемы расчета зарядов.

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

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

Первая схема расчета в практике более распространена, так как при имеющихся на руднике средствах бурения изменять диаметр скважин труднее, чем расстояние между ними.

Для определения диаметра скважин, величины заряда и расстояния между скважинами предложено много расчетных формул, однако они недостаточно надежны и ими поэтому пользуются редко.

В последнее время величину заряда в скважине, диаметр скважин и расстояние между ними определяют обычно на основе удельного расхода ВВ.

Если удельный расход ВВ для данных условий так или иначе установлен, то необходимую величину заряда в скважине (и отсюда диаметр ее) можно найти путем перемножения фактического объема породы, подлежащего взрыванию зарядом данной скважины, на удельный расход ВВ.

Отбойку руды глубокими скважинами ведут горизонтальными и вертикальными слоями. В каждом слое скважины располагают параллельно, веерообразно или «пучком».

Условия применения, достоинства и недостатки каждого способа расположения скважин будут рассмотрены при описании отдельных систем разработки.

В связи с внедрением отбойки глубокими горизонтальными скважинами возникла проблема механизации зарядки. Ручной способ зарядки составными забойниками не обеспечивает высокой производительности (40—60 *м* скважин диаметром 100 *мм* на 1 *чел-смену*).

Создано несколько отечественных конструкций механических зарядчиков.

На руднике им. Кирова комбината «Апатит» хорошо себя зарекомендовал пневматический зарядчик ПЗС-3 для зарядки восходящих скважин глубиной 40—50 *м* и диаметром 100—200 *мм* патронированными ВВ. Патроны в скважину подают дюралюминиевыми штангами, которые продвигаются вверх энергией сжатого воздуха. Производительность зарядки в смену до 1000 *кг* ВВ (около 140—150 *м* скважин). Для удержания патронов в скважине устанавливают через каждые два-три патрона резиновые парашюты прямоугольной формы (160×60×10 *мм*), изготовленных из отходов транспортерных лент. В скважину одновременно подается по 12—14 патронов ВВ заводского изготовления.

На ряде рудников (Высокогорский, «Молибден») высокие результаты показаны механизмом МПЗН-1 (НИПИГормаш), предназначенным для зарядки скважин любого направления диаметром 60—

150 *мм* и длиной до 50 *м*. Механизм крепится на распорной колонке. Алюминиевые шарнирные или трубчатые полиэтиленовые штанги подаются в скважину ротационным пневматическим двигателем с помощью непрерывной цепи. После включения механизма, в скважину подается патрон-боевик с детонирующим шнуром и шесть—восемь патронов ВВ. Патроны досылают до забоя и уплотняют. Процесс повторяется до полного заряжания скважины. Веер скважин можно зарядить с одной установки механизма. Телескопическая распорная колонка допускает применение механизма в выработках высотой от 2 до 3 *м*. Производительность механизма 100 *м* скважины в час. На его обслуживании занято два человека.

Механические зарядчики обеспечивают более высокую плотность заряжания, что повышает эффективность взрывных работ.

В определенных условиях хорошие показатели достигаются применением рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками. Испытания, проведенные на руднике им. Губкина (КМА), показали, что применение воздушных промежутков уменьшает на 10—15% удельный расход ВВ и снижает выход негабарита.

Параметры сетки скважин и показатели отбойки зависят от физико-механических свойств руды, диаметра скважин, мощности ВВ и ряда других факторов и будут подробно приведены при описании отдельных систем разработки.

Благодаря большой эффективности отбойка глубокими скважинами в последние годы почти полностью вытеснила отбойку камерными зарядами. Крупными недостатками последней являются значительный объем трудоемких работ по проведению минных выработок, трудностью контроля за полнотой отбойки руды у контактов и регулирования, сильный разрушительный сейсмический эффект взрывов. Наряду с высоким выходом рудной мелочи и пыли, при отбойке минными камерами обычно получается очень много негабарита.

Камерные заряды применяют в качестве основного или вспомогательного способа вместе со скважинами для массового обрушения целиков, когда для заложения минных зарядов можно использовать ранее пройденные в целиках выработки. Широко применяют камерные заряды также при посадке висячего или лежачего бока месторождения, так как в этих случаях степень дробления обрушающихся пород не имеет существенного значения.

Для сравнения приведем некоторые показатели этого способа отбойки.

На Тырныаузском комбинате камерные заряды применяли в качестве основного способа отбойки весьма устойчивых руд с коэффициентом крепости $f = 18—20$. Толщина отбиваемого слоя и расстояние между зарядами 8—10 *м*. Выход руды с 1 *м* минной выработки 150—200 *т*; расход ВВ на первичную отбойку 1,7 *кг/м*^{3}, на вторичное дробление 3—3,6 *кг/м*^{3}.

На руднике «Аляска-Джюно» (США) камерные заряды применяли в разнообразных по крепости рудах. При толщине отбиваемого

слоя 11—15 *м* и расстоянии между зарядами 11—12 *м* выход горной массы с 1 *м* минной выработки был равен 400—600 *т*. Расход ВВ на первичную отбойку 0,18 *кг/т*, на вторичное дробление 0,13 *кг/т*.

§ 5. ВЫПУСК И ДОСТАВКА РУДЫ

Общие сведения. Как было отмечено выше, доставкой руды принято называть перемещение ее тем или иным способом от места отбойки до откаточных выработок. Различают два основных вида доставки: под действием собственного веса и механизированную.

Доставка под действием собственного веса осуществляется по выработанному пространству, по настилам, рудоспускам, желобам, трубам.

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

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

При одной и той же системе разработки различные способы доставки применяют комбинированно.

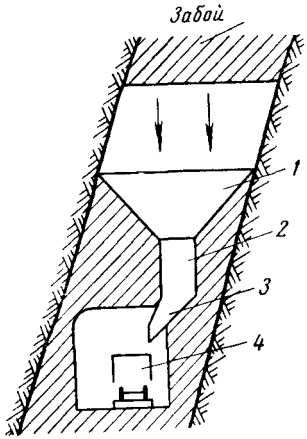


Рис. 41. Схема доставки под действием собственного веса:
1 — воронка; *2* — рудоспуск; *3* — люк; *4* — вагонетка

С процессом доставки связаны следующие сопутствующие ему операции:

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

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

машинную погрузку руды в доставочные агрегаты или непосредственно в откаточные сосуды.

Доставка под действием собственного веса. Минимальный угол наклона для передвижения руды под действием собственного веса составляет от 35 до 50° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразного и липкого материала, влажности руды, шероховатости поверхности, по которой происходит передвижение. Слегка влажная руда, содержащая тонкоизмельченный или липкий материал, по неровной шероховатой поверхности может перемещаться под действием собственного веса при угле наклона не меньше 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 собственного веса (рис. 41), например для систем с магазинированием руды, с отбойкой из подэтажных штреков, а для других, например для камерно-столбовой, столбовой систем разработки при пологом падении, доставка под действием собственного веса невозможна.

При многих системах разработки отбитая руда поступает в воронки и рудоспуски и через люки 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*, очень редко больше.

Длина рудоспуска составляет не менее 1,5 *м* во избежание быстрого разрушения рудного козырька над люком. Чем длиннее рудоспуск, тем чаще в нем образуются зависания руды — «пробки» и тем труднее их ликвидировать.

Доставка под действием собственного веса наиболее производительна, поэтому при выборе системы разработки и конструктивных ее элементов всегда стремятся использовать этот способ доставки по возможности на протяжении всего пути движения руды от места ее отбойки до откаточного горизонта (т. е. до погрузочных люков).

§ 6. ПОГРУЗОЧНЫЕ ЛЮКИ И ПИТАТЕЛИ

Погрузочные люки имеют разнообразные конструкции в зависимости от количества руды, которое должно быть пропущено через данный люк; необходимого срока службы люка; гранулометрического состава погружаемой руды; размеров откаточной выработки и способа ее крепления; емкости и размеров откаточного сосуда.

Конструкция люка должна быть прочной, надежной, безопасной и предусматривать простой способ ликвидации образующихся в рудоспуске заторов руды.

Люк состоит из днища *1* (рис. 42), люковых затворов *2*, привода *7* открывания люковых затворов, бортов *3*, лобовины *4*, отбойника *5* и рамы *6*.

Днище воспринимает большую нагрузку, поэтому изготовляется 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 изготовляют из рельсов, железобетона, а деревянные покрывают стальными полосами.

По типу затвора люки бывают: с плоскими поперечными задвижками (металлическими или деревянными) (рис. 43, *а*); с секторным затвором (рис. 43, *б*); с пальцевым затвором (рис. 43, *в*); с лотковым затвором (рис. 43, *г*); с цепным затвором (рис. 43, *д*); с комбинированным затвором (рис. 43, *е*).

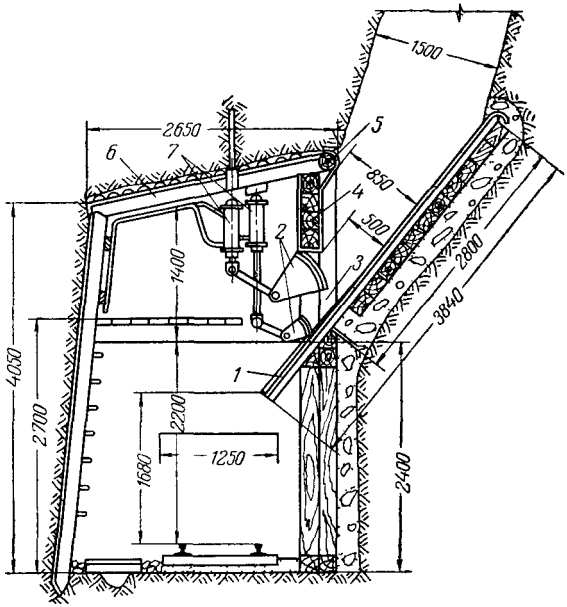


Рис. 42. Двухсекторный люковой затвор

Люки с поперечными задвижками имеют распространение при разработке маломощных жил в тех случаях, когда через люк требуется пропустить небольшое количество руды.

Затвор в люках такого типа может состоять из одной или нескольких поперечных досок, удерживаемых железными стержнями или досками, вкладываемыми в пазы боковых стенок люка. Верхние доски закрывают выпускное отверстие лишь наполовину; их выдвигают или приподнимают при попадании в люк крупных кусков руды, обычно же для погрузки отодвигают только нижнюю задвижку. Такие затворы работают хорошо, если в руде отсутствуют

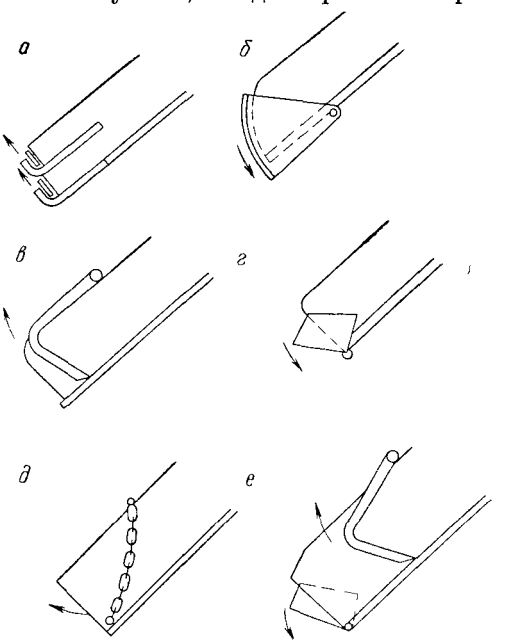


Рис. 43. Схемы основных типов люковых затворов

крупные куски. Основной недостаток их — низкая производительность погрузки.

Люки с секторным затвором, наиболее распространенные в практике, просты по конструкции, надежны в работе, пригодны для мелко- и крупнокусковой (до 300—400 *мм*) руды при большой и малой производительности. Затворы бывают одно- и двухсекторные.

Двухсекторный затвор (см. рис. 42) позволяет осуществлять дозировку, не дает просыпания, обеспечивает быструю погрузку руды с неравномерным по крупности составом. Затворами управляют с помощью пневматических цилиндров.

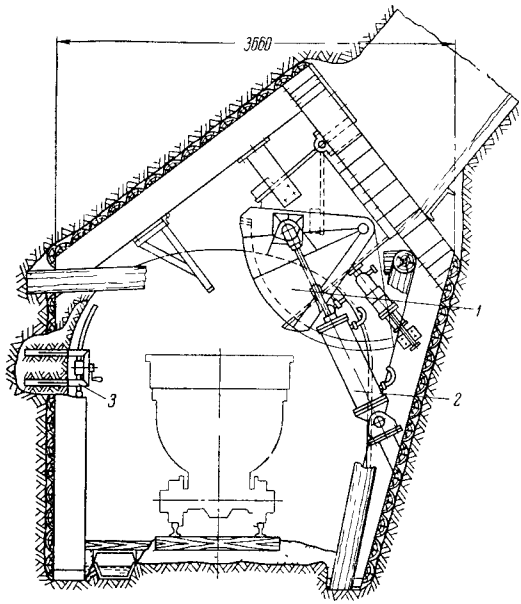


Рис. 44. Секторный затвор конструкции Гипрорудмаша

Односекторный затвор конструкции Гипрорудмаша (рис. 44) открывает люк при движении сектора *1* вниз. Управление пневмоцилиндрами *2* — дистанционное с пульта *3*.

Люки с пальцевым затвором применяют для крупнокусковой руды (до 1000 *мм*), как правило, в сочетании с большегрузными вагонетками. В затворе пять—семь «пальцев» *1* (рис. 45), каждый из которых сделан из изогнутых рельсов, имеющих шарнирное крепление. Опускание пальцев происходит под действием собственного веса, а поднятие с помощью пневматического цилиндра *4*, шток которого через трос *3* и цепи соединен с пальцами. Каждый палец опускается независимо от других и останавливается там, где встретит первый крупный кусок.

Достоинством пальцевых затворов являются быстрота погрузки, интенсивный выпуск руды, а также возможность выпускать очень крупные куски без дробления их в люке.

Люк с лотковым затвором применяют главным образом для мелкой руды. Затвор у этих люков представлен подвесным лотком, опускаемым вниз во время погрузки. Чаще лотковый затвор применяют в комбинации с другими типами затворов.

Люк с цепным затвором по принципу действия подобен пальцевому. Затвор состоит из пяти—семи якорных цепей длиной по 1,2—1,6 *м*, свободно подвешенных к стальному стержню в верхней части люка и снабженных цилиндрическими грузами внизу. Подъем цепей

осуществляется пневматическим цилиндром, шток которого связан с канатом, перекинутым через блок и соединяющим подъемные цепи.

Цепные затворы по сравнению с пальцевыми надежнее в работе, более просты по конструкции, лучше удерживают мелочь.

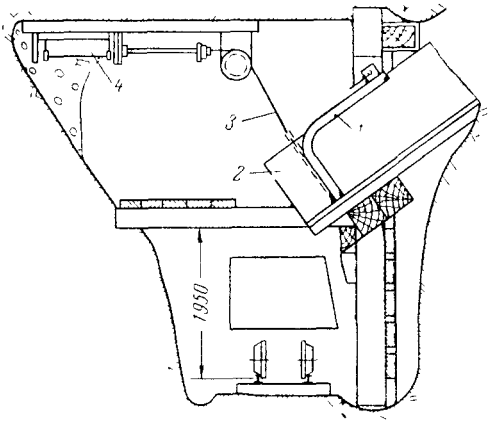


Рис. 45. Пальцевый затвор

Комбинированные затворы представляют собой сочетание лоткового затвора с секторным, пальцевым или цепным и применяются для выпуска руд неравномерной кусковатости. Комбинированные затворы (рис. 46) успешно работают на рудниках им. Губкина и Алтын-Топкан (лотково-секторные), «Молибден» и в Криворожском бассейне (лотково-пальцевый).

Несмотря на широкую распространенность, люковая погрузка руды имеет существенные недостатки; относительно низкую производительность, затруднительность выпуска при наличии негабаритных кусков, сложность, а иногда и опасность ликвидации зависаний

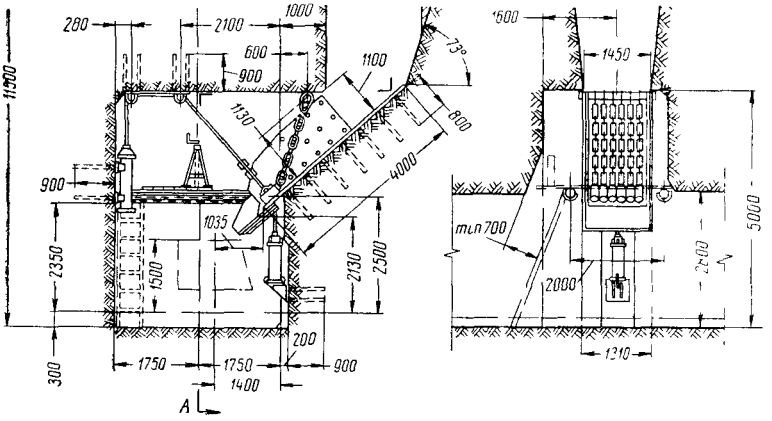


Рис. 46. Люк с комбинированным лотково-цепным затвором на рудниках комбината «Апатит»

руды. Часовая производительность люка составляет 15—250 *т*, в редких случаях достигает 500—600 *т*.

Поэтому в последнее время люковые устройства в ряде случаев заменяют питателями качающегося или вибрационного действия.

Качающийся питатель (рис. 47) конструкции ВостНИГРИ работает следующим образом. Руда из рудоспуска поступает на платформу-лоток *1*, совершающий 46 качаний в минуту с амплитудой 72 *мм*. Механизм качания *2* питателя приводится в действие от электро-

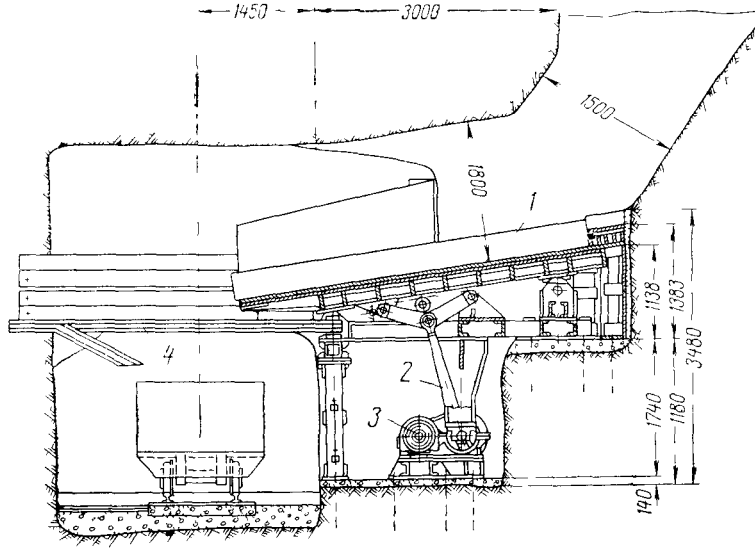


Рис. 47. Схема качающегося питателя

двигателя *3* мощностью 20 *квт*. Руда движется по питателю и поступает в вагонетку в результате качательных движений лотка. Скорость перемещения руды по лотку равна 60—80 *мм/сек*. Негабаритные куски задерживаются на грохоте *4*, где подвергаются дополнительному дроблению над порожней вагонеткой механическим бутобоем. При размере кондиционного куска 700 *мм* расстояние между колосниками грохота принимали равным 620 *мм*. Максимальные размеры кусков, доставляемых питателем, 1,8×1,6×1,2 *м*. Производительность питателя достигает 900 *т/ч*.

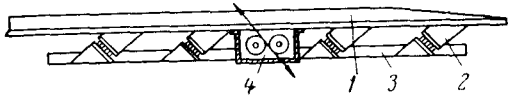


Рис. 48. Схема вибропитателя

Вибропитатель направленного действия (рис. 48) состоит из грузонесущего рабочего органа *1*, резино-металлических амортизаторов *2*, опорной рамы *3*, инерционного вибратора *4* и привода. Грузонесущий орган имеет форму лотка и представляет собой мощную сварную конструкцию, выдерживающую большие статические и динамические нагрузки. Амортизаторы, работающие на сдвиг, обеспечивают необходимую направленность колебаний (показаны стрелками) рабочего органа и связывают последний с жесткой металли-

ческой рамой. Опорная рама крепится обычно штанговой крепью к почве выпускной ниши (рис. 49).

Вибропитатели направленного действия устанавливают горизонтально или с наклоном до 10° в сторону выпуска. Производительность такого питателя превосходит 500 *т/ч*.

Институтом горного дела СО АН СССР разработаны виброустановки ненаправленного действия типа ВДПУ (рис. 50). Они представляют собой изготовленные из рельсов или стальных листов площадки, укладываемые непосредственно на почву выпускной выработки под углом до 17°. Вибрация этих площадок, не имеющих амортизационных устройств, служит вспомогательным средством для снижения действия сил внутреннего трения. Отсутствие упругой системы обусловливает неравномерные колебания площадки и перегрузку привода. Производительность этих установок до 300 *т/ч*.

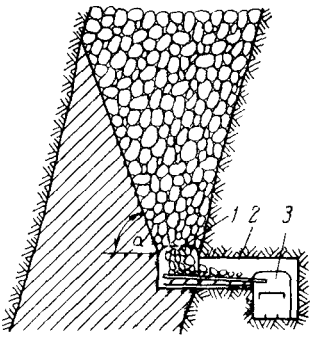


Рис. 49. Схема установки вибропитателя:

1 — подсечной штрек, *2* — ниша для вибропитателя, *3* — отка точный штрек

Большинство конструкций вибропитателей позволяет вести погрузку руды кусковатостью до 1000 *мм*. Негабаритные куски дробят взрывом накладных зарядов весом до 1 *кг* непосредственно на рабочем органе.

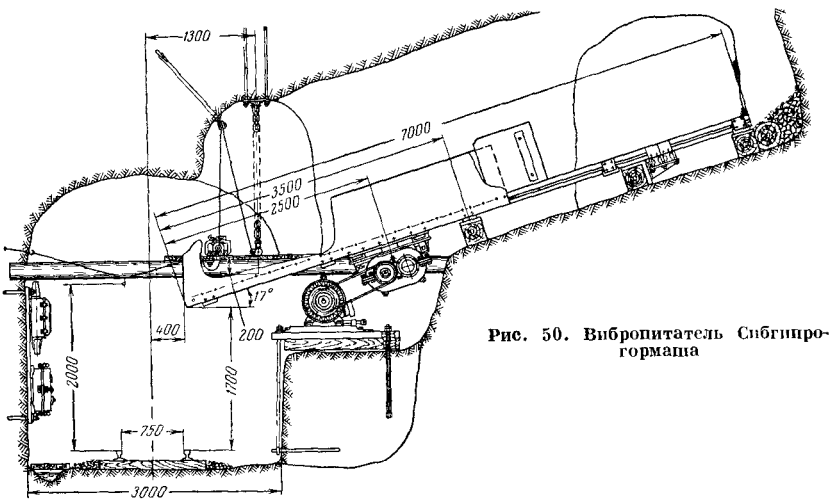


Рис. 50. Вибропитатель Сибгипрогормаша

Применение вибрационных и качающихся питателей позволяет улучшить истечение руды из рудоспусков и тем самым уменьшить трудовые затраты и увеличить производительность выпуска.

Например, на руднике «Каз» Кузнецкого металлургического комбината в результате применения качающегося питателя число зависаний на 1000 *т* выпущенной руды в одном из блоков, где применялся питатель, сократилось до пяти, против обычных 30—40, а трудоемкость выпуска снизилась с 30 *чел-смен* на 1000 *т* до 2,6 *чел-смен*.

Кроме рассмотренных видов питателей сконструированы цепные и пластинчатые питатели, находящиеся в стадии промышленных испытаний.

В ряде случаев выпуск и погрузка с помощью питателей заменяют с большим экономическим эффектом машинную погрузку руды и скреперную доставку. При этом нередко не только повышается производительность выпуска, но также упрощается схема нарезки и подготовки блока и уменьшается объем подготовительных работ.

Выпуск руды из рудоспусков с помощью питателей целесообразен только в тех случаях, когда возможна длительная эксплуатация виброустановки без ее демонтажа.

§ 7. ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ РУДЫ

Выпуск крупных кусков руды — негабаритов через питатели и тем более через люки практически невозможен. Разбивка их с помощью ВВ в люках или рудоспусках приводит к частым поломкам, продолжительным остановкам выпуска, засыпанию рудой откаточных путей.

На многих рудниках размер кондиционного куска принимают равным 300—400 *мм*. На рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, он обычно не превосходит 200—250 *мм*. В последнее время в связи с внедрением большегрузных вагонов и устройства подземных дробилок на рудниках, разрабатывающих мощные месторождения крепких руд, имеется тенденция к увеличению размера кондиционного куска до 1000 *мм*.

Вторичному дроблению руду подвергают непосредственно в очистном забое, в специальных выработках на горизонте дробления (грохочения) или на горизонте скреперования.

Вторичное дробление руды непосредственно в очистном забое возможно только при отбойке неглубокими шпурами, когда глыб получается немного, например в тонких жилах, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

Конструкция горизонта вторичного дробления. Камеры дробления располагают либо в кровле откаточных выработок, либо на специальном горизонте дробления (грохочения) в 4—8 *м* над кровлей выработок основного горизонта.

Камеры дробления первого типа применяются только при небольшом объеме работ по дроблению руды. При большом объеме работ — камеры второго типа.

На рис. 51 изображено устройство горизонта дробления в крутопадающем мощном рудном теле. Выше кровли откаточного штрека *1* на 4—6 *м* проводится штрек *2* горизонта дробления, соединенный с камерами дробления *3* ходками *4*. Устья рудоспусков *5*, соединяющих камеру дробления с откаточным штреком, перекрывают грохотом *6*. Рудоприемные воронки *8* соединены с камерами дробления дучками *7*.

Основанием грохота служат деревянные брусья (бревна), в которые врезаются четыре-пять рельсов. При сильно кусковатой руде колосники грохота изготовляют из строенных рельсов, стянутых

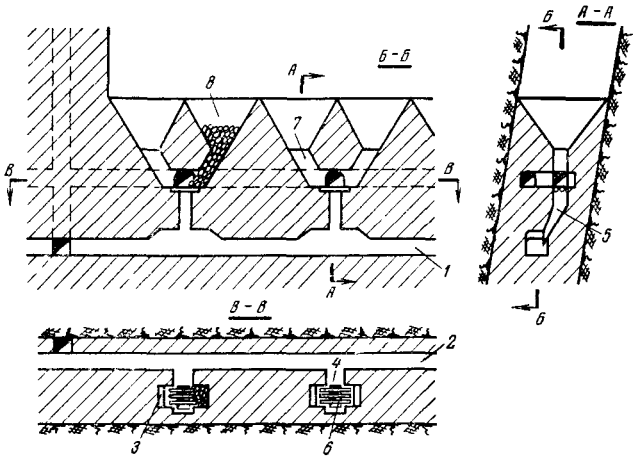


Рис. 51. Схема горизонта дробления с двусторонним выпуском руды

хомутами и уложенных на двутавровые балки. Просвет между колосниками грохота 300—450 *мм*. Грохот устанавливают с уклоном от дучки 3—5° для облегчения выпуска руды. При нарушении козырька грохот устанавливают с уклоном в сторону дучки, что устраняет чрезмерное засыпание грохота рудой. Иногда грохот делают из труб (рис. 52), внутрь которых вставлены деревянные сердечники. Грохот такой конструкции очень прочен и может быть рекомендован для широкого применения.

В процессе выпуска в горловине воронки (в месте сопряжения ее с дучкой) нередко образуются «пробки» из крупных глыб, ликвидация которых требует применения взрывных работ. Вес отдельного заряда составляет 2—5 *кг*, но иногда достигает 20—30 *кг*. За период существования камеры грохочения в ней взрывают несколько тонн ВВ. Это вызывает, даже в крепких монолитных рудах, износ незакрепленных козырьков (см. рис. 51). Поэтому в большинстве случаев камеры грохочения крепят в недостаточно устойчивых рудах металлической станковой крепью, а в более устойчивых — штанговой.

Выработки горизонта дробления необходимо устраивать таким образом, чтобы доступ к ним был удобен, передвижение по ним безопасным, а газообразные продукты взрыва быстро удалялись из каждой камеры. Грохот должен быть расположен с таким наклоном,



Рис. 52. Грохот из труб с деревянным сердечником

чтобы руда при развале под углом естественного откоса покрывала не больше двух третей его площади.

Емкость рудоспусков можно увеличить, придав им большее сечение по всей длине или воронкообразно расширив только в верхней части.

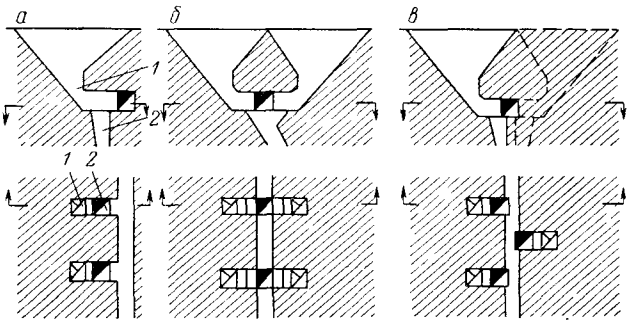


Рис. 53. Конструкции горизонтов грохочения:
1 — дучка; *2* — рудоспуск

Конструкция горизонта вторичного дробления зависит от мощности месторождения, применяемой системы, размера камер и целиков. Кроме одностороннего Т-образного расположения камер грохочения возможны и другие: односторонние (рис. 53, *а*), двустороннее симметричное (рис. 53, *б*), двустороннее шахматное (рис. 53, *в*), а также одно- и двустороннее Г-образное.

Вторичное дробление негабаритных кусков, прошедших через дучку, осуществляют накладными или шпуровыми зарядами ВВ, иногда вручную — тяжелыми молотами. Ручное дробление возможно только при небольшом объеме работ или как вспомогательный способ для дробления некрупных, разбитых трещинами глыб.

Взрывание накладным зарядом не требует бурения, но связано с повышенным расходом ВВ. Применение этого способа дробления целесообразно при хрупкой и трещиноватой или слоистой руде.

Дробление габаритов зарядами ВВ на грохотах вызывает их поломку, требует затрат времени на проветривание после взрыва.

Были сделаны попытки дробления негабарита термитом. Разрушение происходит в результате выделяемого термитом при горении тепла и протекает без разлета мелких кусков и образования вредных газов и пыли. Применяют как накладные, так и шпуровые заряды термита. Негабарит объемом 0,2—0,4 $м^3$ разрушается на три-четыре части накладным зарядом термита весом 4—5 *кг* за 5—6 *мин*. Расход термита при шпуровых зарядах в семь-восемь раз меньше.

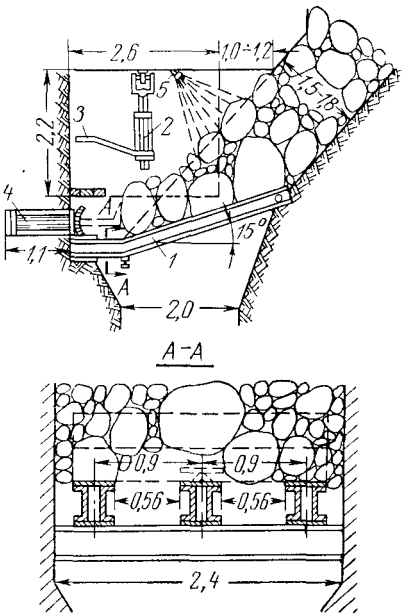


Рис. 54. Конструкции камеры грохочения:

1 — качающийся колосник грохота; *2* — бутобой; *3* — водило бутобоя; *4* — пневматический толкатель; *5* — ороситель

Вторичное дробление на горизонтах грохочения возможно с помощью «пневматических бутобоев» (рис. 54). Грохот изготовляется из металлических сварных колосников. Верхний конец одного или двух колосников крепится на валу обвязки рамы, а второй — совершает 50—60 качаний в минуту в вертикальной плоскости с помощью пневматического цилиндра. Негабаритные куски дробят пневматическим бутобоем типа БП-2, который перемещается по монорельсу. При сменной производительности бутобоя 50—100 *т* и выходе негабарита 20% пропускная способность грохота составляет 250—500 *т*. Очистка горизонтальной части колосникового грохота осуществляется пневматическим толкателем.

Положительные результаты получены в последние годы по дроблению негабаритов электрофизическими методами — токами высокой и низкой частоты, электро-гидровзрывным.

Дробление руды осуществляют также и в выработках горизонта скреперования.

§ 8. МАШИННАЯ ПОГРУЗКА 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 пологопадающих месторождений;

выпущенной через рудоспуск на почву откаточного горизонта;

в доставочные агрегаты: самоходные вагонетки, конвейеры и т. п., транспортирующие руду до откаточных выработок или рудоспусков.

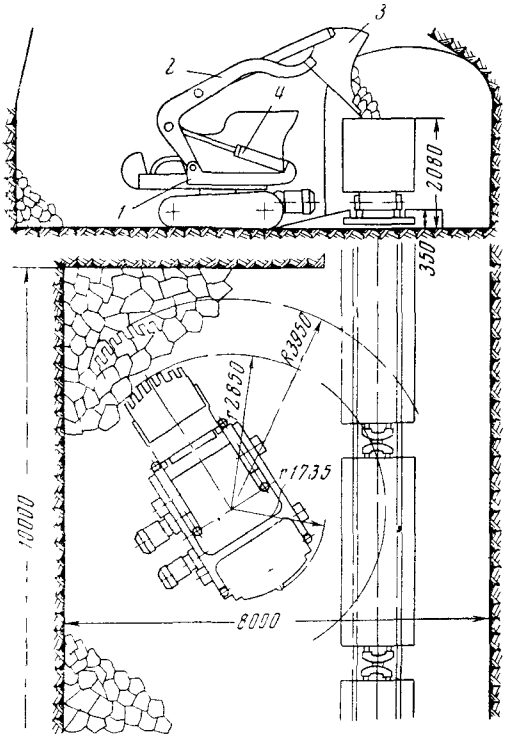


Рис. 55. Схема установки подземного экскаватора ЭПГ-1 в забое

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 погружаемого материала погрузочные машины разделяют на три основные группы: с нижним (табл. 6), с боковым и с верхним захватом.

Сменная производительность погрузочных машин с боковым захватом, обслуживаемых самоходной челночной вагонеткой, составляет 400—600 *т*.

На погрузке руды в подземных выработках применяют также экскаваторы с ковшом емкостью 0,5—3 $м^3$. Их принципиальное отличие от других погрузочных машин состоит в том, что для разгрузки ковш вместе с платформой поворачивается на необходимый угол (до 180°) к откаточному сосуду.

В СССР созданы экскаваторы нескольких типов, предназначенных для работы в подземных горных выработках (Э-504, Э-6514, ЭПГ-1 и др.).

Таблица 6

Техническая характеристика погрузочных машин

Показатели	Марка погрузочной машины					
	ПМЛ-9	ППН-4к *	МГЛ-3	ПНБ-3К	18Н-2Н (фирмы «Джой»)	ПНР-1
Способ захвата	Нижний ковшовый		Боковой		Загребающими лапами	
Способ передвижения	Колесный (рельсовый)	Гусеничный				
Привод	Пневматический	Электрический				
Емкость ковша, *м*³	0,35	0,8—1	—	—	—	—
Тип конвейера	Без перегружателя		Ленточный	Скребковый		Два пластинчатых
Скорость движения ленты конвейера, *м/сек*	—	—	—	1	1	—
Мощность двигателей, *квт*	25,4	84	15,7	86,8	81,8	72,5
Размеры, *мм*:						
длина	3400	3750	4520	8500	8100	9890
ширина	1400	1500	1000	2000	1950	2400
высота	2760	3000	1050	1800	1620	2150
Скорость передвижения машины, *м/мин*	—	—	—	10,9	19	—
Максимальный размер погружаемого куска, *мм*	600—700	1000—1500	—	600	600	1000
Производительность (техническая), *м*³/*ч*	40	90—120	12—18	180	180	300

* Опытно-промышленный образец.

Малогабаритный самоходный (гусеничный) экскаватор ЭПГ-1 создан Днепропетровским проектно-конструкторским технологическим институтом. Емкость ковша экскаватора 1 $м^3$, производительность (техническая) 135 $м^3/ч$, вес 25 $т$. Основные размеры в транспортном положении: длина 4700 $мм$, ширина 2084 $мм$, высота 2350 $мм$. Для погрузки горной массы платформа экскаватора



Рис. 56. Погрузочно-доставочная машина фирмы «Джой»

(рис. 55) поворачивается к забою, рукоять *2* с помощью гидравлических цилиндров *4* опускается вниз и ковш *3* внедряется в породу.

Особую группу машин составляют погрузочно-доставочные агрегаты (рис. 56), выполняющие операции погрузки, доставки и разгрузки руды.

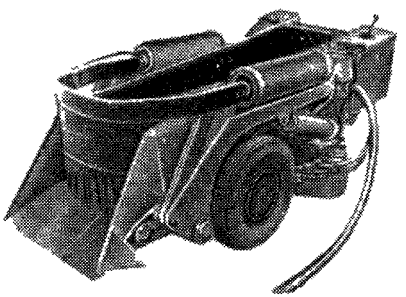


Рис. 57. Погрузочно-доставочный агрегат фирмы «Атлас-Копко»

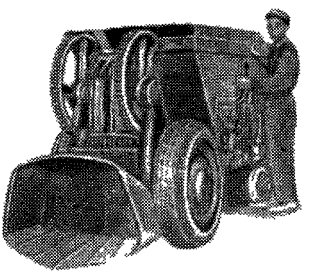


Рис. 58. Погрузочно-доставочная машина ПДВ-2

Отечественной промышленностью выпущены погрузочно-доставочные машины МПДР-0,12 ковшового типа на гусеничном ходу и гребкового типа ПДВ-2 на колесном ходу (рис. 57). Создана и испытана вибрационная погрузочно-доставочная машина ВПДН-1.

Погрузочно-доставочные машины с кузовом емкостью 1—2 $м^3$ дают хорошие показатели при относительно небольших расстояниях доставки 30—50 $м$. Мощные погрузочно-доставочные машины применяют при расстояниях транспортирования до 300 $м$.

Погрузочно-доставочный агрегат фирмы «Атлас-Копко» по принципу загрузки ковша (емкостью 0,1—0,2 $м^3$) и его разгрузки сходен с машиной ПМЛ-5. Кузов емкостью 1,75 $м^3$ разгружается

Таблица 7

Характеристика погрузочно-доставочных машин

Показатели	МПДР 0,12	ПДВ-2 (МПД-1)	ПДН-3 *	Фирма «Эймко Корпорейшн»	Фирмы «Джой»	
					TL-45	TL-110
Погрузочный орган	Ковш	Гребок	Ковш		Гребок	Ковш
Способ передвижения	Гусеничный		Колесный		—	—
Емкость ковша, $м^3$	0 12	—	1,4	0,25	—	1,5
Емкость кузова, $м^3$	1,3	1,0	6,0	1,13	—	8 4
Привод	Пневматический		Электрический (дизельный)	Электрический (пневматический)	Дизельный	
Мощность двигателей, *л. с.*	19,6	30,0	—	40	90	220
Скорость передвижения, *км/ч*	—	—	—	5,7	До 30	До 32
Размеры, *мм*:						
длина	3050	3000	7500	3480	7240	8000
ширина	1380	1400	2500	1800	2390	3050
высота	1890	1800	2800	2140	1980	3050
Радиус разворота (внешний), *м*	—	—	—	—	7 0	8 8
Вес, *т*	3,6	3 0	20	-	—	—
Производительность, $м^3/ч$ при расстоянии доставки, *м*:						
25	—	11 0	112 0	—	—	—
50	10,5	9 0	97 0	—	—	—
135	—	—	—	—	30	—
120	—	—	—	—	—	50
330	—	—	—	—	20	—

* Проектные данные.

опрокидыванием его назад. Производительность агрегата 20—25 $м^3/ч$ при расстоянии транспортирования 20—30 *м*.

В табл. 7 приведены показатели отечественных и зарубежных погрузочно-доставочных машин.

Машины фирмы «Джой» имеют мощный дизельный привод с очисткой выхлопных газов. Преодолеваемый уклон в грузовом направлении до 15%, в порожняковом — до 27%.

§ 9. МЕХАНИЗИРОВАННАЯ ДОСТАВКА

Одним из наиболее распространенных механизированных способов является скреперная доставка.

Простота устройства, небольшая стоимость скреперного оборудования, легкость его перестановки, надежность в работе, небольшие расходы на ремонт, самые разнообразные условия применения, возможность совмещения доставки с погрузкой являются большими 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 емкости. Для доставки мелкокусковой руды используют ящичные скреперы, для тяжелых и крепких руд — гребковые. В настоящее время распространены литые скреперы и шарнирно складывающиеся скреперы гребкового типа.

Наиболее распространены скреперы емкостью 0,2—0,5 $м^3$, реже 0,6—1,0 $м^3$. Мощность скреперных лебедок 10—100 *квт*. Скреперные установки используются для доставки руды непосредственно в очистном пространстве от забоя до рудоспуска или погрузочного полка (люка); на горизонте скреперования от дучек (рудоспусков) до погрузочных полков или рудоспусков.

Скреперы используют также для доставки в очистное пространство закладочного материала.

Обычно конструкция системы разработки предусматривает одинарное скреперование руды по прямой в одном направлении, но нередки случаи, когда выработки, по которым скреперуют руду, расположены 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, пользуются трехбарабанными скреперными лебедками.

Схемы скреперования тесно связаны с технологией очистных работ и с конструкцией системы разработки и рассматриваются при их описании.

Длина скреперования обычно колеблется от 8 до 40 *м* и редко достигает 70—80 *м*. Чем меньше емкость скрепера, тем меньше должно быть среднее расстояние доставки (табл. 8).

Таблица 8

Основные данные скреперной доставки на некоторых рудниках

Рудники	Кондиционный кусок, *мм*	Выход негабарита, %	Длина скреперования, *м*	Мощность лебедки, *квт*	Коэффициент использования установки	Производительность, *т/смену*
Дегтярский	400	10—15	25—30	28	0,2—0,3	100—120
Им. Кирова .	500	15—20	72	75	0,30	230
			28		0,32	352
Южно-Коробковский	900	15	30	55—75	0,4	200—400
«Сулливан» (Канада)	600	—	35	22—24	—	200
«Элен» (Канада)	—	—	36	93	—	300—420

Широкое распространение в настоящее время получила доставка руды по горизонту скреперования (рис. 59). В этом случае руда в рудоприемные воронки *1* и дучки *2* поступает под действием собственного веса, а затем скрепером транспортируется по штреку *3* (орту) до откаточной выработки. Штрек скреперования *3* располагают либо непосредственно в кровле откаточной выработки, либо на несколько метров выше: штрек скреперования в последнем случае соединяют с откаточной выработкой рудоспуском.

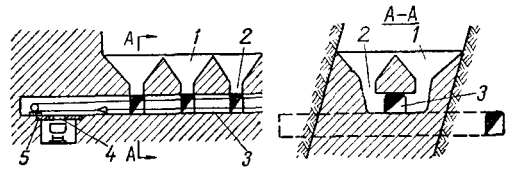


Рис. 59. Схема горизонта скреперования

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*.

Выпуск руды через горизонт скреперования по сравнению с выпуском через горизонт вторичного дробления облегчает и делает более безопасными условия труда рабочих, занятых на выпуске руды; уменьшает толщину днища и объем подготовительных работ за счет ликвидации рудоспусков.

Недостатком выпуска на горизонт скреперования по сравнению с выпуском на горизонт дробления является более сложный контроль за количеством руды, выпущенной из каждой дучки.

Вследствие многих недостатков область применения скреперной доставки в последние годы сужается и ее часто заменяют доставкой конвейерами или самоходными вагонетками.

Доставка конвейерами по сравнению со скреперной более производительна. Системой конвейеров можно обеспечить перемещение полезного ископаемого от забоя непосредственно до поверхности.

Доставка ленточными конвейерами целесообразна при малоабразивной мелкокусковатой руде. Доставочные конвейеры изготовляют длиной 50—150 *м* с шириной ленты около 700 *мм*. Ленточные конвейеры допускают подъем под углом до 20°. Специальные типы лент (гофрированные) позволяют транспортировать руду под углом до 30—40°.

Одним из направлений более широкого внедрения ленточных конвейеров является создание высокопрочных и износостойких лент. Наиболее перспективными являются ленты из синтетических материалов, армированных стальными тросами. Прочность таких лент в 20—30 раз выше обычных.

Созданы специальные виды ленточных конвейеров: ленточно-канатные, ленточно-цепные и ленточно-колесные (изгибающиеся). В основном их применяют в главных выработках; как доставочные они распространения не получили.

Более приспособлены для доставки крупнокусковатых и абразивных пород, прочнее и надежнее в работе пластинчатые и скребковые конвейеры.

Рабочая часть пластинчатых конвейеров состоит из металлических пластин, прикрепленных к тяговым цепям, шарниры которых снабжены ходовыми катками. Производительность пластинчатых конвейеров (ПК-700, ПТ-60, КСО-60) составляет 400—500 *т* за час чистой работы.

Скребковые конвейеры состоят из укрепленного на станине открытого желоба, тягового элемента со скребками, проталкивающими по желобу транспортируемую породу, приводного и натяжного устройств.

По сравнению с ленточными скребковые конвейеры имеют меньшую высоту, проще в переноске и наращивании, допускают подъем материала до 35°.

Высокий расход энергии, измельчение транспортируемых материалов, ограниченная длина доставки и сильный износ желоба и скребков составляет существенные недостатки скребковых конвейеров.

Специальные конструкции скребковых и пластинчатых конвейеров допускают установку их «под завалом», когда руда поступает на конвейер непосредственно из дучки или рудоспуска без всякого регулирования выпуска, аналогично установке вибропитателей.

В последние годы созданы и прошли промышленные испытания цепные скребковые конвейеры марок КР-60, КРЦ-3, КДЦ-30 и др. с нижней несущей ветвью. Они предназначены для замены скреперной доставки на горизонтах скреперования.

Конвейер КДЦ-30 конструкции НИПИГормаш (рис. 60) состоит из двух круглозвенных тяговых цепей *7* со скребками *14*. Цепи приводятся в движение от главного вала с приводными звездочками *6*, вращение которым передается от двигателя *1* мощностью 55 *квт* через предохранительную муфту *2*, редуктор *3* и роликовую цепную передачу *5* с промежуточными звездочками *4*.

Нижняя рабочая ветвь цепи скользит по настилу на почве доставочной выработки, верхняя — поддерживается у кровли выработки направляющими устройствами *13*. Требуемое натяжение цепей осуществляется натяжным устройством *12*.

Руда самотеком поступает на рабочую ветвь конвейера и транспортируется скребками и цепью со скоростью 0,22 *м/сек* к загрузочному лотку *11*, через который поступает в вагонетку. Крупные куски руды, не прошедшие между цепями и скребками, попадают на короткий пластинчатый конвейер *10*, приводимый в движение

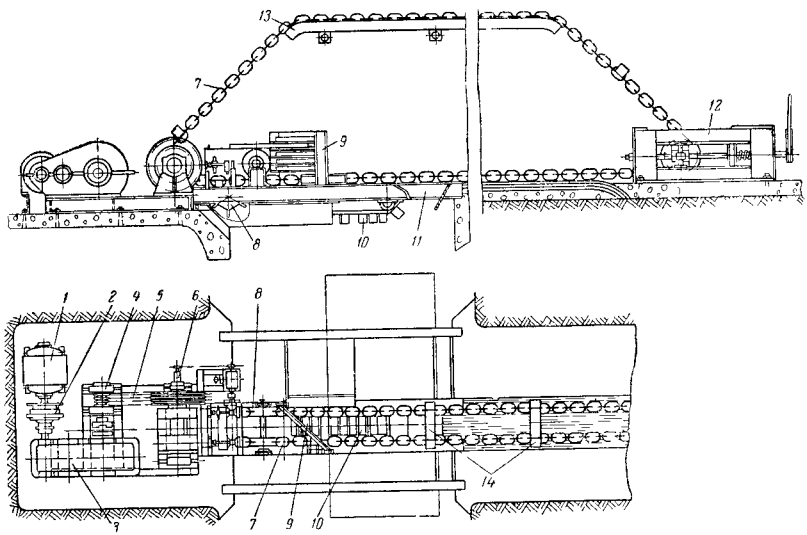


Рис. 60. Цепной скребковый конвейер КДЦ-30

тяговыми цепями, поднимаются до уровня верхней кромки цепей и сбрасывателем *9* сталкиваются в бункер. Звенья цепей очищаются от рудной мелочи звездочкой *8*.

Промышленные испытания цепных конвейеров (рис. 61) показали производительность до 500 *т/ч* при средней эксплуатационной производительности около 200 *т/ч*.

Цепные конвейеры допускают введение взрывных работ в непосредственной близости от конвейера и дробление негабаритов накладными зарядами на конвейере.

Новым направлением в доставке руды является применение в и б р о к о н в е й е р о в, которые по принципу действия и устройства аналогичны вибропитателям, но имеют большую длину.

Виброконвейер ВК-2 конструкции НИГРИ имеет длину 11 *м*. Виброконвейер КВС конструкции Гипрорудмаш состоит из секций с индивидуальными приводами длиной по 2100 *мм*. Конвейеры устанавливаются под бетонированными дучками (не под завалом). При

угле наклона 8° производительность виброконвейера КВС достигает 500—700 *т/смену*.

Доставка в самоходных вагонетках (см. табл. 9) применяется при расстояниях транспортирования в пределах от 40 до 500 *м*. Таким образом, самоходные вагонетки целесообразны не только для доставки руды, но и для основного транспорта по откаточным выработкам небольшой протяженности.

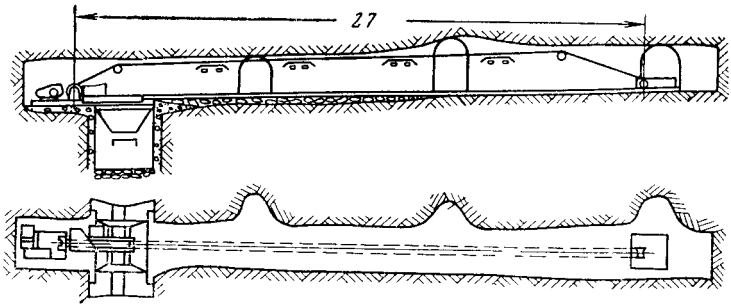


Рис. 61. Установка цепного конвейера в доставочном штреке

Привод самоходных вагонеток может быть электрический (питаемый от аккумуляторов или сети через кабель), дизельный, дизель-электрический и пневматический. Применение вагонеток с дизельными двигателями требует хорошего проветривания выработок

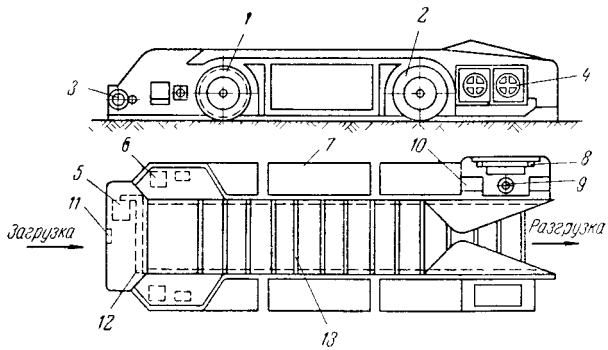


Рис. 62. Самоходная челночная вагонетка:

1 — ведущее колесо; *2* — ведомое колесо; *3* — цепная передача; *4* — выключатели; *5* — двигатель разгрузочного конвейера; *6* — тяговый двигатель; *7* — аккумуляторная батарея; *8* — пульт управления; *9* — рулевое управление; *10* — сиденье водителя; *11* — светильник; *12* — приводной вал конвейера; *13* — звено скребкового конвейера

и использования специальных аппаратов для очистки выхлопных газов. Ход у большинства вагонеток пневмоколесный.

По способу разгрузки (и загрузки) различают два основных типа самоходных сосудов. Дном первых — челночных вагонеток служит скребковый конвейер (рис. 62), в процессе загрузки разравнива-

ющий, а затем выгружающий транспортируемую руду или породу. Поскольку загрузка производится с одного конца, а разгрузка с другого, вагонетка движется между забоем и местом разгрузки возвратно-поступательно без разворотов, почему и получила название челночной.

Второй тип сосудов — «самосвалы» разгружаются опрокидыванием.

Вагонетки с конвейерной разгрузкой имеют более сложную конструкцию, менее надежны в работе и имеют меньший срок службы по сравнению с самосвалами. Кроме того, разгрузка «самосвала» осуществляется в два-три раза быстрее, чем челночной конвейерной вагонетки такой же грузоподъемности. Преимущество челночных вагонеток состоит в возможности их загрузки и разгрузки в выработках небольшого поперечного сечения.

Для работы в стесненных условиях выпускают челночные самосвалы с боковой разгрузкой.

В некоторых типах вагонеток разгрузка осуществляется путем выталкивания породы подвижной передней стенкой.

Если позволяют размеры выработок, в подземных условиях иногда применяют обычные автосамосвалы (рис. 63), оборудованные окислителями выхлопных газов.

Таблица 9

Характеристика некоторых самоходных вагонеток

Показатели	Марка вагонетки		
	«Джой-60», «Джой 60ES-1»	20RC-4	ВС-20 (Гипроуглегормаш)
Грузоподъемность, *т*	10—14	20	20
Вес порожнего вагона, *т*	—	18	15
Размеры, *мм*:			
длина	7350	8200	8000
ширина	2580	2750	2500
высота	1430	1500	2000
Скорость движения, *км/ч*	3—6	до 20	7—10
Суммарная мощность двигателей	45 *квт*	75—135 *л. с.*	75 *квт*
Подъем, преодолеваемый вагоном, *град*	5—7	—	10
Тип	Электрическая, кабельная	Дизельная	Электрическая, троллейно-кабельная

Производительность самоходных вагонеток (табл. 9) кроме конструктивных данных и способа загрузки в значительной степени зависит от расстояния доставки (рис. 64) — см. кривую *1* для вагона ВС-20 и кривую *2* для 10-тонной вагонетки «Джой 60-Е».

Иные способы доставки, кроме рассмотренных, применяются редко и обусловлены специфическими условиями применяемой

системы разработки. Например, имеют место единичные случаи доставки подвесными (монорельсовыми) вагонетками, а также по желобам. Только в исключительных случаях, в тесном призабойном пространстве с небольшим расстоянием уборки применяют ручную доставку перелопачиванием и отгребкой руды.

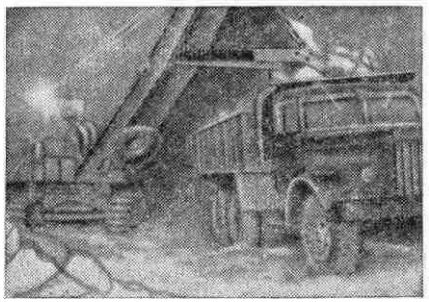


Рис. 63. Погрузка гипса экскаватором в 10-тонной автосамосвал на шахте Новомосковского гипсового комбината

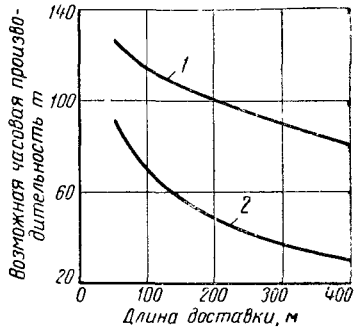


Рис. 64. График зависимости производительности доставки горной массы самоходными вагонетками от длины доставки

§ 10. ПОДДЕРЖАНИЕ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

В результате проведения горных выработок равновесно-напряженное состояние горных пород, в котором они находятся 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 этих факторов 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.

Среди этих факторов 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 висячего 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 пластическую их деформацию — вспучивание пород, разрушение целиков и др.

Совокупность мероприятий по предупреждению вредных последствий от проявления горного давления в подземных выработках для 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.

При подземной разработке рудных месторождений поддержание выработанного пространства является одной из основных операций и имеет целью предотвратить на определенное время массовое сдвижение пород, окружающих выработанное пространство, и тем самым обеспечить безопасные и удобные условия работы людей в рабочем пространстве блока и в примыкающих к нему выработках.

Правильный выбор способа поддержания при очистной выемке имеет исключительно важное значение. 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, потере руды и росту ее разубоживания, аварийному состоянию блока и остановке работ в нем. Между тем при правильном подборе размеров обнажения бока и кровля, сложенные теми же породами, могут долго стоять без искусственного поддержания.

Поэтому правильный подбор 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 висячего бока) по мере производства очистной выемки (рис. 65). Если для поддержания пород при небольшом пролете достаточно обычное крепление стойками, то с увеличением пролета давление постепенно возрастает и, наконец, становится настолько сильным, что крепь

разрушается не только в отдалении от забоя, но и непосредственно в рабочем пространстве. Снизить давление на забой и стоящую вблизи него крепь можно, уменьшив пролет обнажения обрушением кровли. Кровлю обрушают путем удаления («выбивки») крепи.

Допустимая длина консоли зависит от свойств пород и мощности месторождения. Соответственно этому расстояние, через которое производится обрушение пород — ш а г о б р у ш е н и я, бывает неодинаково.

Характер обрушения кровли также различен: слабые породы опускаются быстро и спокойно при выбивке крепи на небольшой площади, крепкие — обрушаются только на больших участках, причем иногда внезапно.

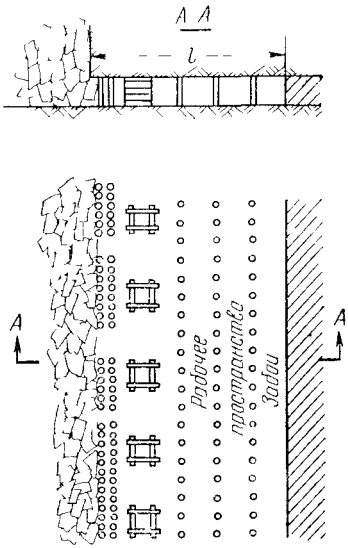


Рис. 65. Разработка с обрушением кровли

Сущность обрушения вмещающих пород по мере выемки рудного тела тесно связана с самим процессом очистной выемки и детально может быть уяснена лишь при изучении соответствующих систем разработки с обрушением.

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 кровли. Практически от этой величины часто приходится отступать в меньшую или бóльшую 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 со временем может выветриваться и ослабевать.

Недооценка интенсивности очистной выемки часто приводит к возрастанию расходов по креплению, а также потерь и разубоживания руды, увеличению числа несчастных случаев, снижению производительности труда.

Выбирая направление очистной выемки в пределах этажа или шахтного поля, принимают, при прочих равных условиях, такой порядок, при котором требуется меньший срок существования выработок в отработанных блоках (вентиляционных, ходовых и т. п.). Быстрое погашение блока позволяет увеличивать размеры очистных камер, уменьшать расходы на поддержание.

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 можно существенно улучшить 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 оказывает он на окружающий массив, вызывая растрескивание пород кровли и боков. В связи с этим иногда приходится отказываться от применения глубоких шпуров (скважин) и мощных зарядов, уменьшать диаметр шпуров, изменять 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 о х р а н н ы е, оставляемые для охраны от обрушения стволов и сооружений; м е ж д у э т а ж н ы е, оставляемые над и под выработками основного горизонта разрабатываемых этажей; м е ж д у б л о к о в ы е, оставляемые на границе между двумя соседними блоками; в н у т р и з а б о й н ы е, оставляемые внутри очистного пространства камеры или выемочного участка.

М е ж д у э т а ж н ы е целики оставляют обычно временно на период отработки этажа или его части для поддержания очистного пространства и подготовительных выработок (рис. 66). Междуэтажный целик состоит из п о т о л о ч и н ы камеры (или подштрекового целика) и д н и щ а (надштрекового целика) вышележащего этажа. Потолочина обычно бывает сплошной, а днище изрезано рудоприемными воронками и рудоспусками.

Междуэтажный целик, кроме сохранения необходимых для вентиляции выработок, препятствует проникновению в камеру обрушенных на вышележащем этаже вмещающих пород.

М е ж д у б л о к о в ы е ц е л и к и, так же как и междуэтажные, служат для поддержания подготовительных выработок,

например восстающих, и одновременно являются опорой обнаженных боков и кровли очистного пространства.

Если блок состоит из одной камеры, то междублоковый целик называют междукамерным. Междукамерные целики бывают сплошными или прерывистыми, изрезанными ходками, буровыми и прочими выработками.

При разработке пологопадающих месторождений (рис. 67) 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

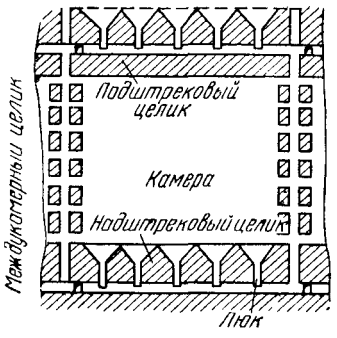


Рис. 66. Междуэтажные и междукамерные целики в крутопадающем рудном теле

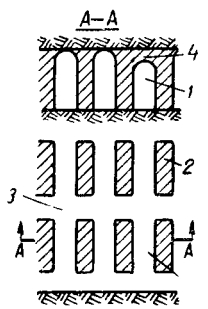


Рис. 67. Междукамерные целики при пологом залегании пласта

длинные целики называют л е н т о ч н ы м и. Если налегающие породы устойчивы, то руду вынимают до кровли; если же они недостаточно крепки, то над камерой оставляют п о д к р о в е л ь н ы й ц е л и к *4*.

В н у т р и з а б о й н ы е ц е л и к и особенно 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 металлов внутризабойные целики располагают через определенные расстояния с более или менее постоянными размерами и формой, или без соблюдения постоянства формы и размера целиков.

Размеры камер и междукамерных целиков изменяются в широких пределах в зависимости от назначения целиков, устойчивости руды и пород, мощности месторождения и глубины разработки и др.

На руднике им. Коминтерна (Криворожский бассейн) при крепости руды $f = 6—7$ и вмещающих пород $f = 8—10$ безопасные условия обеспечивались при следующих площадях обнажения ($м^2$) в зависимости от глубины разработки:

	307 *м*	367 *м*	437 *м*
Для висячего бока	900—1000	800—900	700—800
Для потолочины	700—800	600	500

На глубине 517 *м* из-за снижения устойчивости вынуждены были этаж отрабатывать двумя обособленными по высоте камерами.

Акад. Л. Д. Шевяковым, проф. В. Д. Слесаревым и др. разработаны методы расчета целиков (в основном для горизонтальных и пологопадающих месторождений). Однако учесть в расчетах многообразие горногеологических и производственных условий, влияющих на устойчивость целиков, очень трудно, поэтому оптимальные размеры целиков выявляют только в процессе эксплуатации месторождения. Иногда размеры целиков определяют в результате моделирования.

Поддержание рудными целиками — простой и экономичный способ. Однако применение его в ценных, а иногда и средней ценности рудах нецелесообразно вследствие значительных потерь руды. Даже если целики впоследствии отрабатывают, потери руды в процессе отработки достигают 50—60%. Поэтому в последнее время при разработке ценных руд стали применять искусственные целики, возводимые путем заполнения бетоном заранее созданных камер. После затвердевания бетона руду между этими искусственными целиками извлекают.

Поддержание целиками становится недопустимым при большой глубине разработки (700—800 *м* и более), когда возникает «стреляние» горных пород.

Это явление характеризуется внезапным выбрасыванием с большой скоростью отдельных кусков породы, а иногда и значительных масс 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, будет способствовать увеличению подобных явлений. Поэтому на значительных глубинах используют в основном поддержание закладочным материалом.

Поддержание закладкой. Процесс закладки состоит в заполнении выработанного пространства закладочным материалом: пустой породой, хвостами обогатительных фабрик и т. д. Этот способ поддержания распространен при подземной разработке руд цветных, редких металлов и золота.

Разработка с закладкой обычно связана с большими расходами, но иногда она является единственным надежным средством поддержания, способствует полноте извлечения руды, уменьшению расхода крепежного леса, пожаробезопасности работ, улучшению условий вентиляции.

По степени заполнения выработанного пространства закладка может быть п о л н о й или ч а с т и ч н о й.

В зависимости от состава закладочного материала и способа его транспортирования различают: с у х у ю з а к л а д к у — закладочный материал не содержит воды сверх его естественной влажности; м о к р у ю и г л и н и з и р о в а н н у ю з а к л а д к у — закладочный материал сухой, но поливается по мере заполнения

выработанного пространства водой или пульпой из воды, глины и песка (применяется очень 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 — закладочный материал сухой, перемещается по трубам под действием сжатого воздуха.

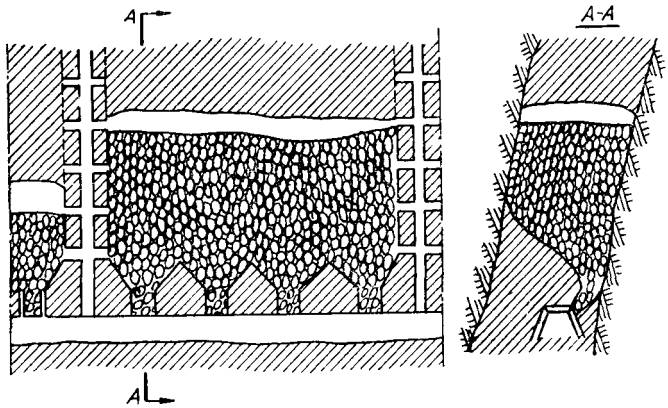


Рис. 68. Разработка с магазинированием руды

Источники получения закладочного материала, организация закладочных работ, достоинства, недостатки различных способов закладки и условия их применения рассмотрены в главе IX.

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. 68). Поскольку руда при отбойке разрыхляется и увеличивается в объеме, излишки ее (30—40%) выпускают по мере отбойки. Вся замаганизированная 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.

В большинстве случаев основное назначение замагазинированной руды — служить основанием для работающих в забое, поэтому поддержание магазинированием применяют, как правило, в сочетании с рудными целиками, реже — с искусственной крепью.

Магазинируют только руды не слеживаемые, не возгораемые и не окисляющиеся в отбитом состоянии.

Поддержание искусственной крепью. В качестве материала для крепи чаще всего используют дерево. Бетон, сталь и другие материалы в очистных выработках применяются реже. Это объясняется удобством, легкостью и быстротой сооружения деревянной крепи, небольшим сроком службы крепи очистного пространства, обычно меньшей стоимостью и большей доступностью дерева по сравнению с другими материалами; эластичностью и податливостью деревянной крепи.

Пожароопасность, недостаточная прочность и недолговечность деревянной крепи вынуждают иногда применять другие виды крепи, в частности, бетонную, каменную, смешанную и реже металлическую. Последняя применяется, как правило, в качестве переносной или штанговой крепи.

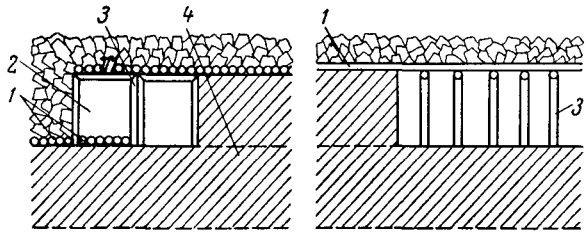


Рис. 69. Выемка руды под защитой древесного мата

Конструкции деревянной крепи очистных выработок: р а с п о р н а я к р е п ь — простая, усиленная, составная; к о с т р о в а я к р е п ь; к р е п е ж н ы е р а м ы; с т а н к о в а я к р е п ь. Эти типичные конструкции в зависимости от условий видоизменяются, приобретая добавочные элементы, комбинируются между собой и при этом называются иначе, например: батарейная крепь, стропильная крепь, обрамляющая крепь.

Сведения о конструкции различных видов крепи будут приведены дальше, при рассмотрении систем разработки. Своеобразные виды крепи, применяемые при системах с обрушением вмещающих пород, — древесный мат и щитовая крепь.

Д р е в е с н ы й м а т (рис. 69) — настил из бревен *1*, укладываемых на почву отработанных выработок. На этот мат после выемки заходок *2* обрушивают 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 вмещающих пород для уменьшения размеров очистного пространства.

Щ и т о в а я к р е п ь, имеющая распространение в угольной промышленности, для разработки рудных месторождений стала применяться относительно недавно. Щит, под защитой которого

ведется выемка руды, состоит из нескольких рядов скрепленных между собой бревен. По мере извлечения руды щит вместе с налегающими на него пустыми породами опускается.

В пологих месторождениях применяют металлическую механизированную щитовую крепь.

Конструкция и технология очистной выемки под защитой древесного мата и щитовой крепи рассмотрены в главе X.

Глава VII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ

К этому классу относятся системы разработки с поддержанием вмещающих пород рудными целиками или простейшими видами крепи и очистное пространство блока в процессе его выемки остается открытым, т. е. свободным.

К этому классу относятся отдельные системы, у которых роль крепи в поддержании превалирует над целиками и выработанное пространство блока в промежутке между целиками в значительной степени заполнено крепью, т. е. не является открытым. По своему характеру такие системы, например потолкоуступная система с регулярной и усиленной распорной крепью или бетонными колоннами, представляют переходные разновидности между классом систем с открытым очистным пространством и классом систем с креплением очистного пространства.

Удельный вес систем с открытым очистным пространством за последние годы несколько снизился, однако они все еще имеют очень широкое распространение при подземной разработке рудных месторождений. В частности, при разработке медных руд, в СССР их удельный вес в подземной добыче достигает 60%.

Широкое применение систем этого класса объясняется множеством их разновидностей, пригодных для самых разнообразных условий и высокой их эффективностью.

Обязательным условием применения всех систем с открытым очистным пространством является устойчивость руды и окружающих пород. Применение их возможно в рудных телах с самой разнообразной формой, размерами, углом падения, ценностью руд.

Практика горных работ показывает, что разработку с открытым выработанным пространством можно вести до глубины 800 *м*. При большей глубине усиливается опасность работ вследствие возможности горных ударов и взрывов; кроме того, в результате увеличения горного давления приходится оставлять целики очень больших размеров. В отдельных случаях этот предел глубины превзойден; на руднике «Юнайтед Верде» (США) меднорудные залежи разра-

батывают системой с открытой подэтажной выемкой на глубине до 1200 *м*.

В зависимости от способа ведения очистной выемки можно выделить шесть основных групп систем данного класса.

Потолкоуступные системы разработки с подвиганием уступного фронта очистной выемки снизу вверх — от нижнего основного к верхнему вентиляционному штреку. Массив добываемой руды расположен над головой рабочих.

Почвоуступные системы разработки с подвиганием уступного фронта очистной выемки в блоке сверху вниз — от верхнего к нижнему основному штреку. При почвоуступной выемке рудный массив находится под работающими и служит почвой очистного забоя.

Сплошные системы разработки с подвиганием фронта очистных работ по всей длине или ширине блока с нерегулярным оставлением постоянных рудных целиков. При небольшой мощности целики заменяются простейшими видами крепи. Линия очистных забоев бывает прямой или уступной.

Камерно-столбовые системы разработки, отличающиеся систематическим чередованием параллельных одна другой выемочных камер с разделяющими их междукамерными целиками и подвиганием фронта очистной выемки в каждой камере вдоль ее длинной оси.

Подэтажно-камерные системы разработки, отличительная особенность которых состоит 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.

§ 2. ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Потолкоуступные системы с открытым очистным пространством применяют преимущественно при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью 0,6—3 *м*.

Так как эта система рассчитана в основном на доставку руды собственным весом, ее применяют обычно при крутом падении.

Вмещающие породы и руда должны быть устойчивые, так как в противном случае должна усиливаться крепь и усложняться ее конструкция. Такая система становится ближе к классу систем с креплением очистного пространства. Граница между системами этих двух классов в данном случае устанавливается условно. К первым принято относить системы, где применяется простая распорная крепь, а ко вторым — системы со сложной усиленной распорной, а также станковой крепью.

Поскольку затраты на мелкошпуровую отбойку и на крепление значительны, систему нецелесообразно применять для разработки бедных руд.

Склонность руды к слеживанию, включение в ней пустых пород, а также характер контактов существенного значения для данной системы не имеют.

Характерная особенность потолкоуступных систем состоит в уступной форме забоев, расположенных над головой работающих, которые находятся на настиле, уложенном на распорную крепь.

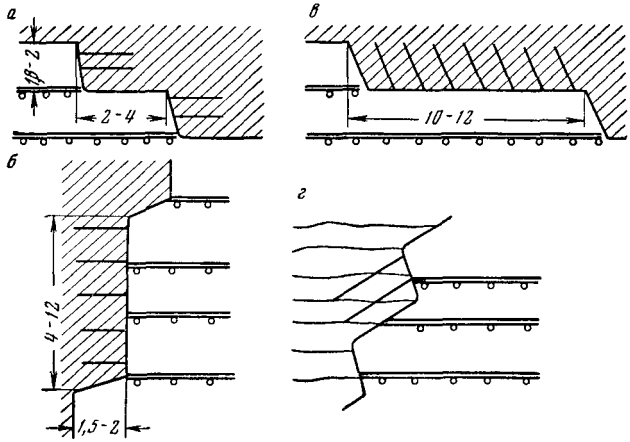


Рис. 70. Форма забоев и расположение шпуров на уступах

Если отбойка ведется горизонтальными шпурами, то уступы делают короткими (длиной 2—4 *м*) и высотой 1,8—2,2 *м* (рис. 70, *а*). Значительно реже встречаются высокие уступы по 4—12 *м* (рис. 70, *б*). Для отбойки восходящими шпурами наиболее удобны длинные уступы — по 10—12 *м* (рис. 70, *в*), а иногда на длину всего блока.

Отбойка наклонными слоями (рис. 70, *г*) применяется для большей безопасности в рудах с горизонтальной слоистостью или трещиноватостью.

Наиболее распространены длинные уступы, — они обеспечивают широкий фронт работ для высокопроизводительного бурения телескопными перфораторами.

Форма и размеры уступов влияют на организацию доставки руды по очистному пространству и на устройство распорной крепи и настила.

В группе потолкоуступных систем можно выделить следующие два варианта доставки руды собственным весом: по открытому очистному пространству и по рудоспускам.

Потолкоуступные системы с частичным магазинированием руды и системы со скреперной доставкой являются переходными ва-

риантами и их удобнее рассматривать соответственно в классе систем с магазинированием и в группе сплошных систем разработки.

Подготовительные работы при потолкоуступных системах заключаются в проходке рудного откаточного штрека *1* и восстающих *2* (рис. 71, *а*).

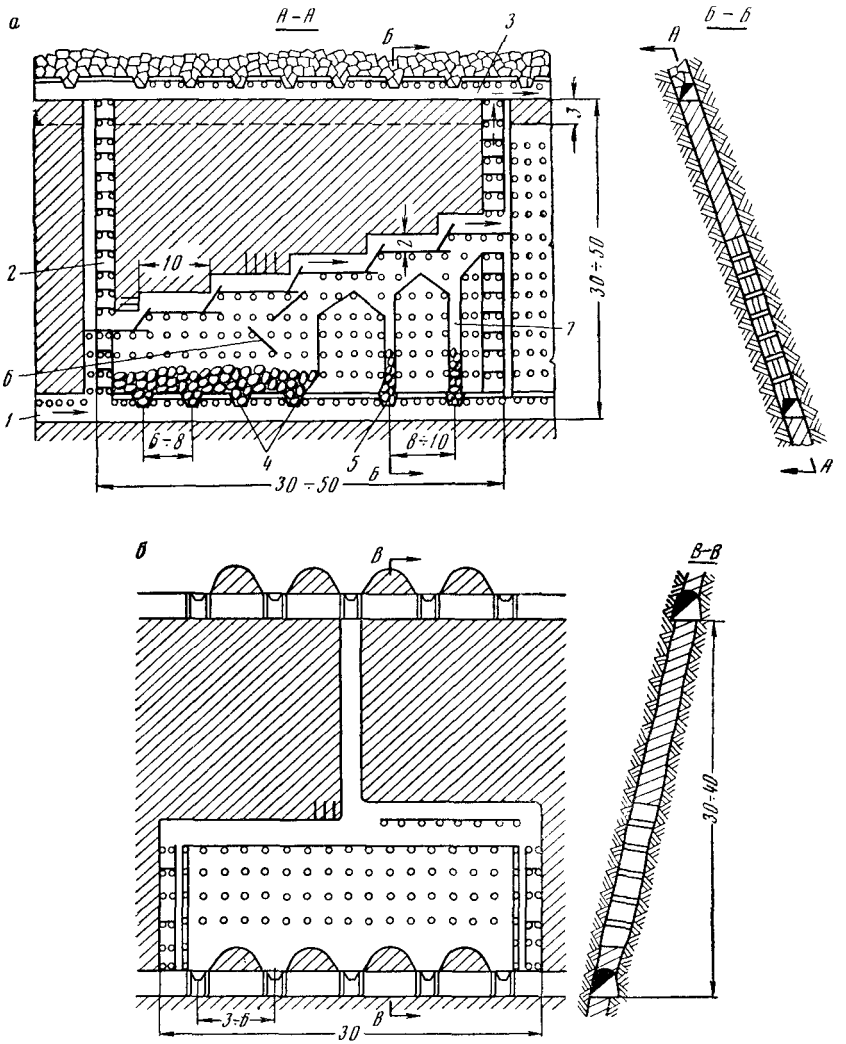


Рис. 71. Варианты потолкоуступной системы разработки

Высота этажа принимается в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения от 25 до 50 *м*. Плотные устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют

принимать наибольшую высоту этажа, на отдельных рудниках высоту этажа увеличивают до 60 *м*. Увеличение высоты этажа при данной системе ограничивается ввиду значительного обнажения боков, а также затруднений, связанных с доставкой крепи, передвижением рабочих и проходкой длинных восстающих.

Над откаточными штреками устанавливают распорную крепь (рис. 71, *а*) или оставляют надштрековые целики (рис. 71, *б*).

Длину блока принимают в пределах 30—60 *м*, редко больше, так как при этом осложняется доставка крепи в забои и передвижение рабочих.

Восстающие крепят распорками и соответственно с их назначением устраивают в них два отделения: ходовое, оборудованное лестницами, и материальное — для доставки крепи.

Число одновременно разрабатываемых блоков редко ограничивается по техническим соображениям; в большинстве случаев очистную выемку ведут одновременно в нескольких блоках, расположенных рядом.

Очистные работы в блоке (рис. 71, *а*) начинают с выемки в кровле штрека первого слоя на высоту 1,8—2 *м*. Шпуры бурят телескопными перфораторами, отбитую на почву штрека руду убирают погрузочными машинами. Кровлю штрека крепят распорной крепью или крепежными рамами вразбежку и через 6—8 *м* устраивают рудоспускные люки *4*.

Размеры уступов принимают в зависимости от свойств руды. Восходящие шпуры бурят глубиной, обычно равной высоте уступа (1,5—2,2 *м*). Бурение более мелких шпуров нецелесообразно, а слишком глубокие шпуры с большими зарядами нарушают кровлю, создают опасность при ее разборке, а также выбивают распорки.

Горизонтальные шпуры (той же глубины) бурят с временных полков, укладываемых на распорную крепь. Перед взрывом полки убирают.

Очистные забои проветривают струей воздуха, поступающего с откаточного штрека через восстающий. Омыв забои, струя воздуха через второй восстающий поднимается на вентиляционный штрек *3* и уходит к вентиляционному стволу.

Распорная крепь помимо основного назначения — служить опорой для настила — имеет и вспомогательное: предохранять вмещающие породы от местных вывалов и обрушений.

В большинстве случаев расстояние между рядами распорок равно высоте уступа или, в очень крепких породах, высоте двух уступов. В последнем случае между основными рядами распорок устанавливают временные распорки, на которые укладывают настилы для бурильщиков. Расстояние между распорками в ряду 1,0—1,8 *м*. Кроме основных распорок, располагаемых регулярно, там, где нарушены боковые породы, устанавливают дополнительные распорки.

Во время отбойки распорную крепь часто ломает, выбивает или сдвигает с места падающая руда. На ее установку вновь затрачи-

вается много труда и времени в сложных и опасных условиях. В результате значительно снижается производительность труда забойного рабочего и интенсивность очистной выемки. В среднем на 2 *чел-смены* бурильщика при данной системе приходится не меньше 2,5—3,0 *чел-смен* крепильщиков (включая подноску крепи в блок).

Помимо распорной крепи, для поддержания иногда оставляют целики, стремясь приурочивать их к участкам с наименее устойчивыми боками или бедной рудой.

Доставка отбитой руды в крутопадающих рудных телах не представляет затруднений, так как почти всегда возможно свободное перемещение ее до штрека собственным весом. При свободном перемещении руды от уступов до рудоспусков и люков (рис. 71, *а*), отличающемся простотой и малой затратой труда, однако, происходят нарушение и поломка распорной крепи падающими глыбами руды.

Для защиты крепи устраивают короткие наклонные настилы-решетки *6*, которые принимают на себя удары падающей руды и замедляют ее движение. Настилы устраивают из тонкого круглого леса, толстых досок или горбылей.

В правой части блока показана доставка руды по рудоспускам *7*, сооружаемым путем обшивки распорной крепи досками и оборудованными внизу люками *5*. Перемещение руды по рудоспускам позволяет сохранить распорную крепь по всему выработанному пространству; кроме того, создается возможность сортировки руды с оставлением пустой породы между рудоспусками.

Однако, как показал опыт ряда рудников, оставление пустой породу в очистном пространстве приводит к росту потерь рудной мелочи, которая, проваливаясь через щели в настиле, падает на породу, смешивается с ней и безвозвратно теряется. Опробование на ряде рудников показало настолько значительное обогащение породы металлом, что ее пришлось выпустить и выдать на поверхность. Так как просыпание рудной мелочи через щели в настиле при данной системе предотвратить трудно, то отборку пустой породы и оставление ее в очистном пространстве между рудоспусками допускать, как правило, не следует.

Вариант потолкоуступной системы (рис. 71, *б*) для разработки золотосодержащей жилы на руднике «Крипл» (США) отличается от рассмотренного выше оставлением надштрекового целика высотой 2—2,5 *м*. Очистную выемку в этом случае приходится начинать с проведения над целиком подсечного штрека. Проведению его обычно предшествует проходка через 3—8 *м* рудоспусков, верхняя часть которых иногда расширяется в воронки.

Разделение блока всего на два уступа позволяет упростить организацию очистных работ и сделать передвижение рабочих более безопасным. Наличие восстающего в центре блока упрощает доставку материалов с верхнего горизонта. По мере выемки руды, на флангах блока сооружают материально-ходовые восстающие. Расстояние между распорками по вертикали 2,1—2,4 *м*, по горизонтали — 1,5 *м*.

Аналогичный вариант с оставлением надштрекового целика, а также междукамерных целиков по границам блока применяли на отдельных участках рудника «Давенда» (Забайкалье), разрабатывающего кварцевые молибденосодержащие жилы мощностью 0,25—0,65 *м*.

Для сохранения верхнего вентиляционного штрека обычно оставляют подштрековый целик толщиной 2,5—3 *м*, который отрабатывается позднее.

Для безопасности работ, кроме крепления, пользуются следующими средствами:

систематически оставляют междублоковые и внутризабойные целики; это возможно только в рудах невысокой ценности, поскольку такие целики обычно не удается отработать;

частично или полностью закладывают выработанное пространство после выемки нескольких блоков;

обрушают вмещающие породы отработанных блоков, если вследствие их обнажения на всей площади блока начинает проявляться сильное горное давление; блоки отрабатывают в отступающем порядке по одному, обрушая вмещающие породы (обычно висячий бок) в отработанном блоке до начала выемки следующего. При небольшой длине рудного тела, крепких боках, наличии междуэтажных целиков и прочной крепи весь этаж обычно удается отработать без закладки или обрушения отработанных блоков.

Оценка системы. Непрерывное обновление кровли и возможность ее своевременной оборки значительно снижают при потолкоуступной системе разработки опасность от обрушения руды.

Обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места, поэтому отдельные обрушения крупных кусков породы также не могут принести вред работающим.

Однако возможность падения рабочих в очистное пространство с настила, особенно после повреждения его взрывами, создает известную опасность работ и снижает производительность труда забойных рабочих. Не вполне безопасна и работа крепильщиков при восстановлении нарушенной взрывами распорной крепи.

Значительная затрата труда на установку распорной крепи и восстановление ее после взрывов, а также необходимость в некоторых случаях перелопачивания руды до рудоспусков снижают производительность труда забойных рабочих. Добычу руды удорожает также значительный расход крепежного леса. По данным практики, производительность труда забойного рабочего составляет в среднем 1—1,5 $м^3$/*смену*, расход крепежного леса 0,06—0,12 $м^3$ на 1 $м^3$ очистного пространства.

Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлений жилы, а также гибкость системы, позволяющая при необходимости изменять технологию и конструктивные элементы, являются достоинствами этой системы разработки, благодаря которым она имеет довольно широкое распространение в практике разработки жильных месторождений.

Вместе с тем отмеченные выше недостатки потолкоуступной системы часто вынуждают заменять ее в определенных условиях системой с магазинированием руды.

§ 3. ПОЧВОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Подготовка блока к очистной выемке заключается в проходке нижнего откаточного штрека *1* (рис. 72) и рудоспускного восстающего *2* до верхнего вентиляционно-ходового штрека *3*.

Отбойка руды в зависимости от ее крепости производится взрыванием нисходящих шпуров глубиной 1,8—3 *м*. При высоких уступах облегчается доставка руды, но увеличивается опасность падения людей с уступов. Ширина уступа 1,5—2 *м*.

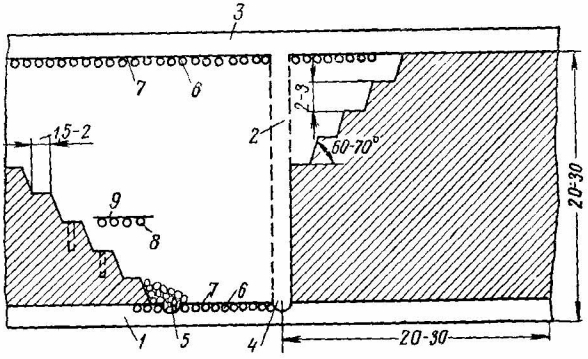


Рис. 72. Почвоуступная система разработки с нижним штреком

После взрывных работ и проветривания оставшуюся на уступах руду отбрасывают в восстающий, в нижней части которого установлен люк *4*. По мере удаления линии забоя от восстающего в откаточном штреке устанавливают дополнительные люки *5*. Хотя значительная часть руды перемещается к люкам во время взрыва, доставка руды является наиболее трудоемкой операцией очистной выемки.

По мере отработки блока в почве верхнего и кровле нижнего штрека устанавливают распорки *6*, покрытые затяжкой *7*.

Большим недостатком почвоуступной системы является опасность работ при недостаточно устойчивых боковых породах, площадь обнажения которых по мере подвигания уступов все возрастает. Отслаивание даже небольших кусков породы и падение их с большой высоты на работающих представляет серьезную опасность. Поэтому очистное пространство можно оставлять незакрепленным только в исключительно устойчивых монолитных боковых породах и при тщательной оборке боков в процессе выемки уступов.

Трещиноватые боковые породы укрепляют распорками *8*, устанавливаемыми на расстоянии, равном высоте двух, трех или более уступов. Через определенные интервалы ряды таких распорок покрывают затяжкой *9*, которая служит перекрытием.

Трудность доставки руды и возрастающая по мере выемки площадь обнажения боков не позволяют принимать высоту этажа при данной системе выше 30 *м*.

Почвоуступная система разработки, имевшая ранее широкое распространение, в настоящее время целесообразна только при отработке небольших участков слабых неустойчивых ценных руд, залегающих в крепких монолитных породах, при мощности рудного тела 0,6—2 *м*, когда применение более производительных систем разработки с потолкоуступной формой забоя невозможно вследствие опасности обрушения руды.

Почвоуступное построение очистного забоя с рабочей плоскостью, обращенной вверх, широко используется при других системах разработки, применяемых также и в мощных рудных телах.

§ 4. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

К системам со сплошной выемкой относятся системы с открытым очистным пространством, разрабатывающие пологие, реже наклонные рудные тела средней и ниже средней мощности. В рудных телах мощностью 10—12 *м* эти системы применяют в порядке исключения, чаще заменяя их камерно-столбовыми системами разработки. Форма забоя обычно прямолинейна или слегка искривленная; в мощных месторождениях, а иногда и в залежах средней мощности она бывает уступной. Вследствие недостаточного падения залежи доставка руды под действием собственного веса невозможна. Эта особенность определяет конструкцию и сплошной системы, отличает ее от других систем, при которых очистной забой, так же как и при сплошной системе, подвигается по всей длине (высоте) или ширине блока.

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 относятся 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 частично включают также системы разработки 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

В типовом варианте сплошной системы с выемкой по простиранию (рис. 73) для рудного тела мощностью 1,5—2 *м* и углом падения 20—25° очистная выемка начинается проходкой от восстаю-

щего *1* передовой выработки *2*, которую через каждые 6 *м* сбивают с откаточным штреком *3* рудоспусками *4*. Руду отбивают горизонтальными шпурами, пробуренными вдоль всей линии забоя, и доставляют к рудоспускам скрепером с лебедкой *5*, устанавливаемой в нишах откаточного штрека. На золотом руднике «Токур» при аналогичной системе разработки применяли как одностороннее, так и двустороннее скреперование. Иногда к рабочему канату прикрепляли последовательно через 3 *м* два скрепера емкостью 0,12 *м*³, что увеличивало производительность скреперной установки на 30—40%.

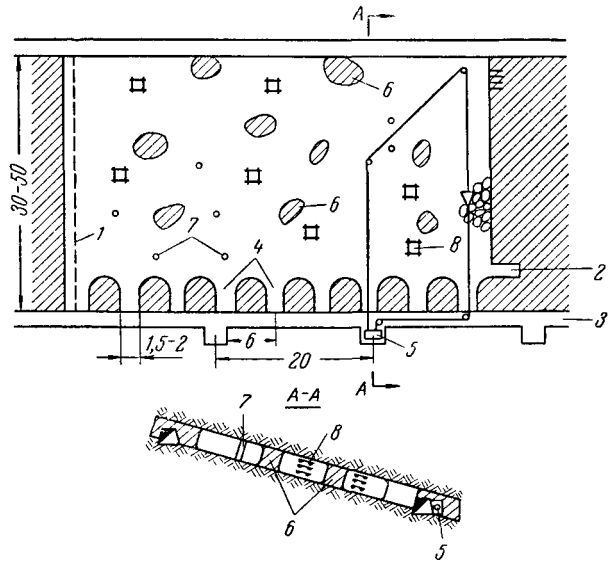


Рис. 73. Система со сплошной выемкой по простиранию

Выработанное пространство поддерживается целиками *6*, оставляемыми неравномерно, стойками *7* или кострами *8*.

Существенный недостаток этой системы разработки — сложность организации работ при скреперовании руды: разброс руды при взрыве вызывает необходимость частого изменения направления скреперования или подкидывания руды на скреперную дорожку. Указанный недостаток меньше проявляется при выемке по падению.

Этаж (или подэтаж) высотой около 50 *м*, как обычно принято в практике, нарезается на блоки длиной 50 *м* откаточным штреком *1* (рис. 74, *а*) и ходовыми восстающими *2*. Посредине блока проходят скреперный восстающий *3*. Сопряжение штрека со скреперным восстающим показано на рис. 74, *б*.

Фронт очистной выемки подвигается по падению сразу по всей длине блока. По мере его подвигания через каждые 6 *м* производят сбойку с ходовыми восстающими. Кровлю вслед за выемкой в ослабленных местах поддерживают стойками.

Под действием собственного веса руда после взрыва сосредоточивается в основном вдоль линии очистного забоя, что создает благоприятные условия для ее скреперования. Скрепер движется вдоль линии очистного забоя, благодаря чему подкидка руды почти полностью исключается.

Одну скреперную лебедку *4* устанавливают в камере против восстающего, другую лебедку *5*, смонтированную на тележке, — против линии очистного забоя и перед каждым взрывом откатывают по рельсовому пути в восстающем вниз.

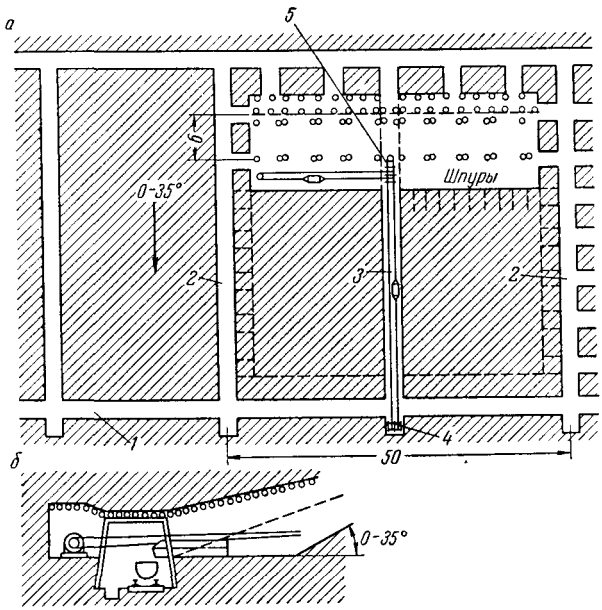


Рис. 74. Система со сплошной выемкой по падению

Линия забоя может быть и наклонной по отношению к восстающему (под углом 30—40°). Это позволяет увеличить производительность скреперования и обойтись одной лебедкой, организовав скреперование под углом: вначале к восстающему, затем к откаточному штреку.

Опыт применения данной системы показал, что она имеет ряд преимуществ перед сплошной системой разработки по простиранию: более безопасные условия труда рабочих; увеличение производительности труда забойных рабочих почти вдвое; увеличение интенсивности выемки этажа.

Сплошная система разработки с выемкой по восстанию применяется значительно реже рассмотренных систем, поэтому описание ее не приводится.

Сплошные системы разработки в мощных пологопадающих рудных телах

Эти системы целесообразно применять, когда в рудном теле имеются участки непромышленных руд, которые можно оставить в целиках.

Сплошная выемка мощных рудных тел по сравнению с выемкой маломощных и средней мощности рудных тел имеет следующие особенности.

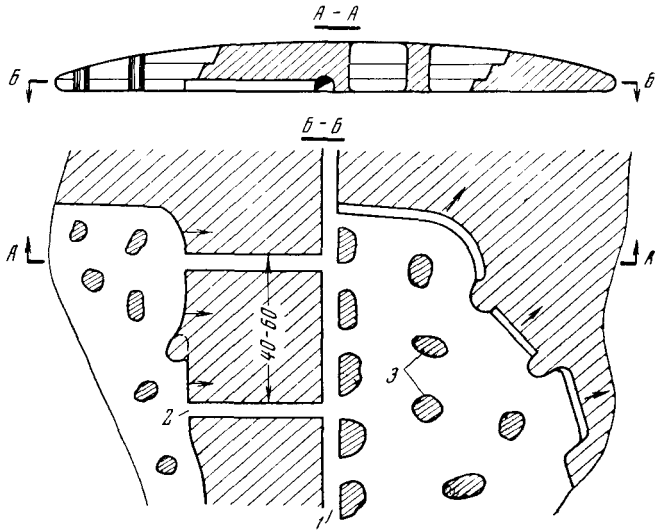


Рис. 75. Система со сплошной выемкой в мощных рудных телах с устойчивой кровлей

Отбойка руды производится с разделением залежи по мощности на несколько уступов.

Скреперная доставка применяется, но ввиду повышенного выхода крупных кусков не всегда эффективна. Значительная высота очистного забоя создает благоприятные условия для использования мощных погрузочных машин.

Так же, как при камерно-столбовых системах разработки, имеется возможность широкого применения безрельсовых самоходных машин: экскаваторов, погрузочных машин, буровых кареток, автосамосвалов, челночных вагонеток и др.

При наступающем порядке очистную выемку начинают сразу после сбойки рудным откаточным штреком *1* (рис. 75) главного подъемного ствола с вспомогательным. Фронт очистной выемки подвигается одновременно в нескольких направлениях, вслед за ним наращивают откаточные забойные пути. Необходимость переноски рельсовых путей, расчистки их от завалов рудой при взрыве осложняют ведение работ и увеличивают простои оборудования.

Поэтому целесообразно в этом случае применение для доставки авто- и электросамосвалов и самоходных вагонеток на пневматических шинах.

При вскрытии уклоном (до 6°) или штольней применение автосамосвалов позволяет упростить всю схему подземного транспорта: возможно движение автосамосвала непосредственно от забоя до обогатительной фабрики на поверхности.

При наступающей выемке приходится перемещать людей и оборудование через все выработанное пространство. Кровля и междукамерные целики могут быть сильно 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 часто самоходные буровые каретки. Применение штанговой крепи также снижает опасность обрушения заколов.

При отступающей выемке условия труда более безопасные, а условия проветривания лучше. В этом случае для начала очистных работ необходимо пройти до границы шахтного поля поперечные штреки *2*. 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 обнаженной 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 применяются редко, так как нерегулярное оставление целиков не обеспечивает устойчивости кровли и безопасности работ.

§ 5. КАМЕРНО-СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Особенностью камерно-столбовых систем разработки является систематическое чередование параллельных одна другой выемочных камер и постоянных, как правило, поддерживающих целиков.

Этим камерно-столбовые системы четко отличаются от комбинированных систем, характерным признаком которых является также регулярное чередование камер с целиками, но последние отрабатываются во вторую стадию, после выемки группы смежных камер.

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 обычно для горизонтальных и пологопадающих рудных тел мощностью от 2 до 30 *м* (редко больше) с устойчивой рудой и налегающими породами.

Ввиду больших потерь применение системы целесообразно в основном для разработки руд с невысоким содержанием металла, а также малоценных полезных ископаемых.

Варианты камерно-столбовой системы различают по способам отбойки руды и форме забоя, доставке 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.

Размеры камер и целиков зависят в основном от устойчивости пород кровли и руды, а также принятого способа доставки и отбойки.

Вариант камерно-столбовой системы со скреперной доставкой. До применения самоходного оборудования этот вариант имел широкое распространение на Джезказганском руднике при разработке

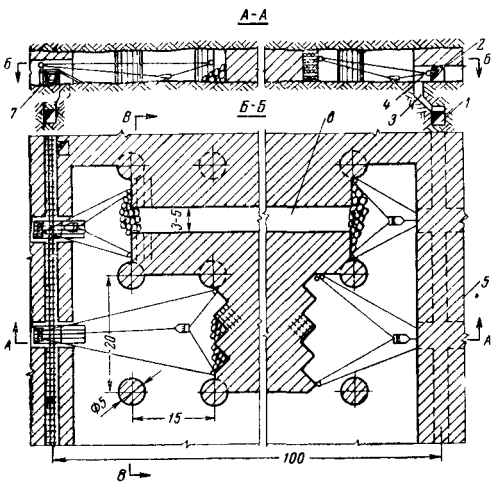


Рис. 76. Камерно-столбовая система разработки со скреперной доставкой

залежи мощностью 3—5 *м* (рис. 76). Из откаточного штрека *1*, проведенного в подстилающих породах на расстоянии 8—10 *м* от почвы залежи, до рудного панельного штрека *2* проходят рудоспуски *3* (по оси камеры).

Нарезные работы состоят в проведении из панельного штрека сбоек *4* в сторону камеры и проходки отрезной щели на высоту и ширину камеры для отрезки последней от панельного околоштрекового целика *5*.

Отбойку руды в камерах шириной 20 *м* ведут взрыванием шпуровых зарядов. Иногда руду обуривают веерными комплектами шпуров из выработки *6*, пройденной по оси камеры и служащей также для улучшения проветривания. Отбитую руду трехбарабанными скреперными лебедками убирают в рудоспуски или же через скреперные полки в вагонетки *7*, которые перемещаются по панельному штреку. В последнем случае панельный штрек может выполнять роль откаточного, проведение полевого штрека необязательно.

На границе камер через каждые 15 *м* оставляют столбообразные целики диаметром 5 *м*. Длину камеры из условий скреперования обычно не принимают более 50 *м*.

Производительность труда забойного рабочего на очистной выемке 6—10 *м*³/*смену*.

Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования. Основным недостатком рассмотренной системы является низкая производительность скреперной доставки, особенно при значительной длине камеры. Этот недостаток устраняется, если

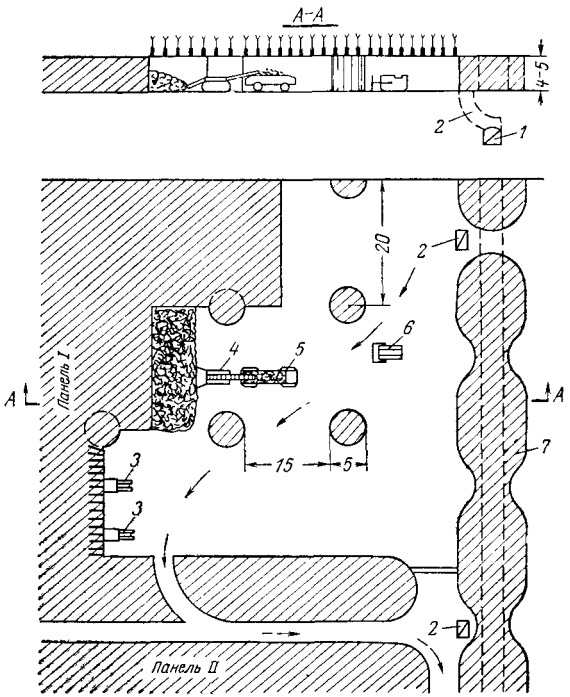


Рис. 77. Камерно-столбовая система разработки с самоходным оборудованием

доставку вести в самоходных вагонах или автосамосвалах, а погрузку — погрузочными машинами и экскаваторами.

Большие размеры очистных камер позволяют применять высокопроизводительное крупногабаритное оборудование.

На Джезказганском руднике в рудных залежах средней мощности по одному из вариантов этой системы (рис. 77) во время подготовки проводят полевой откаточный штрек *1*, из которого через 40—100 *м* проходят рудоспуски *2* до почвы камеры. Начальная стадия очистной выемки заключается в извлечении руды около рудоспусков и образовании отрезной камеры между рудоспусками вдоль панельного целика *7*.

Очистную выемку ведут в камерах шириной 20 *м* (между осями целиков) в направлении от панельного целика.

Отбитую руду грузят самоходной погрузочной машиной *4* с загребающими лапами в самоходную вагонетку *5* и транспортируют до ближайшего рудоспуска. Для подгребания разбросанной при взрыве руды используется электрический бульдозер *6*.

Шпуры глубиной 2,8—3 *м* бурят буровыми каретками *3* типа СБУ-2 (рис. 77 и 78) по сетке 0,8×1 *м*; 1 × 1,2 *м*. Забой имеет сплошную форму. Взрывание короткозамедленное. Удельный расход ВВ 0,6—0,8 *кг/м*^{3}. Направление воздушной струи на рис. 77 показано стрелками.

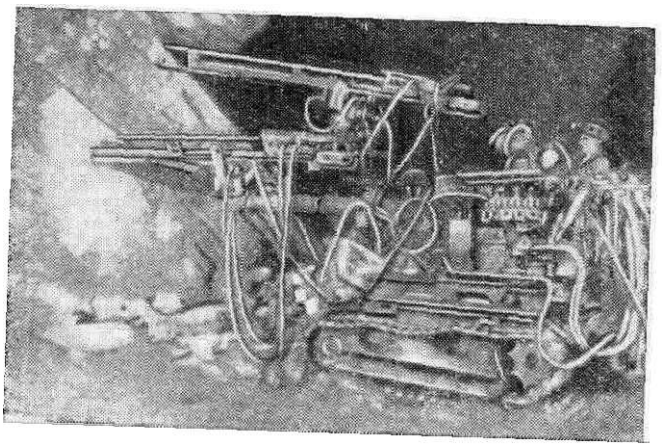


Рис. 78. Обуривание очистного забоя самоходной установкой СБУ-2

Кровлю крепят штанговой крепью по сетке 1,5 × 1,5 *м*. Штанги устанавливают с каретки СБУ-2. Производительность труда одного крепильщика 5—10 штанг в смену.

Все работы в камерах ведутся комплексными бригадами по 12 человек. Комплект машин включает две буровые каретки, погрузочную машину, бульдозер и одну—три самоходные вагонетки (в зависимости от расстояния доставки).

Производительность труда рабочего забойной группы достигла 15—20 *м*^{3}/*смену*, что в два-три раза выше, чем при обычной скреперной доставке.

Камерно-столбовые системы с применением самоходного оборудования более безопасны, производительны и допускают увеличение длины камеры до 300—400 *м*; это позволяет уменьшить объем подготовительных работ.

Кроме рассмотренного возможны и другие комплексы самоходных машин. Например, на том же Джезказганском руднике в залежи мощностью 10—12 *м* применяли четырехперфораторные башенные буровые каретки, экскаватор L-67 фирмы «Ландсверк», подземный экскаватор ЭП-1 с ковшом 1 *м*^{3} и самоходный вагон ВС-20 грузоподъемностью 20 *т* (рис. 79).

Камерно-столбовой системой разрабатывают пласт мощностью 15—17 *м*, с углом падения 2° одной из шахт Новомосковского гипсо-

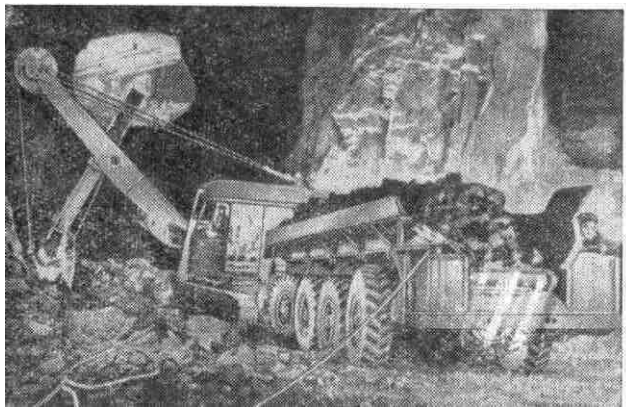


Рис. 79. Погрузка экскаватором в самоходный вагон ВС-20

вого комбината. Коэффициент крепости гипса, по Протодьяконову, $f = 2$. Ввиду неустойчивости кровли необходимо оставление потолочины (рис. 80). Просеки в целиках, расположенные в шахматном порядке, служат для перемещения машин из камеры в камеру.

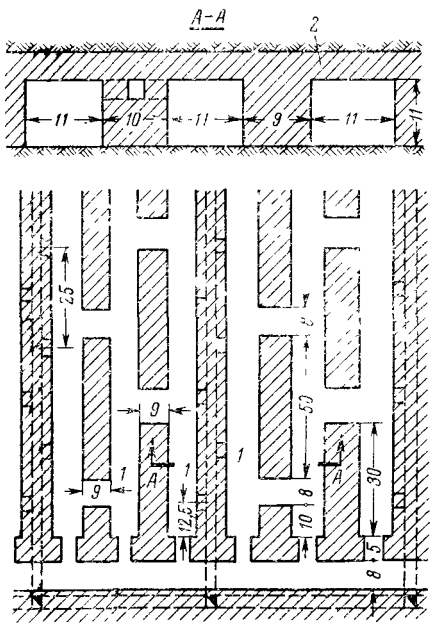


Рис. 80. Камерно-столбовая система разработки гипсового месторождения:
1 — камеры; *2* — потолочина

Забой сплошной. Шпуры глубиной 2,5 *м* бурят электросверлами с буровых кареток. Производительность труда бурильщика до 120—140 $м^3$ горной массы в смену.

Погрузку гипса ведут строительными экскаваторами Э-505 и Э-652 с ковшом емкостью соответственно 0,5 и 0,65 $м^3$. В 1965 г. в шахте работало 16 таких экскаваторов, переоборудованных на электропривод. Средняя производительность экскаваторов 50—60 *т/ч*. В комплексе с экскаваторами работают электрические бульдозеры ВП-2, подгребающие разбросанную взрывом горную массу.

Горную массу транспортируют дизельными автосамосвалами МАЗ-205 и КРА-256 грузоподъемностью 6 и 10 *т*. Расстояние от фронта очистных работ до места разгрузки около 1 *км*; по мере дальнейшей разработки оно возрастает до 5 *км*. Один экскаватор обслуживает два-три автосамосвала. Рудничную атмосферу очищают от выхлопных газов каталитическими нейтрализаторами и пламенными дожигателями, а также интенсивным проветриванием.

Применение самоходного оборудования позволило повысить производительность труда рабочего по участку до 45 *т/смену*.

Камерно-столбовая система разработки применяется на Верхнекамском месторождении сильвинитовой и карналлитовой руд мощностью 3—8 *м*. Устойчивая руда и кровля позволяют вести выемку

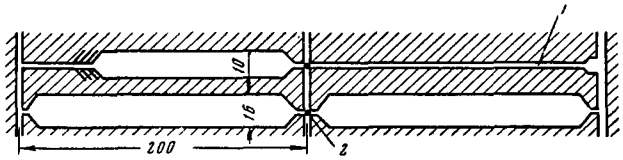


Рис. 81. Камерно-столбовая система разработки калийной соли

в камерах без крепления (рис. 81). Разрезной камерный штрек *1* диаметром 3 *м* проводят комбайном ШБМ-2. Для отбойки руды из этого штрека радиально пробурены скважины глубиной 3—13 *м*. Для бурения пользуются самоходной кареткой. Расстояние между веерами скважин 1,2 *м*. При взрывании применяют электродетонаторы короткозамедленного действия.

Доставку руды до рудоспусков *2* до последнего времени вели скреперной лебедкой. Применение погрузочных машин ПНБ-3м в комплексе с самоходными вагонетками позволяет повысить производительность труда рабочего по участку с 40 до 68 *т/смену*.

Кроме рассмотренных выше вариантов шпуровой отбойки сплошным забоем или пилообразным забоем, а также веерными комплектами шпуров из буровой выработки при камерно-столбовой системе применяют почвоуступные и потолкоуступные забои. В последнем случае бурение ведут с временно замагазинированной руды.

Такой вариант отбойки в сочетании со скреперной доставкой применяют, например, на соляных шахтах рудоуправления Артемсоль в пологих пластах мощностью до 40 *м*. При мощности залежи больше 10 *м* во многих случаях целесообразна отбойка глубокими скважинами.

Полезное ископаемое при этих системах, так же как и при системах со шпуровой отбойкой, доставляют скреперными лебедками или в самоходных вагонетках и автосамосвалах.

Вариант камерно-столбовой системы разработки с панельной выемкой по простиранию (рис. 82) в условиях наклонно залегающих рудных тел Мигалимсайского месторождения применим при углах залегания от 12

до 40°, мощности пласта 6—14 *м* и устойчивых рудах. Породы висячего бока должны допускать обнажения до 20 *м* по восстанию.

На основном горизонте на расстоянии 100—140 *м* проводят полевой *5* и рудный *2* штреки, соединяемые через 150—200 *мм* по границам блока ортами. По рудному телу на флангах блока проходят материальные восстающие *1* сечением 12 $м^2$, которые служат

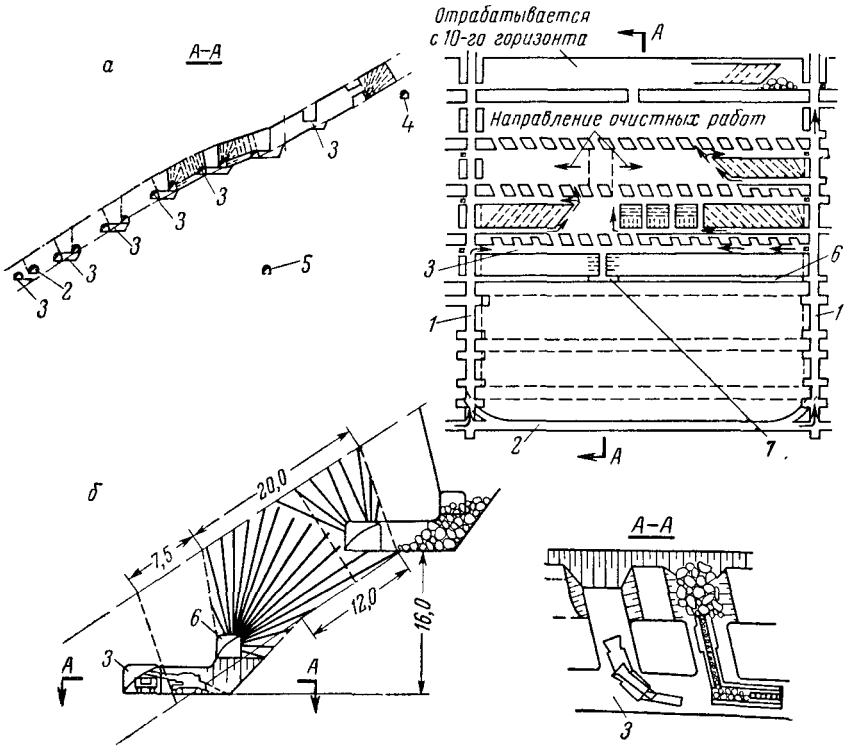


Рис. 82. Камерно-столбовая система разработки для наклонных рудных тел:
а — подготовка блока; *б* — подготовка панели

для перевода оборудования из одной панели в другую. Ширину камеры принимают равной 20 *м*, междукамерного целика — 6 *м*.

Для каждой панели проходят подэтажный штрек *3*, располагаемый в пределах камеры нижележащего подэтажа. В нижней части камеры располагают буровой штрек *6*, который соединяется с подэтажным штреком через каждые 10 *м* погрузочными ортами. Каждый подэтажный штрек соединяется с откаточным горизонтом рудоспусками.

Очистная выемка ведется в нисходящем порядке. Руду отбивают взрыванием веерных скважин, которые бурят из штрека *6* и частично из подэтажного штрека вышележащей панели мощными колонковыми перфораторами. При полном развитии работ плоскость очистного

забоя располагается под углом 45° к оси камеры. Это позволяет частично использовать силу взрыва для доставки руды. При углах падения пласта 12—25° верхняя часть камеры отбивается веерными комплектами скважин, расположенных параллельно оси камеры, что обеспечивает более высокую эффективность взрыводоставки. Отрезную щель 7 также проходят с доставкой руды силой взрыва.

Руду грузят машинами ПНБ-3К с загребающими лапами в самоходную вагонетку.

Производительность труда забойного рабочего в целом по блоку 45—50 *т/смену*, потери руды 27%, разубоживание 7—8%.

Рассмотренный вариант по сравнению с ранее применявшимися на Ачисайском полиметаллическом комбинате системами (при которых рабочие и самоходное оборудование находятся в камерах) имеет ряд преимуществ: бо́льшая безопасность работ, возможность применять систему при различных углах падения и устойчивости кровли; высокая производительность самоходного оборудования благодаря совмещению операций бурения, погрузки и доставки.

Камерно-столбовые системы с применением самоходного оборудования широко применяются и за рубежом (табл. 10). Например, на шведском руднике «Лайсвалл» эту систему применяют для разработки горизонтальных пластов свинцовых руд мощностью 20 *м*, залегающих на глубине 120 *м* под озером.

Таблица 10

Некоторые показатели рудников, применяющих камерно-столбовые системы разработки с самоходным оборудованием

Показатели	Рудник «Джерси» (Канада)	Рудник «Биллингем» (Англия)	Рудники района трех штатов (США)
Руда	Свинцово-цинковая	Ангидрид	Свинцово-цинковая
Средняя мощность рудного тела, *м*	—	7	30—60
Буровое оборудование	Дизельные самоходные буровые каретки на три перфоратора	Электросверла на самоходной каретке	Буровые каретки на гусеничном ходу
Погрузочное оборудование	Гусеничная погрузочная машина, самоходные скреперы	Гусеничная погрузочная машина с загребающими лапами	Бульдозеры, электрические экскаваторы с ковшом 0,4 $м^3$
Транспортное оборудование	Дизельный самосвал с кузовом емкостью 5,35 $м^3$	Автосамосвалы грузоподъемностью 14 *т*	Автосамосвалы грузоподъемностью 5 *т*
Производительность труда одного подземного рабочего, *т/смену*	Около 20	16—18	30,6

Камеры шириной 22 *м* разделены изолированными цилиндрическими рудными целиками диаметром 7 *м*.

Уступ высотой 18 *м* обуривают из верхнего подсечного пространства, образуемого с помощью мелкошпуровой отбойки. Руду из подсечки бульдозерами сваливают к подошве уступа.

Экскаваторы с ковшом емкостью 0,6 $м^3$ грузят руду в 14-тонные автосамосвалы, которые транспортируют ее на расстояние 600 *м* к приемному грохоту подземной дробилки. Производительность экскаватора в смену 250 *т*; производительность труда подземного рабочего 15 *т*.

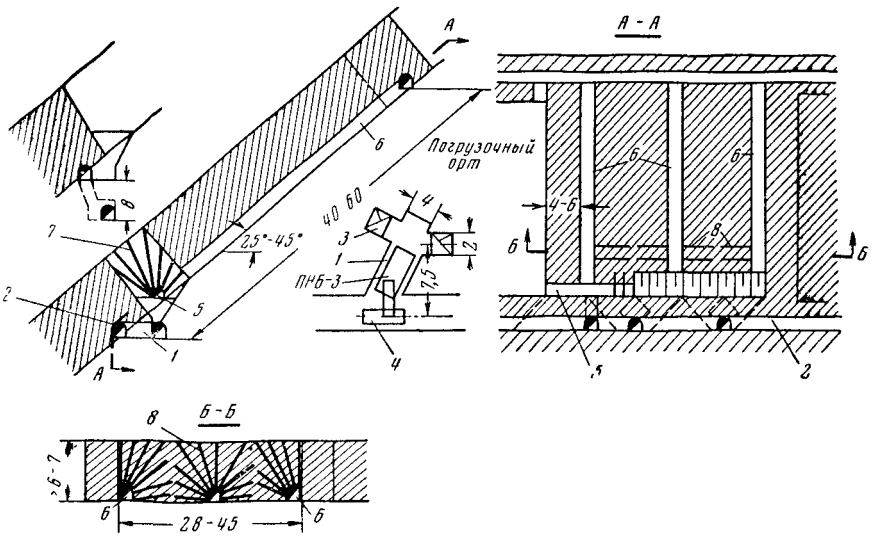


Рис. 83. Камерно-столбовая система разработки с доставкой руды силой взрыва

Камерно-столбовая система разработки с доставкой руды силой взрыва. Силу взрыва используют для доставки руды при углах падения рудного тела 25—45°, когда доставка под действием собственного веса невозможна, а все другие способы (например, скреперная) либо опасны, либо технически трудноосуществимы.

Сущность этого способа доставки заключается в направленной по падению залежи отбойке руды увеличенными зарядами ВВ.

Ниже приведено описание варианта системы (рис. 83), применяемой на Мигалимсайском руднике.

Этаж наклонной высотой 40—60 *м* делится на камеры шириной 28—45 *м* и ленточные целики 4—6 *м*. Конструкция выработок основного горизонта зависит от способа погрузки руды в вагонетки. Если погрузка скреперная, то откаточный штрек проводят в породах лежачего бока, а на высоте 8 *м* от его подошвы располагают штрек скреперования, соединяемый рудоспусками с очистным пространством. При выпуске руды на почву погрузочного орта *1* отка-

точный штрек *2* проводят по руде в лежачем боку. Из погрузочного орта до горизонта подсечки проводят рудоспуски *3*, расширенные в верхней части в воронки. При такой конструкции выработок днища поступающую из блока руду грузят погрузочной машиной ПНБ-3 в вагонетки *4*, перемещаемые по штреку дистанционно управляемой маневровой лебедкой МК-4.

Подсечку ведут из штрека *5* взрыванием веерных комплектов штанговых шпуров *7*. Для лучшего отрыва руды ширину щели принимают 10—12 *м*.

Буровые восстающие *6*, из которых ведется отбойка руды веерными комплектами шпуров *8*, проходят по контакту с лежачим боком с частичной его подрывкой (на 0,5 *м*) для уточнения положения почвы залежи и удобства бурения нижних скважин веера.

Штанговые шпуры бурят перфораторами КЦМ-4. Производительность труда бурильщика 90—100 *т/смену*. Послойное взрывание вееров скважин целесообразно начинать после полного обуривания блока. Взрывные работы в центральном штреке опережают отбойку в крайних на четыре—шесть вееров скважин. Это облегчает отбойку по границам камеры и способствует лучшей устойчивости кровли. Взрывание скважин в веере ведут с замедлениями в 25, 50, 75, 100 и 150 *м сек*. В последнюю очередь взрывают нижние скважины, сближенные между собой для увеличения заряда.

Практика показывает, что при угле падения 40° руда отбрасывается до 50 *м*. При падении 30° — до 30 *м*. Производительность погрузки составляет 100—300 *т/смену*, производительность труда забойного рабочего 40—45 *т/смену*.

Оценка и перспективы совершенствования системы

По достоинствам, недостаткам, условиям применения и технико-экономическим показателям сплошные и камерно-столбовые системы сходны между собой. Более высокие в среднем показатели камерно-столбовых систем объясняются в основном не их конструктивными особенностями или отличиями в технологическом процессе, а применением их в более мощных месторождениях. При одинаковых условиях (мощность, крепость руд) и одном и том же оборудовании показатели их практически одинаковы. Например, камерно-столбовая система с самоходным оборудованием и сплошная с тем же оборудованием с точки зрения технико-экономической оценки равноценны.

Основные достоинства сплошных и камерно-столбовых систем заключаются в простоте производства, широком фронте работ, возможности применения высокопроизводительного крупногабаритного оборудования и низкой стоимости добычи руды.

Повышенная опасность ведения работ в камере под обнаженной кровлей, значительные потери руды в целиках являются основными недостатками этих систем. Разубоживание руды обычно невелико и редко превышает 6—7%. Удельный объем подготовительных работ

изменяется от 1,5—2,5 *м* на 1000 *т* в мощных месторождениях и применении самоходного оборудования до 7—8 *м* при небольшой мощности и полевой подготовке.

Дальнейшее развитие камерно-столбовых систем разработки должно идти по пути более широкого распространения вариантов с применением тяжелого самоходного оборудования, которое, как показывает опыт Миргалимсайского рудника, целесообразно применять не только в пологих, но и в наклонных (30—40°) месторождениях, при расположении камер по простиранию.

Широкие возможности для применения камерно-столбовых систем с самоходным оборудованием имеются при разработке пластовых месторождений каменной соли, гипса и др. Применение самоходного оборудования на соляных шахтах позволит увеличить производительность труда на подземных работах в два—четыре раза.

§ 6. ПОДЭТАЖНО-КАМЕРНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Условия применения. В настоящее время область применения подэтажно-камерных систем разработки существенно сократилась вследствие замены ее системами этажно-камерными, этажного и подэтажного обрушения.

Наиболее благоприятны для применения подэтажно-камерной системы следующие условия: крутое падение, мощность от 10 до 20 *м*; руда от средней крепости до крепкой, сравнительно невысокой ценности, не содержащая включений пустой породы, устойчивые бока.

При меньшей мощности и значительной крепости руды удорожаются подготовка и отбойка. Недостаточный угол падения, очень большая мощность, высокая ценность руды, наличие в ней крупных включений пустой породы оказывают большое влияние на показатели системы: резко увеличивается затрата труда на доставку, возрастает ущерб от потерь руды, снижается производительность труда и интенсивность разработки. Система в таких условиях приобретает существенные недостатки и поэтому может оказаться нецелесообразной или потребует изменений в технологическом процессе, удорожающих добычу руды. Например, при разработке по этой системе ценных руд необходима закладка камер и отработка целиков системами с высоким извлечением.

Недостаточная устойчивость боковых пород или руды заставляет, как правило, отказываться от данной системы ввиду опасности работ, увеличения разубоживания и потерь руды.

Для уяснения сущности системы рассмотрим один из ее вариантов, созданный в Криворожском бассейне и являющийся там долгое время наиболее распространенным.

Главный откаточный штрек *1* (рис. 84) проводят по контакту с лежачим боком. Высота этажа обычно 50—60 *м*. Блок состоит из камеры длиной 50 *м* и междукамерных целиков шириной 6—8 *м*. По оси последних располагаются восстающие *2*.

В 4—6 *м* над кровлей основного штрека у висячего бока проводят штрек *3* горизонта дробления, который соединяется со штреком основного горизонта рудоспусками *4*, заранее пройденными на расстоянии 8 *м* один от другого.

Штреки *1* и *3* проводят обычно без крепления. Восстающий *2* имеет два отделения — ходовое и рудоспускное и раскрепляется расстрелами с обшивкой со стороны рудоспускного отделения. Устья рудоспусков после проведения штрека *3* и камер дробления *5* перекрывают грохотами.

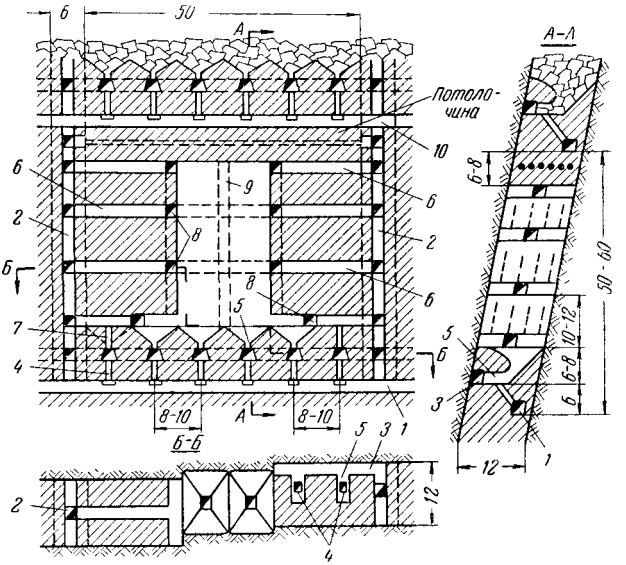


Рис. 84. Типичный вариант системы разработки подэтажными штреками

Нарезка блока к очистной выемке заключается в проходке из восстающего в одну сторону или встречными забоями подэтажных штреков *6*, располагаемых примерно посредине мощности рудного тела и через 10—12 *м* по вертикали один над другим. Участок блока между подэтажными штреками называется подэтажом. При данных размерах этаж разделен на три подэтажа.

Самый нижний подэтажный штрек располагают в 4 *м* над кровлей штрека *3* и после проведения соединяют с последним рудоспусками *7*. В верхней части эти рудоспуски расширяют в виде воронок. Перед образованием воронок обычно производят подсечку рудного тела на уровне нижнего подэтажного штрека подрезными ортами *8*.

Очистная выемка блока начинается от его средины и подвигается к флангам. Началу очистной выемки предшествуют проходка отрезного восстающего *9* посредине длины блока и разделка его в отрезную щель на всю мощность рудного тела.

Отрезной восстающий проходят участками из каждого подэтажного штрека. Иногда его проходят раньше подэтажных штреков и используют для проходки последних.

После подсечки блока снизу на ширину одной-двух воронок и образования отрезной щели приступают к очистной выемке.

В дальнейшем подсечка блока и образование новых воронок ведутся одновременно с очистной выемкой, опережая последнюю на одну воронку.

На рис. 84 очистная выемка показана не в начальной стадии, а достаточно подвинутая в обе стороны от отрезной щели.

Толщу руды над каждым подэтажным штреком обуривают глубокими шпурами из подрезных ортов *8*. Для удобства бурения высота ортов несколько больше высоты подэтажного штрека. Ширина ортов 2—2,5 *м*.

Отбиваемая при проходке ортов руда взрывом отбрасывается в очистное пространство, и отгребание руды в этой стадии почти исключается.

В представленном на рис. 84 варианте отбойка руды осуществляется восходящими параллельными штанговыми шпурами глубиной 6—8 *м*. Линия наименьшего сопротивления 1,5—2,5 *м*, расстояние между шпурами в ряду 2—3 *м*. Выход руды на 1 *м* шпура 15—25 *т*. Производительность труда бурильщика за смену 120—180 *т*. Для поддержания боков камеры и для сохранения вентиляционного штрека *10* в кровле камеры оставляют подштрековый целик, называемый потолочиной.

Междукамерные целики и потолочину отрабатывают позднее, после выемки двух и более соседних камер. Порядок и способы отработки целиков различны. В отдельных случаях потолочину и междукамерные целики обрушают одновременно массовым взрывом скважинных или минных зарядов.

Днище камеры обычно отрабатывают одновременно с потолочиной нижележащего этажа.

Описание способов выемки целиков дано в главе XII.

Процесс очистной выемки (рис. 85) каждого подэтажа состоит из проходки подрезного орта на всю ширину камеры и обуривания его кровли.

Первая часть цикла — проходка орта при длине заходок по 2 *м* продолжается примерно три смены. В конце смены производится заряжание и взрывание, а в промежутке между сменами — проветривание. Производительность труда бурильщика на проходке орта 60—80 *т/смену*.

Вторая часть цикла состоит в отбойке уступа шпурами глубиной по 6 *м*. На бурение их одним телескопным молотком требуется около четырех смен, что соответствует сменной производительности труда бурильщика 150—180 *т* отбитой руды.

Работа начинается с подрезки II подэтажа (верхнего), затем производится его отбойка и на этом заканчивается цикл его отработки. За ним следует такой же цикл в I подэтаже.

Рассмотренный пример цикличной организации очистных работ нельзя считать типичным. Последовательность выполнения работ, входящих в цикл, время, затрачиваемое на отдельные элементы цикла, число одновременно работающих бурильщиков, их производительность труда могут сильно изменяться в зависимости от принятой высоты подэтажа, крепости руды, мощности рудного тела и способа отбойки.

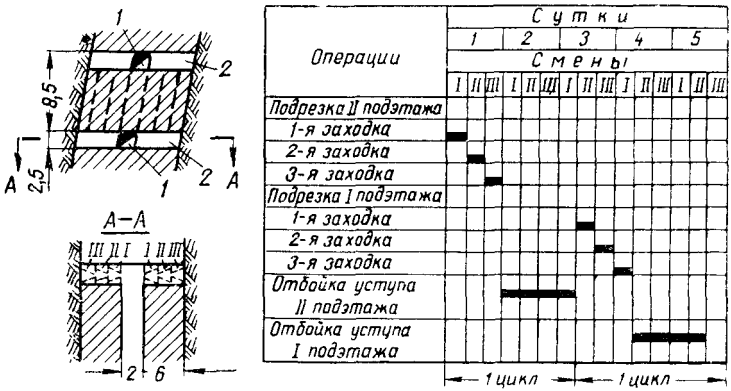


Рис. 85. Организация очистной выемки:
1 — подэтажный штрек; *2* — подрезной орт; *I—III* — порядок отбойки

Процесс выемки подэтажей протекает в описанном выше порядке до тех пор, пока линия забоя не подвинется с обеих сторон блока до границы междукамерных целиков.

Способы подготовки и нарезки блоков, а также некоторые детали очистной выемки, проходка дучек, подсечка и отрезка камеры, вторичное дробление и другие процессы при системе подэтажных штреков характерны и для многих других систем разработки (этажно-камерные, некоторые варианты систем с магазинированием руды и комбинированные системы разработки). В связи с этим следует остановиться на рассмотрении указанных вопросов подробнее.

Подготовка блоков и размеры основных элементов системы

Схема подготовки основного горизонта при системах с подэтажной выемкой выбирается в основном в зависимости от мощности рудного тела и принятого способа выпуска отбитой руды: через горизонт скреперования или реже через камеры грохочения.

При мощности месторождения до 25 *м* камеры располагают длинной стороной по простиранию рудного тела и очистную выемку в них ведут также по простиранию. Соотношение запасов руды в камере и междукамерных и междуэтажных целиках в этом случае изменяется от 6 до 2. При расположении камер вкрест простирания это соотношение обычно не превышает 1,5 и снижается до 1 и даже

менее. Поэтому трудности, связанные с отработкой целиков и потери руды при расположении камер вкрест простирания, значительно возрастают.

Необходимость расположения камер в очень мощных рудных телах вкрест простирания вызывается тем, что площадь обнаженной потолочины в длинной камере становится очень большой и возможно преждевременное ее обрушение; приходится значительно увеличивать толщину потолочины и ширину междукамерных целиков, если камера имеет большую длину; работы по подсечке блока и развертыванию воронок в таком случае становятся особенно

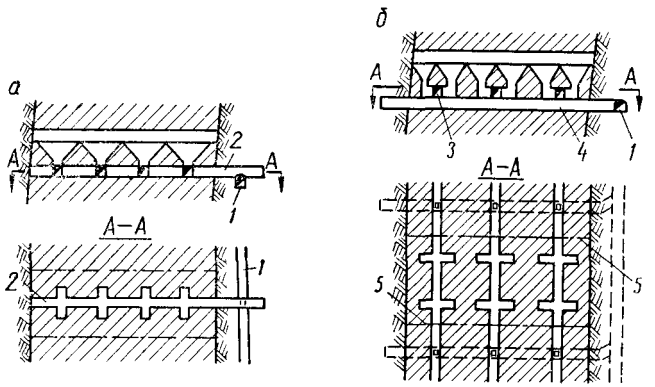


Рис. 86. Подготовка блока:
1 — откаточный штрек; *2* — орт скреперования; *3* — штрек скреперования; *4* — орт откаточный; *5* — границы камера

опасными. При мощности рудного тела до 10—12 *м* воронки над штреком располагают в один ряд, при большей мощности — в два, реже в три ряда.

Если выпуск ведется через горизонт скреперования, то на основном горизонте проводят полевой штрек (рис. 86, *б*), а из него орты-заезды.

Аналогичную схему подготовки принимают в случае расположения камер вкрест простирания и выпуска руды через камеры грохочения, а также при вибровыпуске или выпуске на почву выработок основного горизонта. Откаточный орт проходят либо по центру камеры, либо по оси междукамерного целика. Если же при расположении камер вкрест простирания руду выпускают на горизонт скреперования, то выработки скреперования можно располагать как вдоль камеры, так и поперек ее (рис. 86, *а*).

Схема со штреками скреперования *3* (рис. 86, *б*) может обеспечить более высокую производительность блока благодаря лучшим условиям подземного транспорта.

Другие схемы подготовки будут рассмотрены при описании отдельных вариантов систем.

Высота этажа слагается из высоты штрека основного горизонта, надштрекового целика, толщины потолочины и высоты

камеры. Увеличение высоты этажа особенно важно, так как благодаря этому снижаются расходы по подготовке на 1 *т* запасов и сокращаются потери 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 сравнительно небольшой мощности рудного тела, угле падения около 90°, крепкой руде и весьма устойчивых боковых породах, увеличенных размерах междуэтажных целиков, небольшой длине камер.

Минимальная высота этажа 60 *м* принимается в условиях, противоположных приведенным.

Длина блока по простиранию обычно 50—60 *м*. Одной из причин, ограничивающих длину блока, является трудность проходки 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.

На рудниках Криворожского бассейна площадь обнажения висячего бока допускается от 800 до 3000 $м^2$.

Максимальная длина блоков 100 *м* принимается примерно в тех же условиях, в каких и максимальная высота этажа.

Ширина камер при расположении их вкрест простирания зависит от физико-механических свойств руды, толщины и срока существования потолочины. Толщина потолочины принимается в среднем от 0,3 до 0,5 ширины камеры. Ширина камер от 10 до 30 *м*.

Днищем камеры принято считать часть междуэтажного целика от почвы откаточного штрека до горизонта подсечки. Толщина днища 10—15 *м* при выпуске руды через горизонт грохочения и 6—10 *м* при скреперной доставке.

Толщина междукамерных 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. Учитывается также способ их последующей отработки. Минимальную ширину целиков 4—6 *м* принимают при расположении камер по простиранию и мощности рудного тела до 12 *м*; если мощность больше 12 *м*, то ширину целика увеличивают до 10 *м*, а иногда до 15 *м*.

При расположении камер вкрест простирания запасы руды в междукамерных и междуэтажных целиках нередко превышают камерные запасы. Так как способы выемки камер и целиков существенно отличаются, то этот вариант, так же как и рассматриваемые далее этажно-камерные системы с расположением камер вкрест простирания, следовало бы относить к классу комбинированных систем разработки.

Рассмотрение их в первом классе систем условно и вызывается исключительно удобством изучения вместе с обычными камерными системами с выемкой по простиранию.

Подэтажно-камерные системы с выемкой камер вкрест простирания (называемые в литературе часто системой разработки подэтажными ортами) применяют теперь довольно редко. Принимая во внимание, кроме того, полную аналогию

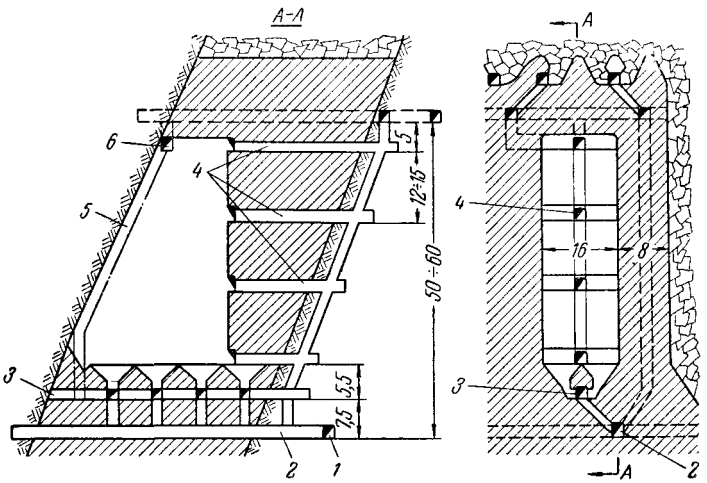


Рис. 87. Система разработки подэтажными ортами:
1 — штрек откаточный; *2* — орт откаточный; *3* — орт горизонта грохочения; *4* — подэтажные орты; *5* — отрезной восстающий; *6* — вентиляционная сбойка

технологии очистной выемки для вариантов с отбойкой из подэтажных штреков и из подэтажных ортов, описание этой системы не приводим и ограничимся только изображением схемы (рис. 87), из которой видны отличительные особенности подготовительных и нарезных работ.

Значительно чаще камеры располагают вкрест простирания при этажно-камерных системах, а также при подэтажной выемке с увеличенной высотой подэтажа (последний будет рассмотрен дальше).

Проходка и расположение дучек

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 чрезмерно пересыпать штрек скреперования или грохот.

Довольно распространены вертикальные дучки, проходимые из горизонтальных рассечек *1* (рис. 88, *а*). Величина *а* пересыпания

рудой штрека скреперования зависит от размеров козырька *2* и не должна превышать $^2/_3$ ширины выработки.

В горизонтальной рассечке при скреперной доставке образуется «мертвая зона» *C*, вследствие чего сечение потока руды, поступающей из дучки, сужается до величины *в*, что затрудняет выпуск. Поэтому целесообразно нижнюю часть дучки в месте сопряжения ее со штреком скреперования делать наклонной (рис. 88, *б*). Угол наклона зависит от кусковатости и влажности руды.

Дучки проходят одновременно с выработкой скреперования, либо последовательно. Сечение дучки принимается от 2 до 5 $м^2$, при крупной руде до 6—7 $м^2$. Большие размеры выпускных отверстий значительно сокращают зависание руды в дучках и тем самым

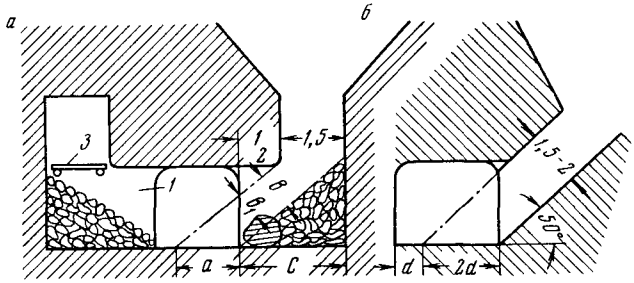


Рис. 88. Конструкция дучек

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 многократных взрывов зарядов ВВ для ликвидации зависаний руды дучки расширяются, козырек *2* разрушается и поступающая по дучкам руда пересыпает скреперную выработку. Это обстоятельство следует учитывать при выборе глубины горизонтальной рассечки, из которой проходится дучка.

Различают о д н о с т о р о н н е е (рис. 89, *а*) и д в у с т о р о н н е е (рис. 89, *б*, *в*) расположение дучек. При двустороннем расположении уменьшается число штреков скреперования. Однако при одностороннем расположении вместе с числом выработок скреперования увеличивается и число лебедок для скреперования, а отсюда — производительность блока. Кроме того, при одностороннем расположении легче избежать пересыпания скреперной выработки рудой путем расширения ее в сторону массива руды. Поэтому при крупнокусковатой руде одностороннее расположение дучек имеет существенные преимущества перед двусторонним. Кроме того, такое расположение дучек 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 (рис. 89, *б*) и симметричное (рис. 89, *в*) двустороннее расположение дучек.

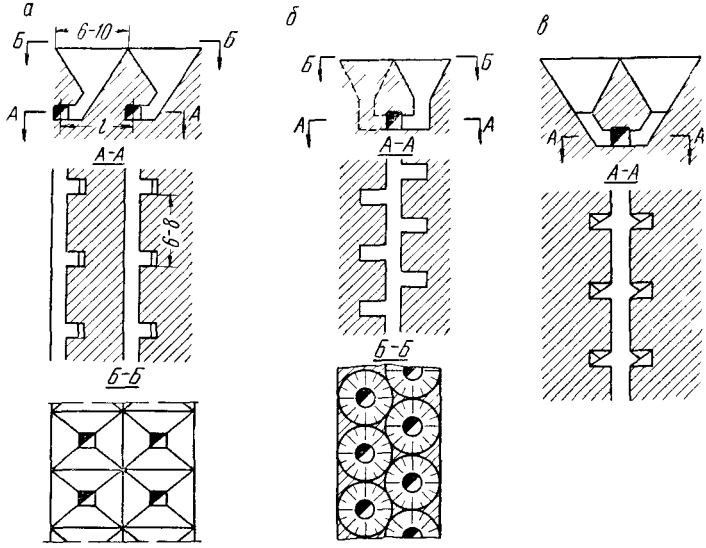


Рис. 89. Схема расположения дучек

Шахматное расположение имеет больше сопряжений, требует больших расходов на поддержание выработок. Оно более опасно при передвижении людей по выработкам и ликвидации зависаний руды в дучках, так как в штреке скреперования практически нет такого места, которое было бы защищено от попадания руды при внезапном обрушении зависаний. В практике чаще применяют симметричное расположение дучек.

Подсечка камер, образование воронок

Мелкошпуровой способ подсечки (рис. 90) заключается в проходке вокруг дучек кольцевых заходок *1* шириной 1,5 —2 *м*. Заходки проходятся из штрека *2* горизонта подсечки, сбивающего между собой все дучки. Воронка образуется взрыванием нисходящих шпуров *3* глубиной 1,2—1,5 *м*, пробуренных в почвоуступном круговом забое. Сменная производительность труда бурильщика 30—50 *т* в рудах крепостью 8—12. Опережение подсечки над линией очистного забоя равно одному-двум диаметрам воронок.

Подсечка штанговыми шпурами. Дучки в крепких рудах проходят до уровня кровли подсечного пространства (рис. 91, *а*). На высоте 1,5—2 *м* в них сооружают буровой полок, с которого бурят комплекс штанговых шпуров глубиной 5—6 *м*.

В результате одновременного взрывания зарядов этих шпуров образуется воронка и подсечка камеры на площади 25—35 $м^2$. В рудах средней крепости проходить дучки до кровли подсечки нет

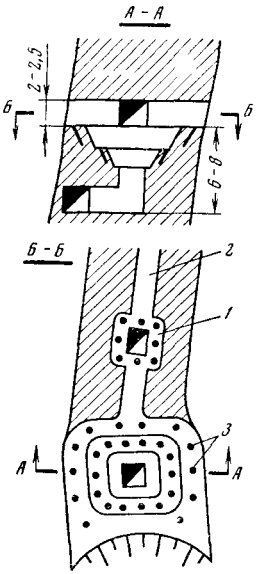


Рис. 90. Мелкошпуровой способ подсечки и образования воронок

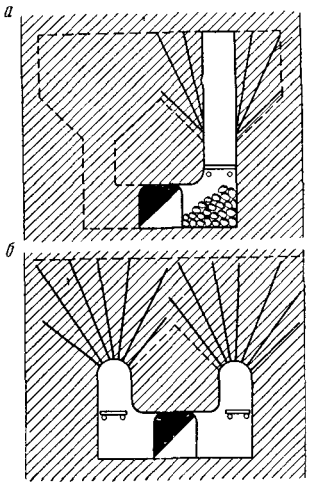


Рис. 91. Подсечка штанговыми шпурами

необходимости; штанговые шпуры в этом случае бурят из коротких (1,5—2 *м*) дучек (рис. 91, *б*).

На рис. 92 показано сочетание подсечки с отбойкой нижнего подэтажа. Аналогичным образом может осуществляться подсечка на большую высоту.

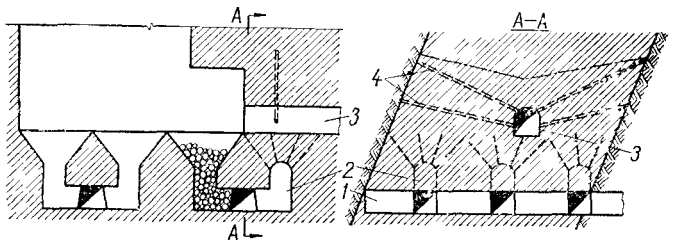


Рис. 92. Подсечка штанговыми шпурами:
1 — орт скреперования; *2* — дучка; *3* — штрек подэтажный, *4* — штанговые шпуры

Производительность труда бурильщика при подсечке штанговыми шпурами 40—70 *т/смену*. По сравнению с мелкошпуровой подсечкой она имеет ряд преимуществ: более безопасные условия труда,

так как бурильщик находится в выработках небольшого сечения; почти полное отсутствие мелкошпурового бурения уменьшает запыленность воздуха; сократились расходы благодаря отсутствию ручной уборки руды, меньшему объему нарезных работ, более эффективному способу отбойки.

Недостаток штанговой подсечки — трудность применения ее при неправильных контактах рудного тела и сильное нарушение надштрековых целиков в случае недостаточно внимательного ведения взрывных работ.

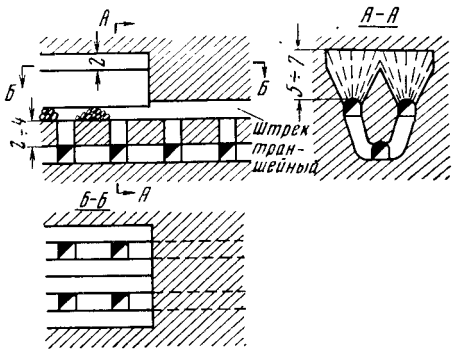


Рис. 93. Траншейная подсечка

Траншейная подсечка. На рис. 93 приведен наиболее распространенный способ траншейной подсечки.

Дучки 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 (толщина слоя). Взрывание ведут по одному комплекту, взрывая шпуры 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.

На траншейной подсечке производительность труда бурильщика в рудах с коэффициентом крепости 8—12 составляет 50—90 *т/смену*.

Траншейная подсечка является наиболее дешевой, однако применять ее в рудных телах неправильной формы с непостоянной мощностью затруднительно, а иногда и невозможно.

Образование отрезной щели

Отрезная щель служит для создания открытого пространства, на которое начинается отбойка руды в подэтажах. Отрезную щель располагают в конце или посредине блока. Центральное расположение щели (ее в этом случае иногда называют «разрезной») позволяет вести двустороннюю отработку блока и способствует лучшему сохранению устойчивости междукамерных целиков и потолочины. Одностороннюю выемку, которая более удобна в отношении проветривания и требует меньше подготовительных работ, применяют в коротких блоках или при очень прочной потолочине.

Образование отрезной щели заключается, как правило, в расширении отрезного восстающего. Способ расширения связан с принятым способом отбойки подэтажей: мелкими, штанговыми шпурами или глубокими скважинами.

Наиболее распространены три способа образования отрезной щели: из открытых заходок (рис. 94), из закрытых заходок и с магазинированием руды.

На каждом подэтаже вокруг отрезного восстающего *1* делают кольцевую заходку *2* шириной 2—2,5 *м* и высотой 2—2,2 *м*, а из нее бурят один-два ряда восходящих штанговых шпуров в зависимости от крепости руды и толщины отбиваемого слоя. Почву заходки обуривают мелкими шпурами.

Взрывание штанговых и мелких шпуров на подэтажах ведут последовательно снизу вверх. Если проходку щели начинать сверху, то

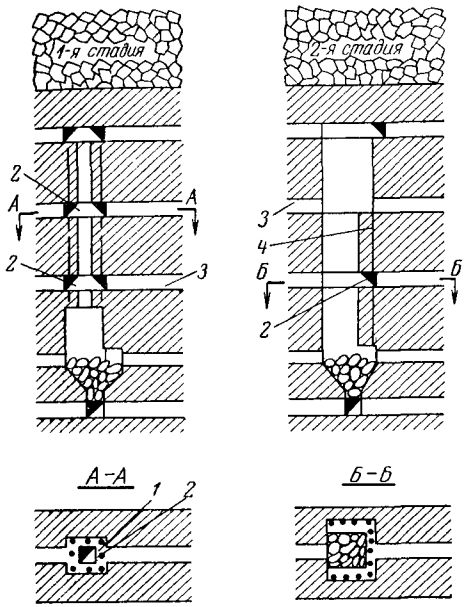


Рис. 94. Образование отрезной щели штанговыми шпурами

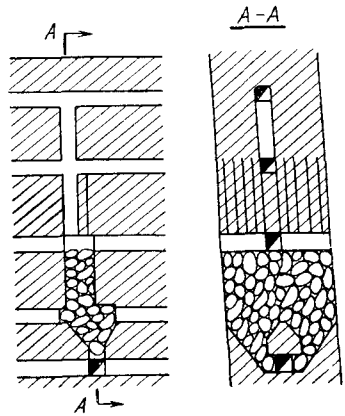


Рис. 95. Образование отрезной щели с магазинированием руды

неизбежно частое зависание руды в относительно узком отрезном восстающем. В результате взрывов ширина отрезного восстающего увеличивается примерно на удвоенную ширину кольцевой заходки. Вокруг расширенного восстающего вновь делают кольцевые или полукольцевые заходки из подэтажных штреков *3*, из них бурят восходящие штанговые шпуры *4*, которые уже взрывают в нисходящем порядке, так как в расширенном восстающем зависания руды исключаются. Нисходящий порядок взрывания позволяет отказаться от бурения мелких нисходящих шпуров.

Число стадий по расширению отрезной щели связано с шириной камеры. При расположении камеры по простиранию на каждом подэтаже делают по три-четыре кольцевые заходки.

О т р е з н у ю щ е л ь с м а г а з и н и р о в а н и е м р у д ы делают следующим образом: руду при образовании воронок и подсечке частично магазинируют в воронках (рис. 95) и с ее поверхности с трех сторон отрезного восстающего бурят штанговые шпуры

на высоту подэтажа. Шпуры взрывают одновременно, забой проветривают и руду частично выпускают для создания призабойного пространства высотой 2—2,5 *м*. Затем аналогично обуривают следующий подэтаж.

После окончания проходки отрезной щели и выпуска из нее всей руды приступают к отбойке подэтажей.

Отрезку блока с магазинированием удается выполнить значительно быстрее, чем из открытых заходок. Несколько худшие условия проветривания и бурения шпуров — недостатки этого метода.

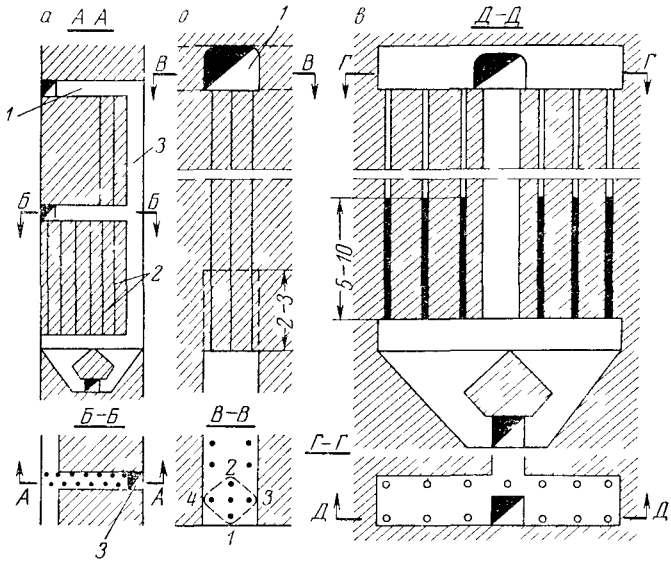


Рис. 96. Способы образования отрезной щели и отрезного восстающего глубокими скважинами

Отрезка из закрытых заходок применяется в недостаточно устойчивых рудах, при наличии тектонических нарушений, т. е. когда применение самой системы с открытыми камерами вообще вызывает большие затруднения. Поэтому данный способ отрезки не рассматриваем.

Отрезную щель создают глубокими скважинами (рис. 96) в тех случаях, когда на подэтажах большой высоты ведут отбойку руды глубокими скважинами. С этой целью на каждом подэтаже проходят буровые орты *1* (рис. 96, *а*), из которых бурят нисходящие скважины *2* на высоту подэтажа (15—25 *м*). Скважины обычно располагают в два ряда симметрично или в шахматном порядке на расстоянии 1,5—3 *м*. Скважины взрывают последовательно по одной-две от восстающего *3* к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель по всей высоте камеры шириной около 2—3 *м* и длиной, равной ширине камеры.

Отрезной восстающий *3* при расширении его в отрезную щель с помощью скважин проходят обычно со стороны висячего бока. В зависимости от наклона восстающего скважины бурят вертикально или наклонно.

Описанный способ образования отрезной щели обеспечивает наряду с безопасностью высокую производительность труда.

Отрезной восстающий часто проходят также с помощью глубоких скважин (рис. 96, *б*). Из бурового орта *1* до подсечного пространства бурят пять—семь нисходящих скважин диаметром 100—110 *мм*. Число скважин и схему их расположения определяют опытным путем, принимая расстояния между скважинами от 0,5 до 1,2 *м*. Скважины заряжают сверху из буровой выработки на высоту одного яруса (2—3 *м*) и взрывают последовательно.

Скважину 0 не заряжают, остальные заряжают и взрывают в последовательности их нумерации. После взрывания забой проветривают и приступают к заряжанию скважин следующего яруса. При каждой зарядке нижнюю часть скважины перекрывают составными коническими пробками, опускаемыми в скважину на проволоке.

Проходка отрезных восстающих с применением глубоких скважин позволяет улучшить условия труда, повысить производительность и снизить себестоимость. Однако хорошие результаты проходки могут быть получены только при отклонении скважин от заданного направления, не превышающем 0,5 *м*. В противном случае возникают осложнения: запрессовка скважин, прострелы или сужения сечения восстающего, вызывающие зависания руды.

Указанные осложнения возникают и при образовании отрезной щели описанным способом, если отклонения скважин превышают допустимые. Эти недостатки уменьшаются, если образование отрезных щелей осуществляют методом секционного взрывания глубоких скважин. Сущность этого метода (рис. 96, *в*) заключается в одновременном заряжании всех скважин на высоту одного яруса (5—10 *м*) и последующем последовательном или

Таблица 11

Показатели способов отрезки камер, применяемых на рудниках Горной Шории

Способ отрезки	Производительность труда бурильщика, *т*/смену	Продолжительность отрезки, месяц	Производительность камеры в период отрезки, тыс. *т* в месяц
С подэтажной отбойкой руды из открытых заходок	35—45	2,5—3,5	3—5
С магазинированием руды . . .	37—49	1,5—2	4—6
С отбойкой глубокими скважинами:			
на всю глубину	50—60	1,5—2,5	4—6
секционным взрыванием . .	60—70	0,5—1	10—15

короткозамедленном их взрывании. Следовательно, в этом случае отрезная щель образуется так же, как и отрезной восстающий снизу вверх.

В табл. 11 приведены показатели способов отрезки камер.

Способы отбойки подэтажей

Мелкошпуровой способ отбойки (рис. 97, *а*) применяют только в рудных телах сложной формы, особенно если они содержат включения пустых пород. Достоинства мелкошпурового метода отбойки хорошее дробление руды, возможность выемки камерного

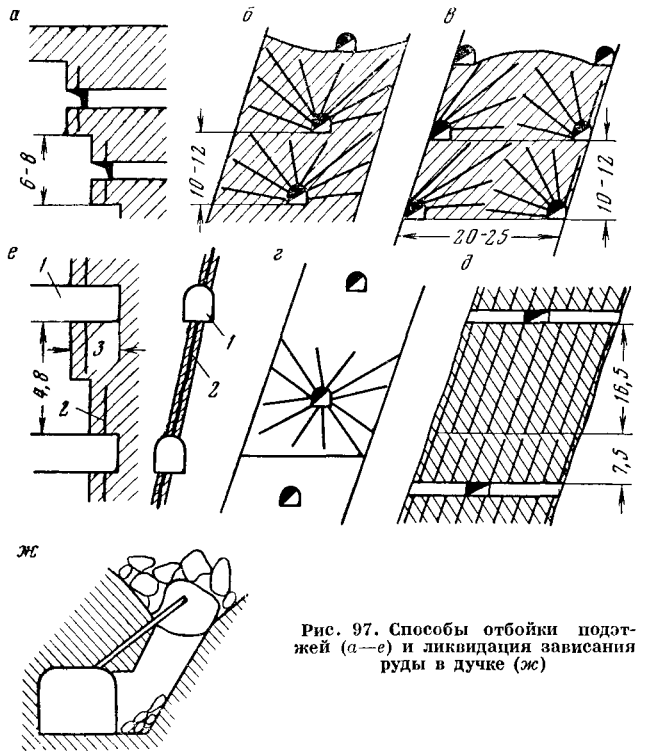


Рис. 97. Способы отбойки подэтажей (*а—е*) и ликвидация зависания руды в дучке (*ж*)

запаса без значительных потерь и разубоживания. Большой объем работ по проходке подэтажных штреков и буровых заходок, низкая производительность труда бурильщика и повышенное пылеобразование привели к почти повсеместному отказу от применения этого метода отбойки. Высота подэтажа при глубине шпуров 2—2,5 *м* составляет 6—8 *м*. Забои могут располагаться в одной вертикальной плоскости или потолкоуступно. Иногда при общем потолкоуступном расположении подэтажей высотой 10—12 *м* каждый из них отрабатывается почвоуступным забоем.

Отбойка штанговыми шпурами является одним из наиболее распространенных способов отбойки. Кроме описанного ранее способа отбойки подэтажей восходящими штанговыми шпурами известно несколько других вариантов отбойки штанговыми шпурами.

Штанговое бурение позволило сократить длину буровых заходок или совсем отказаться от них. Веерный комплект штанговых шпуров бурят из подэтажного штрека (рис. 97, *б*) колонковыми и телескопными перфораторами, глубина шпуров 8—12 *м*. Число шпуров в комплекте определяется крепостью руды и в среднем составляет шесть—восемь. Толщина отбиваемого слоя 1,5—2,5 *м*. Производительность труда бурильщика в рудах средней крепости достигает 200—250 *т/смену*.

Для лучшего оконтуривания камеры на каждом подэтаже проводят два штрека (рис. 97, *в*). При расположении камер вкрест простирания наличие двух ортов способствует сохранению устойчивости целиков. В хорошо дробящихся рудах применяют отбойку круговыми комплектами штанговых шпуров (рис. 97, *г*). На рис. 97, *д* показана отбойка подэтажей вертикальными комплектами восходящих и нисходящих штанговых шпуров диаметром 50 *мм*.

Отбойка из подэтажных штреков возможна и в весьма тонких жилах. Один из вариантов такой отбойки, применяющийся на нескольких отечественных рудниках, показан на рис. 97, *е*. Подэтажные штреки *1* сечением 2 × 0,8 *м* проводят в обе стороны от восстающего по мере подвигания очистных работ с опережением на 2,5—3 *м*. Из подэтажных штреков пробуривают по жиле вверх и вниз шпуры *2* для образования узкой щели шириной немного более мощности жилы. Отбитая руда скатывается по щели в воронки и поступает в люки.

Указанный способ отбойки можно применять в тонких жилах с относительно выдержанными элементами залегания.

Отбойка глубокими скважинами получила распространение в последнее время в связи с появлением высокопроизводительных буровых станков для крепких пород. Резкое уменьшение нарезных работ, высокая производительность труда рабочих на отбойке и ряд других достоинств, присущих отбойке глубокими скважинами, способствуют широкому распространению этого способа отбойки.

При варианте системы подэтажных штреков с увеличенной высотой подэтажа, отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин (рис. 98, *а*) и выпуском руды на подошву выработок основного горизонта характер подготовки, как и расположение скважин могут быть разнообразными.

Подготовительные работы состоят в проходке полевого откаточного штрека *1*, между ним и рудным телом располагаются погрузочные камеры *4*. Вентиляционные сбойки *5* соединены с вентиляционным штреком *2*. В каждой погрузочной камере обычно проходят по две дучки *6*. Из трех подэтажных штреков *3* нижние служат для обуривания веерообразных комплектов скважин, верхний — в качестве вентиляционного.

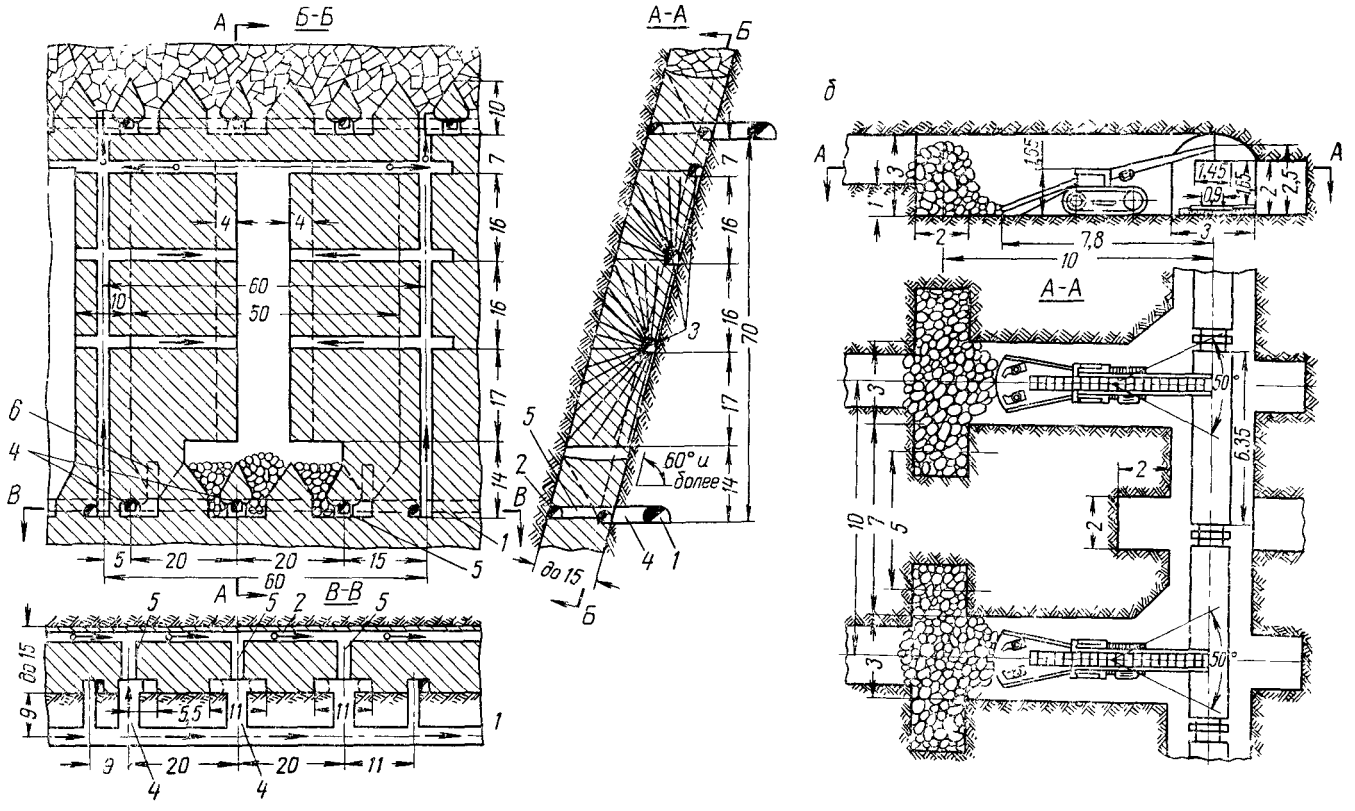


Рис. 98. Система подэтажных штреков с отбойкой глубокими скважинами и конструкция погрузочных ортов

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с верхнего подэтажа. Отбитая руда поступает через воронки и дучки на подошву погрузочных камер, где самоходными погрузочными машинами нагружается в вагоны. На рис. 98, *б* видно расположение погрузочных машин при расстоянии между осями смежных дучек 5 *м* (стрелками показано движение свежей и исходящей струи воздуха при проветривании блока). Для бурения глубоких скважин рекомендуется использование самоходного бурового станка.

Указанный вариант рассчитан на применение в крутопадающих залежах мощностью до 15 *м*.

Система поэтажных штреков с увеличенной высотой подэтажа принципиально не отличается от этажно-камерных систем ни конструктивно, ни показателями. Поэтому указанная схема подготовки откаточного горизонта, выпуск и погрузка руды целесообразны и для рассматриваемых дальше этажно-камерных и других систем разработки.

Вторичное дробление руды занимает значительное место в очистной выемке и во многом определяет ее трудоемкость. В зависимости от принятой схемы подготовки оно осуществляется в камерах грохочения, скреперных штреках, дучках или на почве откаточного горизонта.

Как правило, для дробления пользуются накладными зарядами. Расход ВВ на вторичное дробление зависит от кусковатости руды и иногда превосходит расход на первичное взрывание.

Доставка руды, если выпуск ее производится через камеры грохочения, происходит в основном под действием собственного веса.

По штрекам (ортам) скреперования руду доставляют скреперами емкостью 0,2—0,6 $м^3$. Производительность скрепера зависит прежде всего от кусковатости руды и расстояния скреперования. В среднем за смену она колеблется в пределах 100—300 *т*. Простои лебедок вызываются в основном зависанием руды в дучках и ликвидацией этих зависаний, вторичным дроблением руды на почве выработок скреперования и на грохотах. Для нормальной работы скреперной установки ширина выработки скреперования должна быть в два раза больше ширины скрепера. При недостаточном угле падения рудного тела доставку скреперованием ведут иногда по лежачему боку.

Поддержание очистного пространства осуществляется междуэтажными и междукамерными целиками. Правильный подбор размеров целиков и камер составляет важнейшее условие безопасного ведения работ. Чрезмерное обнажение кровли и боков камеры или недостаточные размеры целиков могут послужить причиной преждевременного, иногда массового обрушения боков и потолочины.

При недостаточно устойчивых породах висячего бока руду с его стороны отбивают не полностью, оставляя временный целик, который обрушают вместе с потолочиной и междукамерными целиками.

Техника безопасности при системах разработки с подэтажной выемкой

Рассмотрим основные мероприятия по предупреждению несчастных случаев при этих системах разработки.

Во избежание падения людей в выработанное пространство при выполнении работ в буровой заходке запрещается работать без предохранительного пояса, прикрепленного канатом к надежной опоре за пределами подрезанной части уступа. Почва заходки должна быть горизонтальной, а ширина ее не менее 1,5 *м*.

Для предупреждения обрушения руды с кровли заходки необходимо своевременно производить оборку заколов. Высота заходки не должна превышать 2,5 *м*. Совершенно недопустимо пребывание людей в открытой камере.

При отбойке веерными комплектами штанговых шпуров или глубоких скважин опасность падения людей и обрушения кровли существенно снижается. Наиболее опасно преждевременное массовое обрушение потолочины и междукамерных целиков или пород висячего бока, так как обрушающиеся породы сжимают воздух, находящийся в камере, и он устремляется с громадной скоростью по выработкам, примыкающим к камере. Детальное изучение физико-механических свойств руды, оставление потолочины и междукамерных целиков соответствующих размеров, быстрая отработка камер и своевременное погашение целиков являются основными мероприятиями, предупреждающими преждевременное обрушение целиков.

Если во время выпуска над дучкой произошло зависание руды, то для разрушения зависания необходимо вести усиленный выпуск руды из соседних дучек или же ввести в дучку под образовавшееся зависание заряд ВВ весом 3—5 *кг* с отрезком детонирующего шнура, прикрепленный к концу шеста длиной 3—4 *м*. Длина детонирующего шнура должна быть достаточной для размещения зажигательной трубки в безопасном месте. Все указанные работы ведутся в присутствии лица технического надзора. Если при повторном взрывании увеличенного заряда обрушения зависания не происходит, это может свидетельствовать о перекрытии дучки одним крупным негабаритом. В этом случае рекомендуется из штрека скреперования через надштрековый целик пробурить шпур до центра негабарита (см. рис. 97, *ж*), зарядить часть шпура в негабарите и произвести взрыв.

§ 7. ЭТАЖНО-КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ

Этажно-камерные системы разработки представляют собой дальнейшее развитие систем с подэтажной выемкой, когда высота подэтажа равна высоте камеры.

Эти системы имели широкое распространение на многих рудниках, разрабатывающих залежи крепких железных руд (Высокогорский, Таштагольский и Темир-Тау Кузнецкого металлургического

комбината, рудник им. Губкина, Гороблагодатский и др.). В настоящее время применение этажно-камерных систем несколько сократилось в связи с переходом на этажное принудительное обрушение.

По конструктивным признакам варианты этой системы с расположением камер вкрест простирания следует относить к комбинированным. Этаж здесь разбивается на регулярно чередующиеся, близкие по размерам камеры и целики; выемка камер и

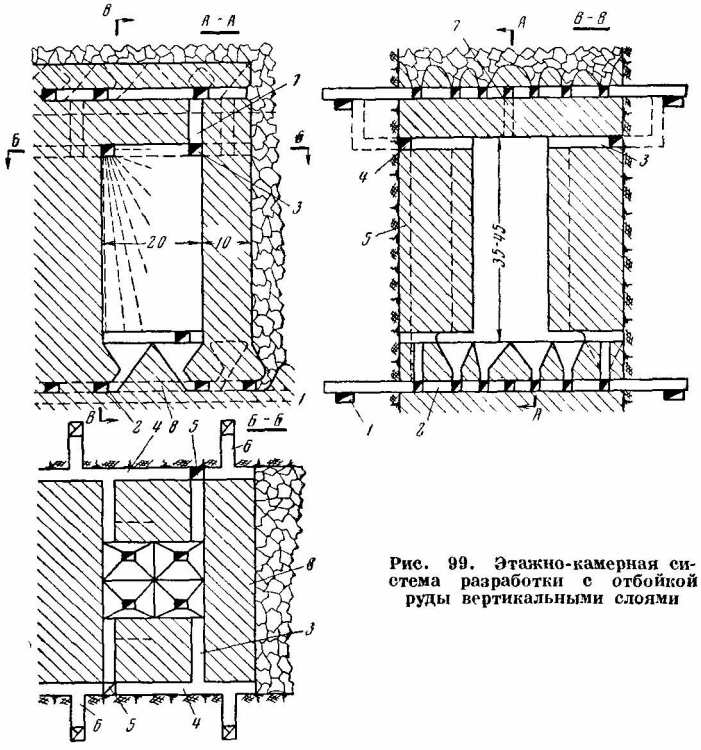


Рис. 99. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

междукамерных целиков ведется в две стадии, так же как при системе разработки подэтажными ортами, также условно отнесенной для удобства рассмотрения к I классу.

На рис. 99 показан вариант этой системы для очень мощных рудных тел.

На уровне кровли полевых откаточных штреков *1* по границе с междукамерными целиками *8* проходят орты скреперования *2* с односторонним расположением дучек. Буровой горизонт располагается на 6—8 *м* ниже подошвы откаточного горизонта вышележащего этажа и состоит из буровых ортов *3*, пройденных по границе камеры с целиками, и штреков *4*, соединяющих буровые орты. Эти штреки предназначены для обуривания междукамерных целиков. Откаточный и буровой горизонты соединены восстающими *5*. Выработки бурового

горизонта соединены с вентиляционным горизонтом ходками *6* и вентиляционной сбойкой *7*.

Подсечка камер аналогична описанным ранее для систем с подэтажной выемкой. Для образования отрезной щели из одного бурового орта до горизонта подсечки проходится отрезной восстающий посекционным взрыванием глубоких скважин. Затем этот восстающий расширяется в отрезную щель взрыванием глубоких скважин.

Для очистной выемки из ортов *3* выбуривают веера глубоких скважин на полную высоту камеры. Расстояние между веерами по длине орта 3—5 *м*. Обуривание одного слоя двумя станками типа НКР-100 занимает 10—20 смен. За взрыв отбивается 10—15 тыс. *т* руды; выход горной массы на 1 *м* скважины 25—40 *т*. Расход ВВ на один слой 2000—3000 *кг*.

Ширина камеры в зависимости от устойчивости руд от 15 до 25 *м*; толщина междукамерных целиков 10—12 *м*. Производительность камеры 25—35 тыс. *т* в месяц. Доставка руды скреперная.

Горизонт скреперования проветривается через вентиляционный штрек, соединяющийся с верхним вентиляционным горизонтом через выработки соседних блоков. Вентиляционная сбойка *7* служит для сбора исходящей струи из камеры в период ее выемки.

Система с этажной отбойкой руды глубокими скважинами эффективна для крутопадающих рудных тел большой мощности. Руда и вмещающие породы должны быть устойчивыми. Так же как при системах с подэтажной выемкой, в рудных телах мощностью до 25 *м* камеры располагают по простиранию, при большей мощности — вкрест простирания.

Выбор схемы расположения скважин в отбиваемом слое зависит от крепости руды, формы рудного тела, диаметра скважин и во многом определяет способ подготовки и нарезки блока.

Обуривание камеры из двух буровых выработок, расположенных по границам камеры (рис. 99), позволяет точно оконтурить скважинами границы камеры. Аналогичная схема скважин при расположении камер по простиранию показана на рис. 100, *а*. При наличии одного бурового штрека (рис. 100, *б*) ухудшаются показатели отбойки. Перебур скважины в сторону лежачего бока способствует более полной отбойке, но приводит к повышенному разубоживанию.

Способ отбойки слоя веерными комплектами скважин (рис. 100, *в*), пробуренных из четырех буровых выработок, применяется на никелевых рудниках Канады в рудах и вмещающих породах большой крепости и устойчивости. 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*.

На шведском железном руднике «Мальбергет» скважины глубиной до 27—30 *м* (рис. 100, *г*) бурили алмазными коронками. Выход

руды на 1 *м* скважины 15 *т*; производительность труда бурового рабочего 126 *т/смену*.

Аналогичный способ обуривания применяется на некоторых отечественных рудниках, например на шахте им. Орджоникидзе в Криворожском бассейне. Бурение скважин из диагонально расположенных штреков показано на рис. 100, *д*.

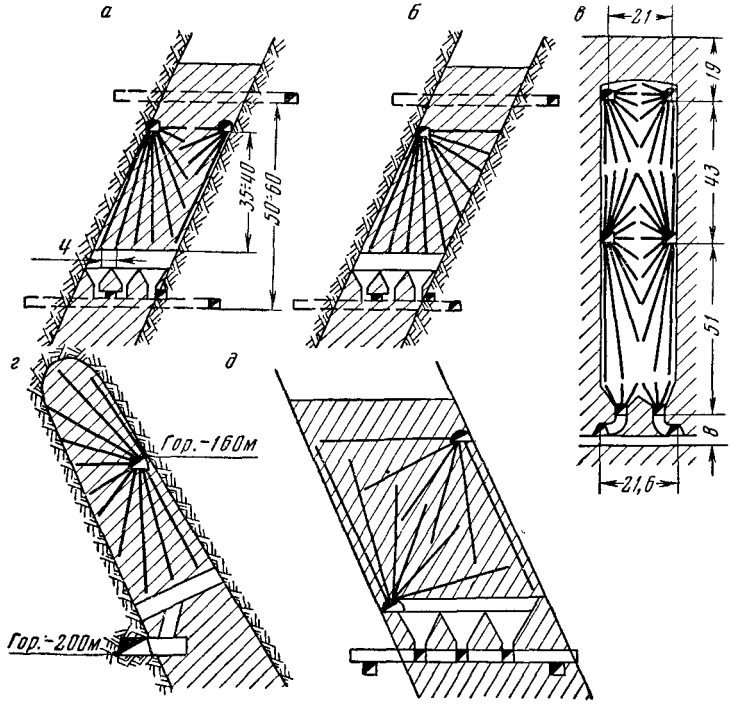


Рис. 100. Различные схемы расположения веерных скважин при отбойке руды вертикальными слоями

На некоторых рудниках для отбойки пользуются параллельными скважинами — вертикальными или наклонными, в зависимости от угла наклона стенок камеры.

При отбойке наклонными параллельными скважинами (рис. 101, *а*) их располагают в один ряд, а бурят из штрека *1* и буровых ортов *2*, расстояние между которыми по простиранию (толщина слоя) 5 *м*.

При толщине отбиваемого слоя меньше 4,5—5 *м* целик между буровыми выработками имеет недостаточную толщину и разрушается при проведении буровой выработки или массовом взрыве.

Поэтому, когда толщина отбиваемого слоя не превышает 4 *м*, скважины располагают иначе.

На руднике им. Губкина (КМА) из буровой выработки шириной 4 *м* бурят два ряда скважин на расстоянии 3,2 *м* (рис. 101, *б*). Толщина целика между выработками 2 *м*. При ширине камеры 20 *м* из

буровой заходки бурят 14 скважин по 40—45 *м* глубиной. Для улучшения дробления руды и снижения сейсмического эффекта взрывание ведется электродетонаторами короткозамедленного действия.

К преимуществам отбойки веерными комплектами глубоких скважин по сравнению с параллельными относятся:

резкое уменьшение объема нарезных работ;

уменьшение числа перестановок станка, позволяющее увеличить на 10—15% их производительность, лучше оборудовать рабочее место и обеспечить более безопасные условия труда;

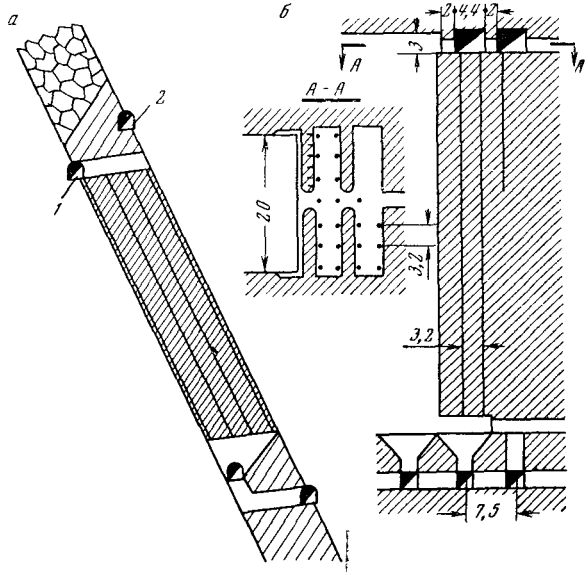


Рис. 101. Расположение параллельных скважин

устранение присущей параллельному расположению скважин опасности разрушения целиков между буровыми выработками во время массовых взрывов.

Недостаток отбойки веерными комплектами скважин — резкое (до 50—80% и выше) увеличение их суммарной длины. Ухудшение дробления руды наблюдается только в том случае, если расстояние между концами скважин в веере значительно — в 1,5—2 раза больше, чем между параллельными скважинами.

Параллельное расположение скважин следует применять лишь в исключительных случаях, так как расчеты показывают его экономическую нецелесообразность даже в крепких рудах с коэффициентом крепости 16—18. Параллельное расположение может оказаться целесообразным при этажной отбойке относительно небольших по мощности (6—10 *м*) рудных тел с выдержанными элементами залегания в тех случаях, когда бурение скважин в разных направлениях вызывает значительное их искривление, а также в случаях, когда

для бурения параллельных скважин можно использовать ранее пройденные выработки, имевшие другое назначение.

Заслуживает внимание обуривание всего слоя веерными или параллельными скважинами из нижней подсечки, позволяющее резко сократить объем нарезных работ. Однако вследствие того, что скважины направлены в потолочину, последняя при этом подвергается разрушению взрывами. Кроме того, усложняется зарядка скважин, затрудняется точное оконтуривание рудного тела. Такая схема отбойки может оказаться целесообразной при пологом падении рудного тела мощностью не более 30 *м*.

§ 8. ЭТАЖНО-КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ОТБОЙКОЙ РУДЫ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ

Условия применения этой системы сходны с предыдущей. Некоторые отличия в условиях применения будут выяснены после рассмотрения основных вариантов.

Вариант системы с отбойкой горизонтальными скважинами применяется сравнительно редко.

Первоначально этот вариант возник в Криворожском бассейне, а затем получил распространение на ряде железных рудников в других районах.

Подготовительные работы на основном горизонте такие же, как при ранее описанных системах с подэтажной и этажной выемкой. Схема нарезных выработок определяется расположением скважин (параллельное или веерное).

На рис. 102 изображен вариант с расположением камер по простиранию рудного тела и отбойкой веерными комплектами горизонтальных скважин.

С основного горизонта по висячему и лежачему бокам месторождения проходят буровые восстающие *1* с буровыми камерами *2*. Расстояние между камерами по вертикали определяется толщиной отбиваемого слоя, которая, в свою очередь, зависит от диаметра скважин и крепости руды. Если толщина целика между буровыми камерами недостаточна, то камеры смещают в горизонтальной плоскости относительно одна другой.

Начальная стадия очистной выемки состоит в подсечке камеры по всей площади. В отличие от ранее рассмотренных вариантов подэтажной и этажной выемки подсечка в этом случае должна быть закончена полностью к моменту отбойки первого слоя. Кроме ранее описанных способов подсечки применяют подсечку глубокими скважинами из подсечных штреков *3*. Скважины располагают в два-три ряда и взрывают последовательно. Высота подсечки 2—3 *м*. Увеличить ее можно взрыванием горизонтальных скважин из буровых восстающих.

При полном развитии очистных работ выемка заключается в обуривании массива руды горизонтальными веерами скважин глубиной 20—30 *м*, а по контактам с висячим и лежачим боками — 40—45 *м*.

Скважины в слое взрываются одновременно или с миллисекундным замедлением. К моменту взрывания нижнего слоя вышележащий должен быть обурен.

Отбойка горизонтальными слоями по сравнению с вертикальными и наклонными слоями имеет ряд достоинств:

для производства очистной выемки достаточно сделать только горизонтальную подсечку, нет необходимости в проходке отрезного восстающего и разделке его в отрезную щель;

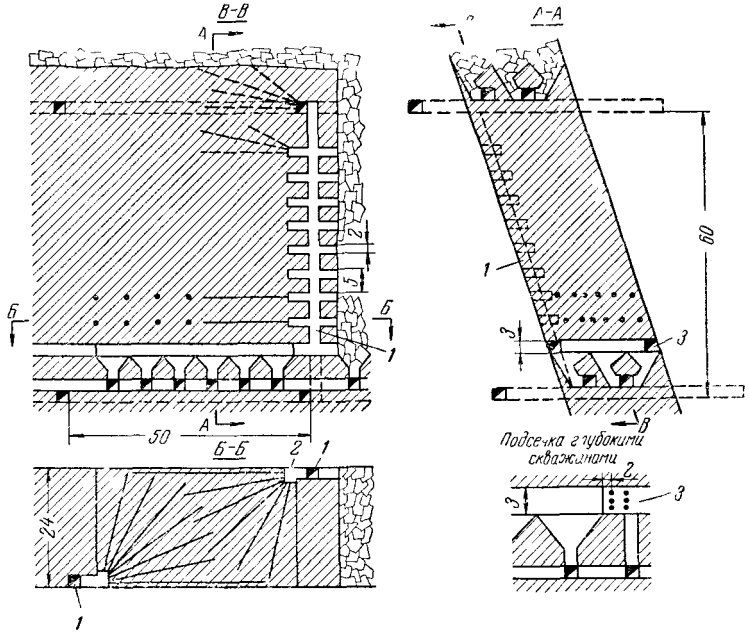


Рис. 102. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды горизонтальными слоями

потолочина образуется в последний период отработки камеры что обеспечивает большую устойчивость ее;

при бурении горизонтальных скважин производительность станков БА-100 и НКР-100 выше, чем при бурении нисходящих скважин;

в случае необходимости, если руда или вмещающие породы окажутся недостаточно устойчивыми, можно перейти на систему с магазинированием руды.

Трудность механизировать уборку породы при проведении буровых камер, необходимость проходки большого числа восстающих, а также сложность заряжания скважин составляют недостатки этой системы. Кроме того, возрастает объем вспомогательных работ, связанных с перемещением бурового станка, монтажом и демонтажем труб, уборкой кабеля и лестниц из ходового отделения восстающего и последующими восстановительными работами в восстающем.

Указанные достоинства и недостатки определяют отличительные особенности условий применения этой системы: менее устойчивые руды и вмещающие породы, наличие вертикальной трещиноватости, слоистости или кливажа. При достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах предпочитают систему с отбойкой вертикальными слоями.

Кроме описанной схемы расположения скважин возможны и другие. В варианте веерного бурения скважин из буровых камер (рис. 103), смещенных одна относительно другой, уменьшается общее число буровых камер в блоке, но скважины имеют большую глубину, что приводит к снижению производительности буровых станков и большему искривлению скважин.

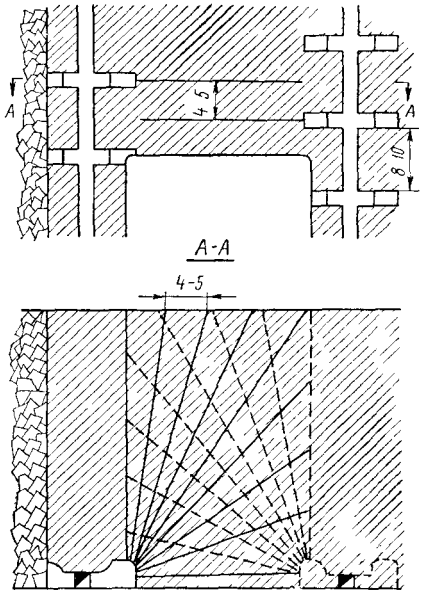


Рис. 103. Способ отбойки горизонтальных слоев веерными комплектами скважин

Интересный вариант отбойки горизонтальными скважинами применяется на шведском руднике «Бодас» и канадском руднике «Сноу-Лейк». На руднике «Бодас» слой толщиной 2—2,5 *м* обуривается из трех восстающих, пройденных по контакту с лежачим боком. В каждом восстающем сооружаются подвесные полки для бурения перфораторами скважин глубиной до 18 *м*. Подъем полков (платформ) осуществляется пневматической лебедкой. Производительность труда бурильщика на руднике достигла 210 *т/смену*. Выход руды с 1 *м* скважины 4,8 *т*.

На руднике «Сноу-Лейк» полки для бурения укрепляют на стальных штангах, заклиненных в метровых шпурах, которые пробуривают в углах восстающего. При толщине отбиваемого слоя 3,1 *м* расстояние между концами скважин 3,6—5,2 *м*. Взрывание ведут электродетонаторами короткозамедленного действия.

Хорошие результаты получены на руднике им. Розы Люксембург при подобной системе с отбойкой веерным комплектом скважин, которые бурили с подвесных полков.

Отбойка горизонтальных слоев параллельными скважинами не получила широкого распространения, так как она требует большого объема работ по проходке буровых штреков (ортов).

Значительно сузилась в последние годы и область применения варианта этажно-камерной системы разработки с отбойкой камерными зарядами.

Один из вариантов этой системы показан на рис. 104. Подготовка аналогична системе с отбойкой из подэтажных ортов.

Этаж разделяют на камеры шириной 20—30 *м* и междукамерные целики толщиной 10—20 *м*. В днище устраивается горизонт вторичного дробления.

Отбойка руды ведется из подэтажных ортов *1* с рассечками *2*, которые проходят из восстающих *3*. Величина камерного заряда в рассечке определяется крепостью руды, расстоянием между зарядами и толщиной отбиваемого слоя. При размерах, указанных на рис. 104, вес заряда 250—400 *кг*. Руду отбивают последовательно горизонтальными слоями.

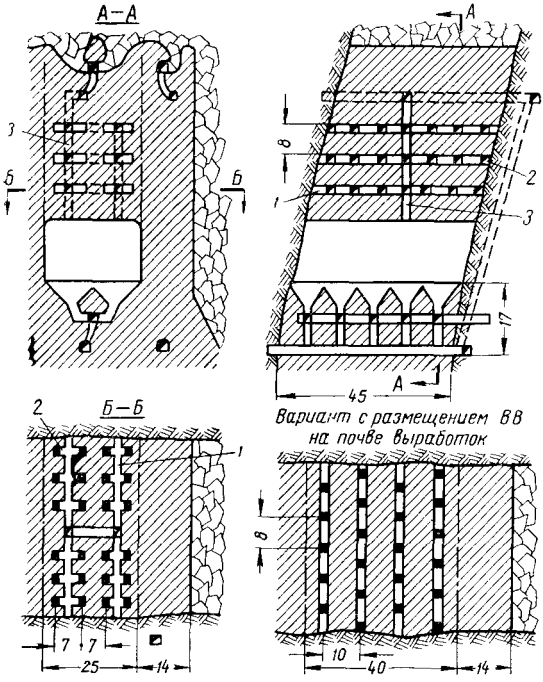


Рис. 104. Этажно-камерная система разработки с отбойкой горизонтальных слоев камерными зарядами

Вариант отбойки минными зарядами, размещенными непосредственно на почве подэтажных выработок (см. рис. 104) без забутовки минных выработок успешно применялся на рудниках им. Р. Люксембург и им. Фрунзе. Иногда отбойка ведется секциями на вертикальную обнаженную плоскость, но в этих случаях необходимо кроме нижней подсечки создавать вертикальную отрезную щель.

Большой объем нарезных работ, значительный выход негабарита, неизбежность одновременного взрывания больших зарядов, повышенные потери и разубоживание являются существенными недостатками описанной системы с отбойкой камерными зарядами.

Недостатки эти настолько серьезны, что применение системы на некоторых рудниках является, как правило, вынужденным, либо вызвано специфическими свойствами строения рудного массива — наличием в нем густой сети трещин, благодаря которой руда при отбойке дробится равномерно, на мелкие куски.

§ 9. ОЦЕНКА ПОДЭТАЖНО-КАМЕРНЫХ И ЭТАЖНО-КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Поэтажно-камерные системы разработки по сравнению с системами этого же класса с мелкошпуровой отбойкой имеют следующие достоинства:

1. Большая безопасность работ — в большинстве случаев бурильщик работает в выработках небольшого сечения и имеет возможность своевременно ликвидировать заколы руды в кровле. Несколько опаснее вариант с бурением из открытых заходок, поэтому он должен применяться только в очень устойчивых рудах при соблюдении указанных выше мер безопасности.

2. Низкая себестоимость добычных работ вследствие более высокой производительности труда бурильщиков, механизации доставки 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.

Но отбойка штанговыми шпурами и (особенно) глубокими скважинами определяет основные недостатки этой системы:

повышенные потери и разубоживанию руды при отработке целиков массовым обрушением; в междукамерных целиках потеря руды составляет 25—30%, а в потолочинах до 50% и выше;

трудность осуществления 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 в тонких и средней мощности месторождениях.

Подэтажно-камерные и этажно-камерные системы разработки различаются только характером отбойки руды и оформлением буровых горизонтов. Чем меньше подэтажей при подэтажно-камерных системах, 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.

Переход при этажно-камерных системах разработки на отбойку глубокими скважинами вызывает ряд недостатков:

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 усиливает эти явления.

Величина отклонения конца скважин глубиной 40 *м* составляет от 1 до 3,5 *м*, а иногда и больше.

Средние фактические потери руды (с учетом отработки целиков) по тресту Ленинруда при этажно-камерных системах составили 21,1%; разубоживание 7,8%.

2. Трудность соблюдения проектных размеров междукамерных 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 негабаритных глыб образуется в результате отслаивания руды от междукамерных целиков и потолочин в момент отбойки слоев.

Большой объем работ по вторичному дроблению руды приводит к снижению производительности камер и повышению себестоимости добычи руды.

Выбор между подэтажной и этажной отбойкой зависит от элементов залегания рудного тела и физико-механических свойств руды и вмещающих пород. Недостаточно большая мощность залежи; недостаточная устойчивость руд и вмещающих пород, непостоянство элементов залегания, наличие смещений и неправильность контуров рудного тела вынуждают отдавать предпочтение подэтажно-камерной системе разработки.

Указанные недостатки в последние годы привели на ряде железорудных бассейнов и рудников к снижению удельного веса этажно-камерных систем. Основная причина отказа — преждевременное разрушение междукамерных целиков и потолочин. Во избежание этого приходится уменьшать площади обнажения висячего бока и потолочин, увеличивать толщину целиков.

Уменьшение размеров камер превращает последние из основного элемента блока в компенсационные пространства для обрушения целиков.

По этим причинам, а также ввиду увеличения горного давления с глубиной произошло сокращение удельного веса подэтажно- и этажно-камерных систем на рудниках Криворожского бассейна с 31,7% в 1958 г. до 23,6% в 1964 г. По-видимому, эта тенденция сохранится и в ближайшие годы.

Преждевременное обрушение междукамерных целиков на Высокогорском железном руднике также послужило основной причиной отказа от систем разработки открытыми камерами и перехода на системы принудительного этажного обрушения.

В то же время на некоторых рудниках наблюдается переход на подэтажно- и этажно-камерные системы разработки за счет отказа от менее производительных систем. Так, например, на некоторых рудниках треста Мамслюда в результате перехода от системы с закладкой к подэтажно- и этажно-камерным системам производительность блоков возросла в два-три раза, резко увеличилась производительность труда подземного рабочего и себестоимость добычи снизилась на 31%.

Возможности усовершенствования подэтажно-камерных и этажно-камерных систем разработки еще далеко не исчерпаны и в ряде случаев, в частности при разработке небольших изолированных залежей крепких руд, допускающих выемку без оставления междукамерных целиков, эти системы остаются вне конкуренции.

Дальнейшее совершенствование этажно-камерных систем должно быть направлено на снижение потерь и разубоживания, повышение

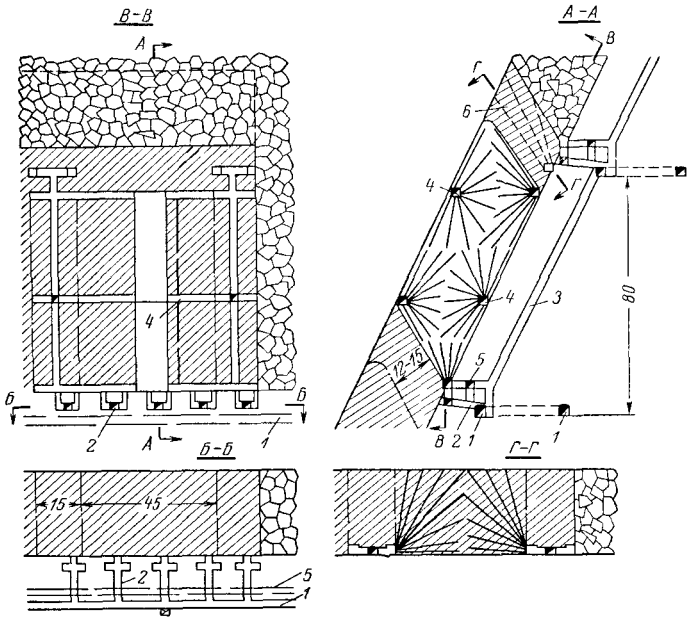


Рис. 105. Подэтажно-камерная система разработки с наклонной потолочиной и вибровыпуском руды:

1 — почвенные откаточные штреки; *2* — выработка для установки конвейера, *3* — вентиляционно-ходовой восстающий; *4* — буровые штреки, *5* — вентиляционный штрек, *6* — наклонная потолочина

устойчивости целиков, уменьшение выхода негабаритов, интенсификацию выпуска руды из блока; увеличение камерного запаса и точного обуривания взрываемого массива; уменьшение сейсмического действия массовых взрывов путем внедрения многоступенчатого короткозамедленного взрывания и перехода на отбойку скважинами уменьшенного диаметра (40—60 *мм*); уменьшение отклонения скважин от заданного направления. Эти же мероприятия способствуют и лучшему дроблению руды. Точная установка бурового станка, правильное забуривание скважины, выполнение требуемого режима бурения — непременные условия соблюдения запроектированных параметров сетки скважин.

Большое значение для уменьшения искривления скважин имеет выбор направления скважин относительно напластования и трещи-

новатости руды. В некоторых случаях целесообразно перейти на обуривание слоя из нескольких буровых выработок с целью уменьшения глубины скважин до 20 *м*, так как искривление обычно резко усиливается при глубине свыше 20 *м*.

Увеличить устойчивость междуэтажных целиков можно путем оставления наклонной потолочины и переноса всех выпускных выработок в породы лежачего бока. Вариант такой системы показан на рис. 105. Применение высокопроизводительных виброконвейеров позволяет интенсивно вести выпуск руды, что уменьшает срок отработки камеры, а следовательно, и размеры целиков.

Глава VIII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

§ 1. СУЩНОСТЬ, УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ

Выработанное пространство в процессе магазинирования заполняется отбитой рудой. Ввиду того, что она занимает больший объем, чем в массиве, до 30% руды приходится по мере отбойки периодически выпускать на откаточный горизонт, оставляя под кровлей свободное рабочее пространство высотой около 2 *м*.

По окончании выемки блока замагазинированную руду полностью выпускают, освобожденное от руды выработанное пространство остается открытым, реже заполняется закладкой или подвергается обрушению.

Как и при системах с открытым очистным пространством, основным средством поддержания вмещающих пород служат междуэтажные и междукамерные целики, невынутые безрудные участки и закладка, вводимая после окончания выемки блока. Отбитая руда лишь в некоторой степени препятствует отслаиванию вмещающих пород, основное же ее значение — служить платформой для работающих на очистной выемке людей.

Системы с магазинированием руды применяются в крепких устойчивых рудах и устойчивых вмещающих породах. Руда не должна слеживаться, окисляться и самовозгораться. Угол падения рудного тела 55—60° является минимальным. Даже в тех случаях, когда рудное тело выполаживается до углов менее 50° не по всей высоте блока, применение системы с магазинированием становится невозможным или сильно усложняется.

Наиболее благоприятны для разработки с магазинированием крутопадающие жильные месторождения с мощностью от 0,5 до 5 *м* и выдержанным залеганием.

Ценность руды не имеет существенного значения и оказывает влияние только на выбор варианта: в ценных рудах для сокращения потерь разработку ведут без надштрековых (и подштрековых) целиков, заменяя их распорной крепью.

Системы с магазинированием широко применяются при разработке жильных месторождений СССР; удельный вес их в добыче на жильных месторождениях превышает 50%.

Широкое применение систем с магазинированием руды наблюдается также на месторождениях жильного типа в США. Канаде, КНР, ГДР, Болгарии и в других странах.

По способу отбойки руды системы с магазинированием принято делить 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 две группы: системы с полным магазинированием — отбитая руда заполняет выработанное пространство на всю высоту этажа, 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.

§ 2. СИСТЕМЫ СО ШПУРОВОЙ ОТБОЙКОЙ ИЗ МАГАЗИНА

На рис. 106 показан типичный вариант этой системы для крутопадающих рудных тел. Откаточный штрек *1* располагается в рудном теле посредине мощности его или по контакту с лежачим боком.

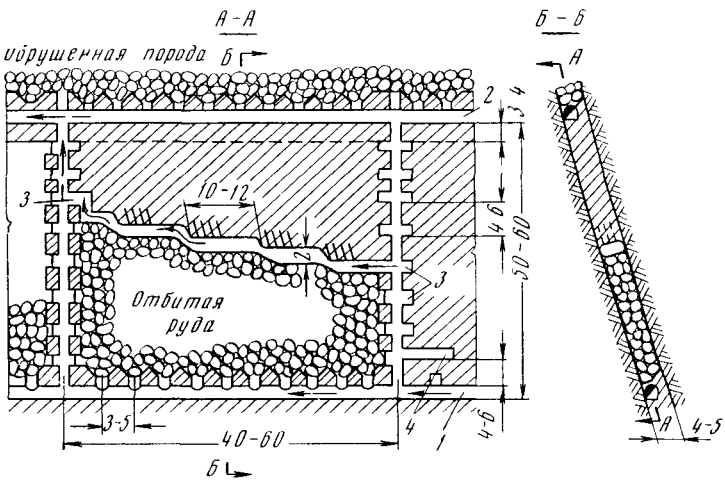


Рис. 106. Типичный вариант системы разработки с магазинированием

В крепкой руде штрек проводят без крепи и придают его кровле форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек *2* вышележащего этажа. Высота этажа 40—60 *м*.

Этаж по простиранию разделяют на выемочные блоки длиной от 30 до 100 *м* восстающими, расположенными в междукамерных целиках по их оси. Восстающие имеют одно отделение (ходовое) или два (ходовое и материальное) и обычно закрепляются распорками. Через 4—6 *м* по вертикали восстающие сбивают с камерами ходками *3*. Иногда посредине блока большой длины проходят дополнительный восстающий, чтобы облегчить доставку в камеру материалов и оборудования и улучшить проветривание очистных забоев. Наличие его позволяет уменьшить сечение фланговых восстающих, устраивая в них только одно лестничное отделение.

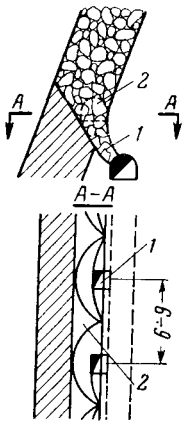


Рис. 107. Полевая подготовка

Расстояние между рудоспусками обычно не превышает 5—6 *м*, так как увеличенное расстояние приводит к неравномерному опусканию руды в магазине.

Очистная выемка блока состоит из четырех стадий: подсечки магазина и образования в его подошве воронок; отбойки руды 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 тонких месторождениях для этого проводят подсечной штрек *4*.

Очистную выемку ведут потолкоуступным забоем с длиной уступов 10—12 *м* и высотой 1,5—2 *м*.

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 оборку кровли, продолжается обычно две или три смены. Количество выпускаемой в каждом цикле руды зависит от ее разрыхления. После выпуска высота рабочего пространства лежит в пределах 1,8—2,5 *м*.

Когда очистная выемка достигнет границы подштрекового целика, начинают выпуск из блока всей замагазинированной руды. Выпуск ведут равномерно из всех люков и по возможности интенсивно. Выработанное пространство после выпуска руды обычно оставляют открытым или заполняют закладкой. 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 в малоценных ископаемых. В этом случае потери руды в целиках достигают 15% и выше.

Для удобства отработки целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежачего бока (рис. 107). В этом случае над рудоспусками *1* располагают подсечной штрек *2*, из которого в местах сопряжения его с рудоспусками разбуривают воронки. Сокраще-

ние потерь руды и удобство работ могут компенсировать перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

Для предотвращения динамических ударов в образовавшееся после выпуска руды выработанное пространство обрушают вмещающие породы шпурами глубиной до 6 *м* из коротких восстающих и рассечек.

При разработке жил небольшой мощности (до 1,5—2 *м*), особенно с ценной рудой и крепкими боковыми породами, в последние годы междуэтажных и междукамерных целиков, как правило,

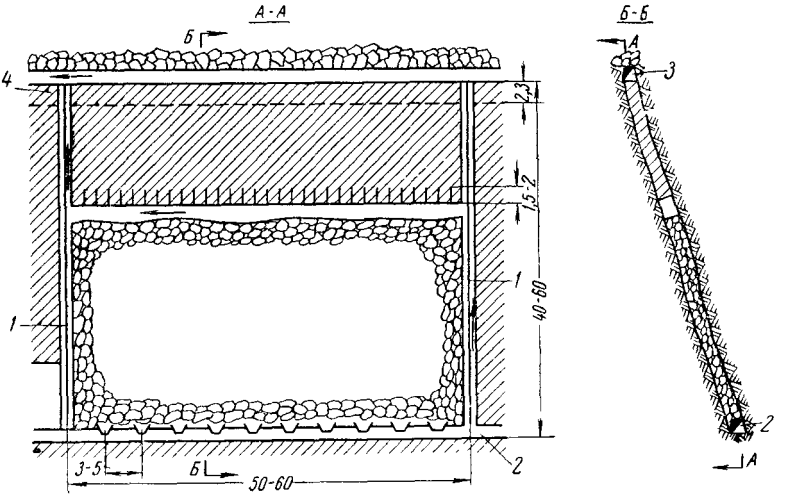


Рис. 108. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой

не оставляют, а устанавливают прочную крепь в штреке и восстающих. Устранение потерь руды в целиках, уменьшение трудоемкой проходки большого числа рудоспусков по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками являются большим преимуществом этого варианта системы (рис. 108).

Для подготовки блока проходят откаточный штрек *2* и восстающие *1*. Первый слой извлекают одновременно с проведением откаточного штрека или после его проходки. В первом случае проводят штрек высотой от 3 до 5 *м*, в котором на высоте 2 *м* устанавливают распорки с укладкой на них прочного настила. В настиле через 3—5 *м* устраивают люки. Восстающие проходят в два отделения и крепят распорной крепью или срубом.

Порядок очистной выемки аналогичен рассмотренному выше. Показанная на схеме сплошная форма забоя позволяет создать большой фронт работ для многоперфораторного бурения, более удобные и безопасные условия для передвижения рабочих, обеспечить высокую производительность труда забойных рабочих. Поэтому она получает все более широкое применение.

Подштрековый целик *4* вынимают перед окончательным выпуском руды из блока путем обуривания почвы штрека *3* участками по 8—10 *м* длиной. Если штрек необходимо сохранить, то подштрековый целик оставляют.

Бесцеликовый вариант системы с магазинированием позволяет устанавливать люки на небольшом расстоянии (1,5—2,5 *м*) один от другого и устранить один из недостатков выпуска руды через люки, расположенные, как обычно, на расстоянии 4—6 *м*. При таком

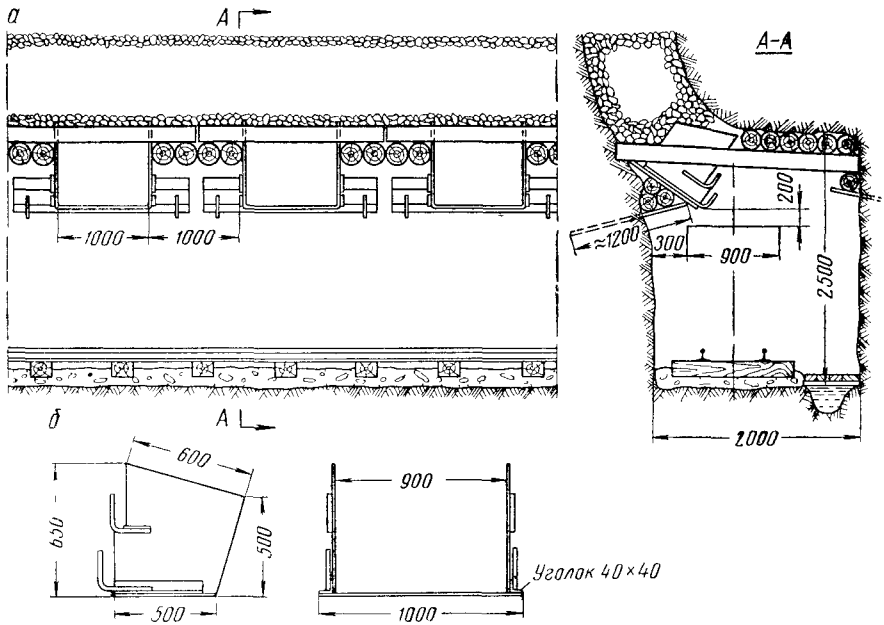


Рис. 109. Схема установки *а* и конструкция металлических подвесных люков *б*

расстоянии между люками на поверхности замагазинированной руды при выпуске образуются воронкообразные углубления, часть руды между рудоспусками остается без движения, уплотняется, «зависает» при выпуске.

Ликвидация зависаний с помощью взрывов нарушает люки, загрязняет выработки газами от взрывов, осложняет работу транспорта.

Затраты труда на выпуск составляют иногда 50—60% всех трудовых затрат на очистную выемку. Выпуск руды через сближенные люки позволяет значительно снизить трудоемкость этой операции за счет устранения затрат на разравнивание руды в камере, ликвидацию зависаний и ремонта люков.

Одна из схем установки сближенных металлических подвесных люков и их конструкция ясны из рис. 109.

Так как частое расположение люков вызывает дополнительные затраты, расстояние между ними должно определяться исходя из минимальной суммы затрат на их сооружение и на выпуск руды.

Выпуск руды через сближенные люки применяется на рудниках Забайкалья, Казахстана, Магаданской области и многих других.

Очистная выемка и варианты подготовки

Буровзрывные работы. Наиболее распространенной формой забоя является сплошная, достоинства которой указаны выше. Поэтому бурение шпуров ведется телескопными перфораторами.

Наклонное положение общей линии забоев и уступов может оказаться целесообразным только в том случае, когда направление трещиноватости или слоистости руды неблагоприятно для отбойки при горизонтальном положении линии забоя.

В жильных месторождениях целесообразно применение шпуров уменьшенного диаметра 32—34 *мм*; уменьшение диаметра шпуров значительно 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 выпуске руды.

Глубина шпуров обычно в пределах 1,8—2,2 *м*. В крепких рудах эффективность буровзрывных работ можно увеличить, применяя мощные ВВ: детониты, скальный аммонит и др.

Доставка руды в пределах магазина осуществляется с использованием собственного веса руды. Несмотря на это, полные затраты труда на доставку (включая выпуск или погрузку, разравнивание поверхности руды, ликвидацию зависаний) составляют 25—60% всех затрат на очистную выемку.

Задержки и перебои в выпуске сильно отражаются на производительности рудничного транспорта, а ликвидация заторов в рудоспусках путем взрывания дезорганизует 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 зависит общая интенсивность выемки блока, которая определяет размер добычи из блока, а при недостаточно устойчивых боковых породах, склонных к отслаиванию, — величину разубоживания руды.

Наиболее производительному удобному и быстрому выпуску руды отвечает выбор схемы расположения подготовительных выработок, конструкция выпускных выработок.

Кроме рассмотренных выше способов выпуска непосредственно через люки или рудоспуски и люки, в практике применяют другие способы.

Получает распространение безлюковый выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей загрузкой вагонеток погрузочными самоходными машинами. На рис. 110 показана конструкция

выработок основного горизонта при такой схеме погрузки в месторождениях средней мощности и мощных. Из откаточного полевого штрека *5* проходят короткие погрузочные квершлаги. Подсечку ведут из рудного подсечного штрека *6*, расположенного на уровне откаточного. Отбитую руду, поступающую в квершлаги, машинами с загребающими лапами *1* или ковшового типа *3* грузят в вагонетки *2*. Перестановку машин из одной выработки в другую осуществляют специальной самоходной тележкой *4*.

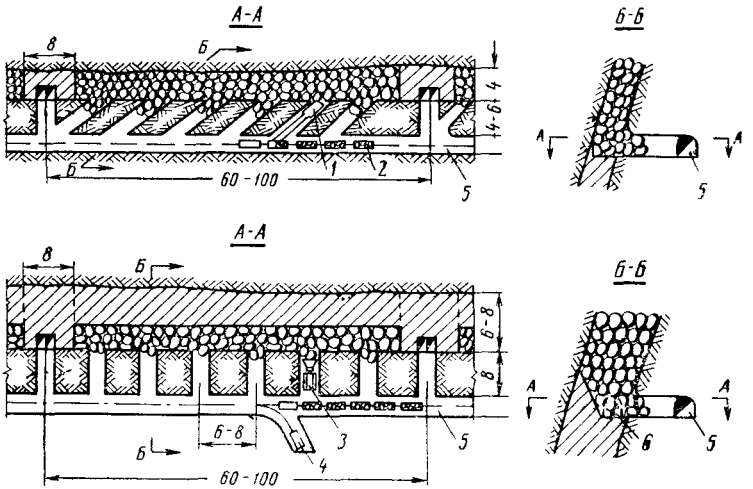


Рис. 110. Конструкция днищ при выпуске руды на почву откаточного горизонта

Безлюковый выпуск с погрузкой руды самоходными машинами позволяет упростить подготовку блока, повысить безопасность труда, исключить расходы на сооружение и ремонт люков, улучшить условия вторичного дробления руды, ускорить отработку блока. Применение на выпуске руды погрузочных машин ПМЛ и ЭПМ на рудниках Садонского рудоуправления позволило повысить производительность труда рабочего на выпуске с 18,5 *т* до 30,9 *т/смену* и сократить расход крепежного леса с 0,077 до 0,0027 $м^3/т$. Выпуск руды на почву основного горизонта применяется на ряде отечественных и зарубежных рудников.

Однако при небольшой мощности рудных тел выпуск на почву откаточного горизонта может оказаться нецелесообразным, так как высокая производительность погрузки не всегда компенсирует большие затраты на полевую подготовку. В таких условиях положительно зарекомендовал себя выпуск на вспомогательный горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточного штрека или на почве надштрекового целика.

Данная схема выпуска применена на руднике «Дарасун» (рис. 111). Блок длиной 60 *м* разделен на два участка: в одном уста-

новлены 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 лежачего бока 1 *м*. Емкость скрепера 0,15 $м^3$.

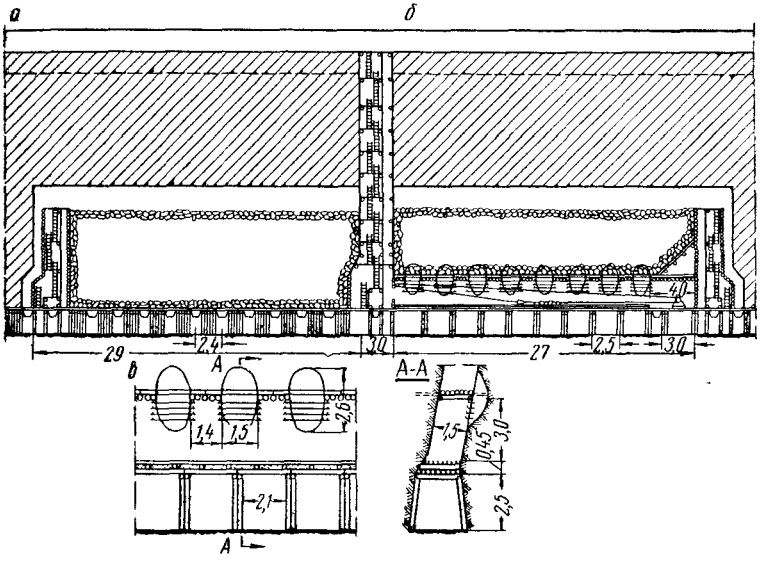


Рис. 111. **Варианты системы с магазинированием:**
а — со сближенными люками; *б* — с горизонтом скреперования; *в* — схема устройства горизонта скреперования

На руднике «Згид» Садонского рудоуправления эта схема выпуска, ставшая основной, позволила сократить затраты на вторичное дробление на 60—70%, добиться производительности выпуска 28 *т/смену*, снизить себестоимость 1 *т* руды с 2 р. 67 к. (при выпуске на почву откаточного горизонта) до 2 р. 21 к. Близко расположенные выпускные ниши позволяют обеспечить ровную поверхность отбитой руды в забое.

Выпуск руды через камеры вторичного дробления ведут обычно 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 (см. рис. 84, гл. VII). При мелкошпуровой отбойке негабарит дробят на поверхности отбитой руды, и только в редких случаях устраивают камеры дробления, располагая их обычно в кровле откаточного штрека. Одна из конструкций такой камеры для тонкой жилы показана на рис. 112. Уменьшение объема нарезных работ, отсутствие надштрекового

целика и вследствие этого меньшие потери руды — существенные достоинства такой конструкции камеры грохочения по сравнению с камерами, устраиваемыми в надштрековых целиках.

Устройство горизонта скреперования, подобно рассмотренному выше (см. рис. 111), целесообразнее, чем сооружение камер грохочения.

Поддержание боков и кровли камеры в процессе очистной выемки с помощью крепи производят редко. Отдельные заколы в кровле иногда временно поддерживают распорками, устанавливаемыми на лежнях.

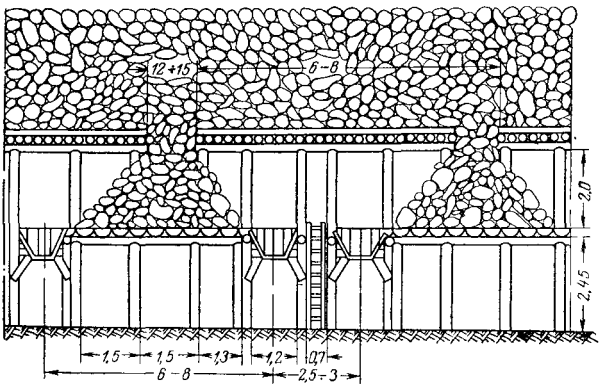


Рис. 112. Камера дробления в тонкой жиле

Практика применения системы с магазинированием на ряде рудников («Шахтома», «Давенда», «Хрустальный») 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 и требуется между каждыми двумя рядами распорок устанавливать люк;

минимальное расстояние между рядами распорок принимать в зависимости от ширины очистного пространства и кусковатости руды в пределах 2—4 *м*.

При значительных нарушениях вмещающих пород выемку с магазинированием руды можно вести с усиленной распорной крепью.

Конструктивно система с магазинированием и распорной крепью отличается от рассмотренных выше вариантов без крепи только наличием распорок в магазине.

Таблица 12

Некоторые показатели систем разработки, применяемых на руднике «Давенда»

Показатели	Системы разработки			
	с распорной крепью	с магазинированием руды (обычная)	с усиленной распорной крепью	с магазинированием и распорной крепью
Производительность труда забойного рабочего, $м^3$/*смену*	1,23	2,4	1,18	1,72
Расход крепежного леса на 1 $м^3$ руды, $м^3$	0,10	—	0,102	0,042
Интенсивность очистной выемки, *м/месяц*	4—5	8—10	—	6—7

По технико-экономическим показателям эта система занимает промежуточное положение между обычными системами с магазинированием и потолкоуступными системами с распорной крепью.

Сравнительные показатели по четырем системам приведены в табл. 12.

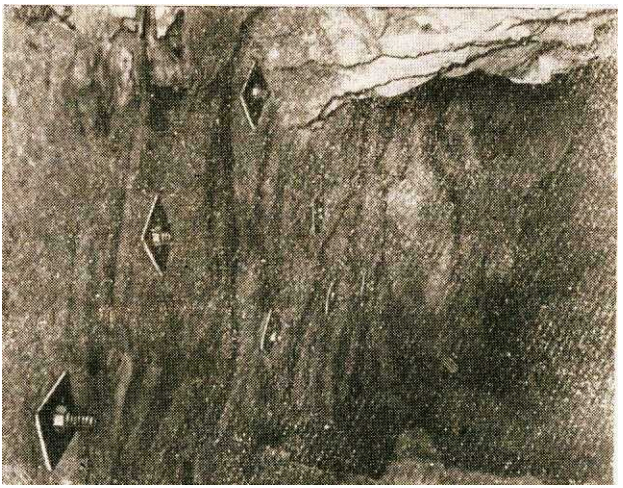


Рис. 113. Поддержание отслаивающихся пород штанговой крепью

Система с магазинированием и распорной крепью применяется также на ряде зарубежных рудников.

Для поддержания боковых пород при системе с магазинированием руды еще эффективнее применение штанговой крепи (рис. 113). По сравнению с распорной крепью она имеет ряд преимуществ: требует меньше затрат труда и средств на изготовление, транспортирование и установку, позволяет значительно сократить размер

незакрепленной призабойной части, не повреждается взрывами и не мешает их производству, совершенно не влияет на процесс выпуска.

Штанговая крепь наиболее полезна, когда отслаивание боковых пород происходит по трещинам или слоистости, примерно параллельным контакту вмещающих пород и руды.

Прочность и эффективность штанговой крепи зависят от правильного подбора длины, диаметра штанги, толщины клина и диаметра шпуров в зависимости от характера породы.

Штанги устанавливают обычно по сетке 1,5×1,5; 1,5×2 *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 возрастает в среднем на 25—40%. Примерно на столько же снижается производительность труда забойного рабочего при разработке с магазинированием и штанговой крепью по сравнению с обычной системой с магазинированием (без штанговой крепи).

В целом штанговая крепь при системах с магазинированием руды очень эффективна. Она позволяет уменьшить ширину очистного пространства, заметно сократить разубоживание руды, снизить потери руды в целиках.

Чтобы предотвратить отслоение боковых пород в процессе выпуска руды, иногда вместо крепи (и наряду с ней) прибегают к выемке «короткими магазинами».

На рис. 114 показан один из вариантов системы с магазинированием руды, получивший применение для разработки 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, а 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 довольно широких пределах — от 0,7 до 6 $м^3$, достигая при разработке мощных рудных тел 12 $м^3$.

Опыт показывает на наличие больших возможностей роста производительности труда при соответствующей технике и организации работ.

Огромные успехи в этом направлении достигнуты на оловянных рудниках Хрустальнинского комбината, опыт которых сейчас освоен многими рудниками СССР.

На рудниках Хрустальнинского комбината разрабатывают с магазинированием руды крутопадающие жилы и минерализованные зоны мощностью от 0,1 до 2 *м*, редко больше. Иногда жилы разбиты на несколько ветвей или свиту ветвящихся и параллельных прожилков. Коэффициент крепости руды около 10. Вмещающие породы (сланцы) перемежаются с линзами песчаников, склонных к отслаиванию.

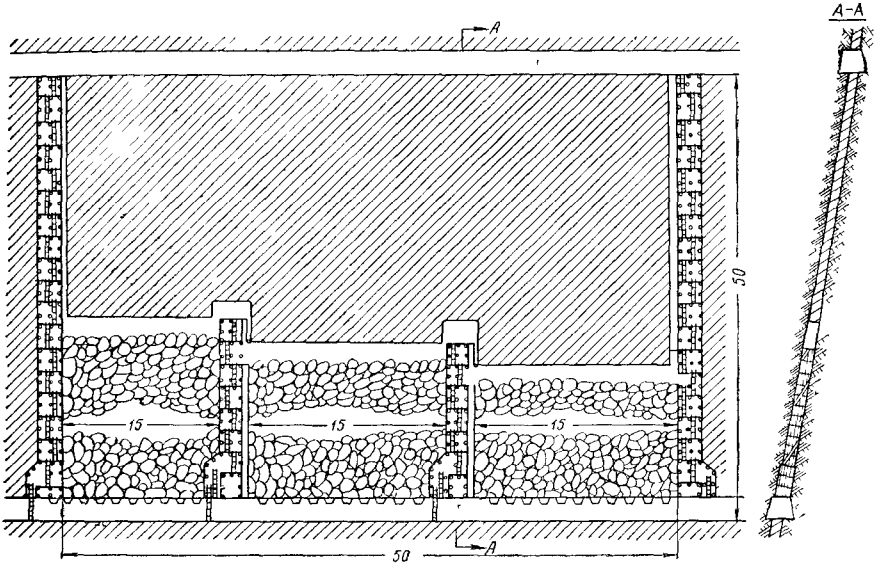


Рис. 114. Система разработки короткими магазинами

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 операции способствует снижению трудоемкости других операций очистной выемки.

На рис. 115 представлены схема блока в стадии окончания очистной выемки (*а*), схема расположения сплошных люков (*в*). циклограмма очистной выемки (*б*) и съемная крестовая коронка с прерывистым твердосплавным лезвием.

К коренным усовершенствованиям процесса очистной выемки по новой технологии относятся:

1. Отбойка руды шпурами уменьшенного диаметра 32—36 *мм*, вместо обычных 42—44 *мм*, что позволило на 70—80% поднять сменную производительность труда бурильщиков при том же буровом оборудовании.

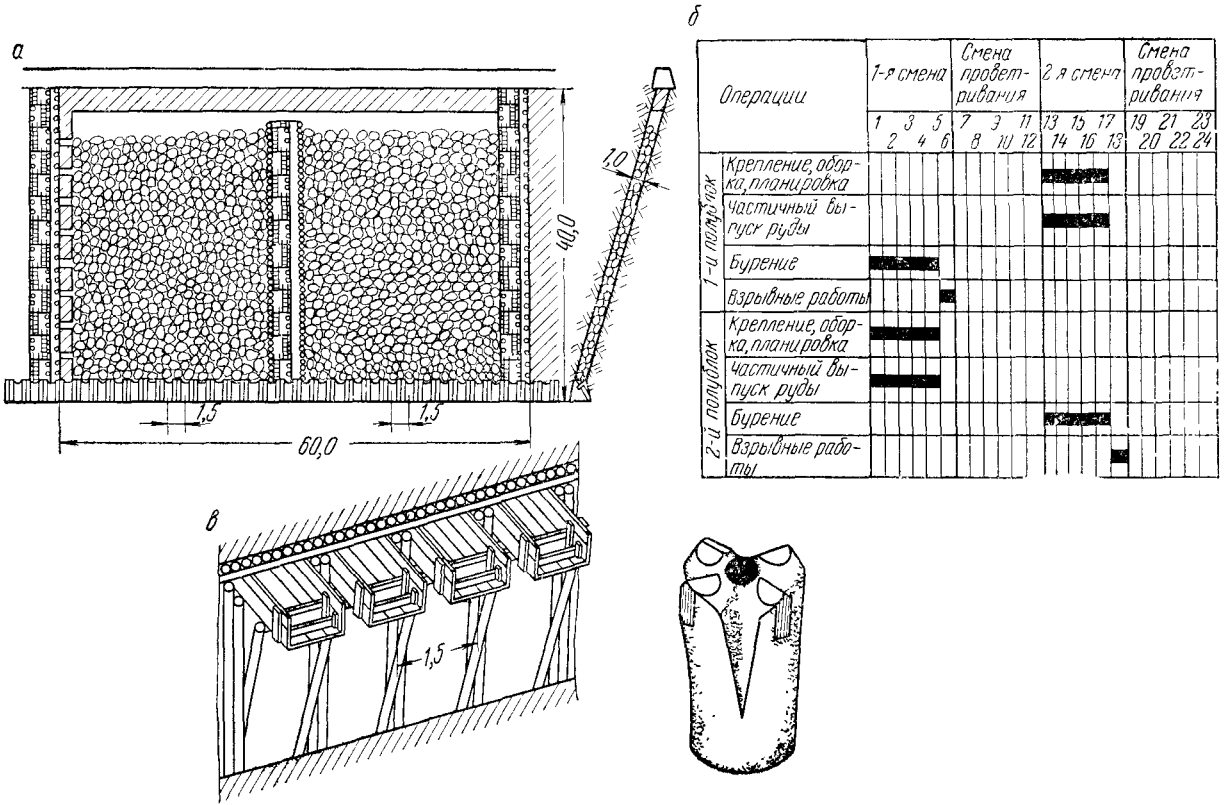


Рис. 115. Система с магазинированием руды на руднике «Хрустальный»

2. Применение быстроударных телескопных перфораторов ПТ-29 независимо от диаметра шпуров увеличило скорость бурения на 20%.

3. Замена долотчатых твердосплавных коронок съемными крестовыми с прерывистым лезвием привело к росту скорости бурения в трещиноватых породах еще на 15—20%.

4. Применение мощного ВВ детонита в патронах уменьшенного диаметра, в сочетании с уменьшенным диаметром шпуров и разреженной сеткой их расположения. Это позволило резко поднять эффективность отбойки, добиться необходимой крупности дробления руды без излишнего ее переизмельчения, существенно уменьшить разубоживание руды боковыми породами как при отбойке вследствие сокращения ширины очистного пространства, так и в процессе выпуска благодаря тому, что боковые породы менее нарушаются действием взрывов и не отслаиваются.

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, на 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. Вследствие увеличения более чем вдвое числа люков в блоке, заметного роста расходов на их сооружение, сокращения срока службы каждого люка и облегчения условий его работы в последнее время переходят к сооружению металлических переносных люков, которые используются многократно.

6. Сведение до минимума объема и усовершенствование организации нарезных работ в блоке, разделение блока на две самостоятельные части с чередующейся отбойкой сплошным забоем по восстанию создало благоприятные условия для цикличной организации работ в блоке, роста производительности труда и интенсивного продвигания линии очистного забоя.

7. 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 поднялась в среднем в 2,5 раза. В отдельных блоках производительность труда забойного рабочего устойчиво держалась на уровне 10—12 *м³/смену*. Интенсивность очистной выемки (включая выпуск) возросла также в 2,5—3 раза.

Продолжительность полной отработки блока с 5—6 месяцев уменьшилась до 1,5—3 месяца.

Производительность труда и интенсивность очистной выемки возросли в два-три раза на всех рудниках, разрабатывающих жильные месторождения и внедривших новую технологию.

Системы с частичным (слоевым) магазинированием руды

Как было отмечено выше, 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 выпускать отбитую руду через передвижное выпускное окно.

Эта система позволяет в значительной мере устранить основные недостатки потолкоуступных систем с распорной крепью: неудобство работы на временных полках и опасность падения рабочих в открытое 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 и др.

Подготовка и крепление основных выработок аналогичны вариантам системы с магазинированием без оставления надштрекового целика: в блоке длиной 50—100 *м* проходят откаточный штрек и двухотделенные восстающие. Штрек крепят неполными рамами через 0,7—1 *м* с люками через 6—8 *м*.

На рис. 116 показаны I—V стадии очистной выемки полосы, характеризующие весь процесс очистной выемки.

I стадия. Перед началом отбойки первого слоя расстояние 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.

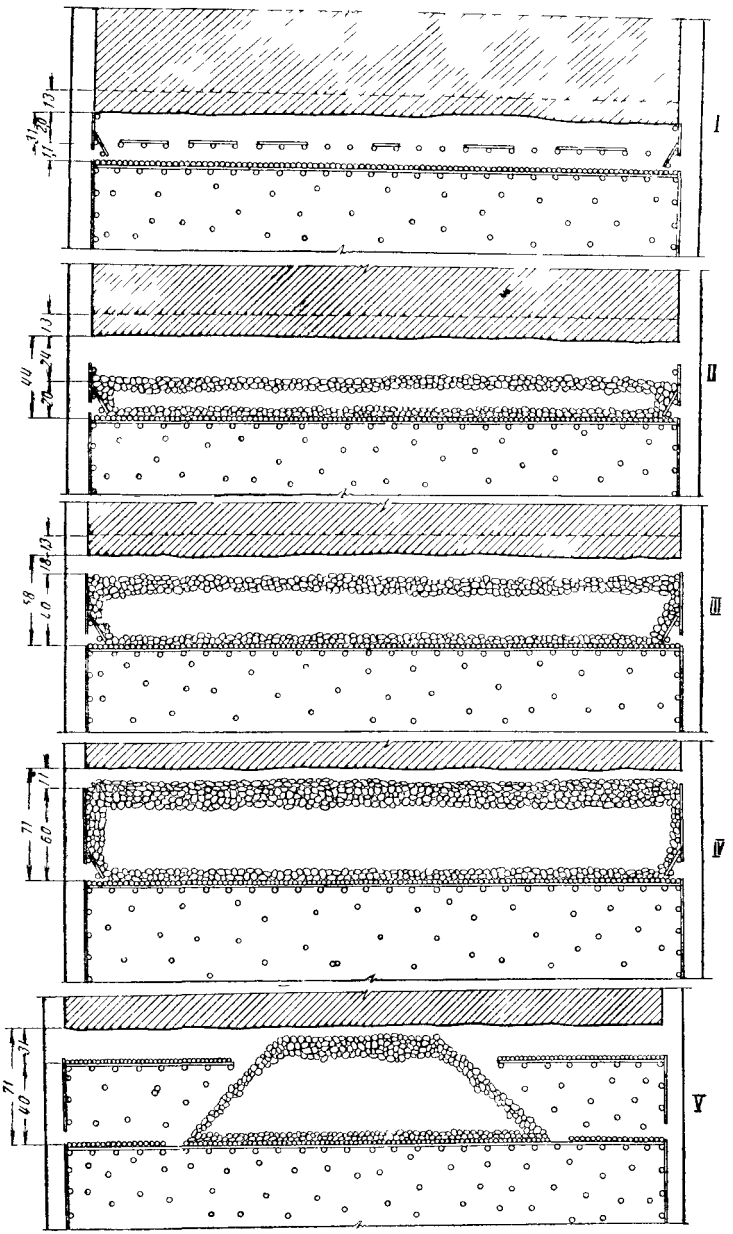


Рис. 116. Стадии выемки полосы при слоевом магазинировании

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.

Прогоны 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*.

Накатник 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.

Варианты систем с кучным и подэтажным магазинированием не рассматриваем. Интересующиеся найдут их в соответствующей литературе [1].

§ 3. 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. Кровля магазина подрабатывается 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 очистной выемке, находятся в узких выработках и не подвергаются опасности при вывалах руды из кровли.

Для систем с отбойкой из специальных выработок характерны: более сложная и трудоемкая подготовка; трудность контроля полноты отбойки руды у контактов; более 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

[1] М. И. Агошков и др. Системы разработки жильных месторождений. Госгортехиздат, 1960, стр. 131—138.

(рис. 117), пройденных с небольшим опережением очистной выемки, было вызвано неустойчивостью сульфидных вкрапленников, склонных к вывалам большими глыбами и слоями. Мощность жилы 1,2—2,5 *м*; угол падения 75°; крепость руды $f = 6—8$.

В блоке длиной 50 *м* с опережением над очистной выемкой на 6—8 *м* проходили три восстающих; расстояние между их осями около 10 *м*, между стенками около 8 *м*. В замагазинированной руде возводили восстающие путем обшивки двух рядов распорной крепи.

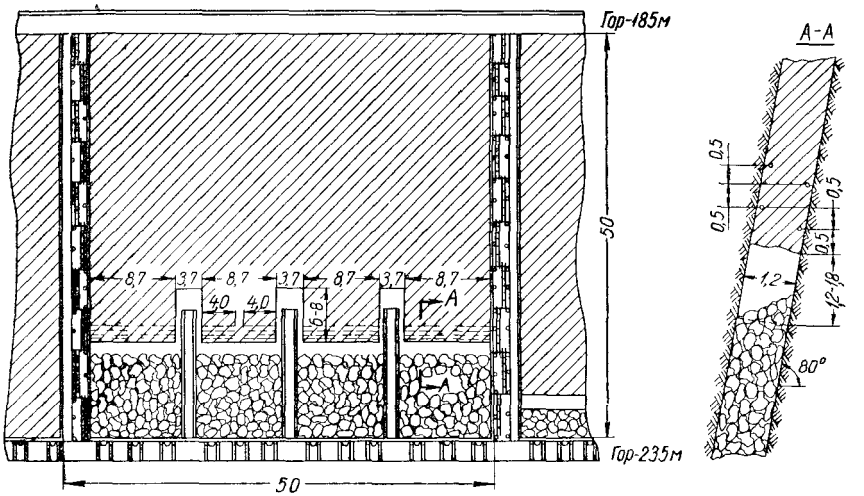


Рис. 117. Система с отбойкой руды глубокими шпурами из восстающих

Шпуры глубиной 3,5—4 *м* располагали в шахматном порядке на расстоянии 1 *м*. Во избежание поломки крепи восстающего, одновременно взрывали не более четырех шпуров.

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 резко снижают эффективность системы. Поэтому применение их бывает, как правило, вынужденным.

В мощных крутопадающих месторождениях известны редкие примеры применения системы с подэтажной шпуровой отбойкой и магазинированием руды. По конструктивным признакам эта система аналогична системе разработки подэтажными штреками с открытым очистным пространством, поэтому приводить ее описание не будем. При вполне устойчивых

боковых породах магазинировать руду, отбиваемую из подэтажных штреков, не имеет смысла, и в таких случаях всегда предпочитают обычную систему разработки подэтажными штреками.

§ 4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТБОЙКОЙ ГЛУБОКИМИ СКВАЖИНАМИ

Системы этой группы имеют сравнительно небольшое распространение и притом только в мощных и весьма мощных месторождениях. Наиболее распространенным вариантом этой группы является система с послойной отбойкой руды горизонтальными или слабонаклонными скважинами (рис. 118).

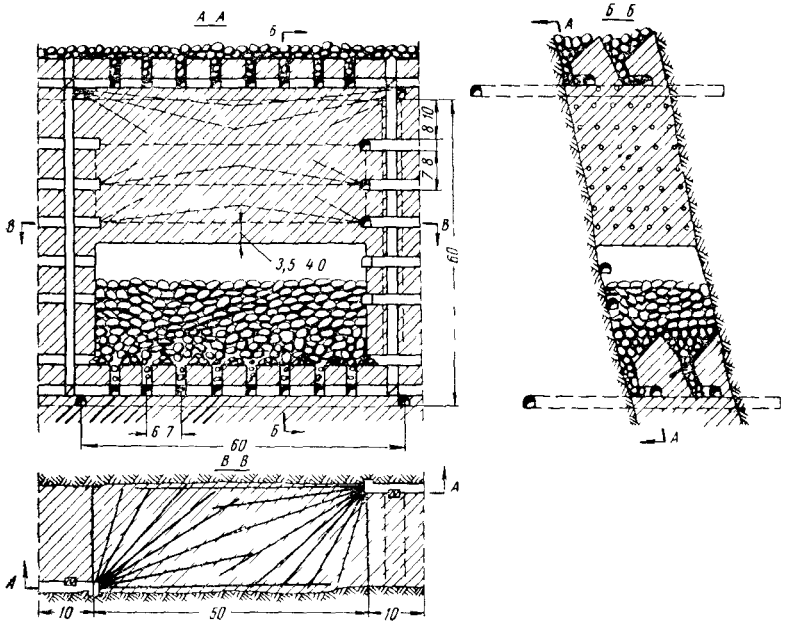


Рис. 118. Система с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами

По способу подготовки, нарезки и очистной выемки этот вариант сходен с этажно-камерной системой с отбойкой руды горизонтальными слоями (см. рис. 102). Принципиальное отличие состоит только в том, что при первой руду из камеры перед взрывом выпускают почти полностью, а при второй магазинируют, выпуская излишки (30—40%). Переход от одной системы к другой не вызывает затруднений.

Система с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами может оказаться целесообразной, когда в результате довольно сильных взрывов при отбойке слоя нарушаются целики или происходит отслаивание вмещающих пород. Заполнение выработанного пространства отбитой рудой частично или полностью предотвращает эти явления.

Отбойку и доставку руды ведут так же как при этажно-камерных системах. Отбойка слоя несколькими веерами скважин (см. рис. 118) позволяет увеличить толщину слоя и уменьшить объем буровых выработок.

Иногда буровые камеры устраивают не в междукамерном целике, а в конце магазина. Станок при этом устанавливается на поверхности отбитой руды.

Показатели систем с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами практически ничем не отличаются от показателей этажно-камерных систем.

Замена шпуровой отбойки глубокими скважинами в мощных рудных телах увеличивает производительность труда забойного рабочего, снижает расходы по очистной выемке, повышает безопасность труда, так как рабочие не находятся под обнаженной кровлей в камере, резко уменьшает пылеобразование.

Одним из существенных недостатков отбойки глубокими скважинами 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 и резко меняется мощность рудного тела.

Практика показала, что магазинирование можно применять и при отбойке руды вертикальными или крутонаклонными скважинами.

§ 5. ОЦЕНКА СИСТЕМ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

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 исключительно широкое применение.

К числу наиболее важных 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. Удобные условия для работы бурильщиков и высокая эффективность буровзрывных работ и наряду с этим минимальный объем работ по креплению очистного пространства и доставке руды.

Указанные выше достоинства обеспечивают высокую производительность труда, низкую себестоимость добычи и высокую интенсивность выемки блока (до 15—20 *м/месяц*). 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.

Наличие большого запаса руды в магазинах позволяет поддерживать постоянную добычу шахты и регулировать содержание металла в выдаваемой на фабрику руде.

Хороший надзор за кровлей забоя и правильное ведение выпуска руды обеспечивают безопасность работающих на очистной выемке. Легкость проветривания очистных забоев создает благоприятные гигиенические условия для забойных рабочих.

3. Простота системы, легкость изменения размеров конструктивных элементов с учетом горногеологических условий, возможность перехода на другую систему разработки.

4. Небольшие потери при благоприятных условиях.

Наиболее существенными недостатками системы с магазинированием являются:

1. Довольно жесткие условия применения: угол падения не менее 55—60°, отсутствие резких раздувов и пережимов, а также ответвлений от рудного тела, включений и прослоев пустых пород, недопустимость слеживания, возгорания и окисления руды и др.

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 сильное разубоживание руды, так как отбирать пустую породу и оставлять в очистном пространстве или выдавать ее из блока раздельно от руды, как правило, нельзя.

В практике систему с магазинированием руды довольно часто применяют в обычных вариантах, без выборки пустой породы в жилах мощностью 0,5 *м* и меньше, считая, что сильное разубоживание руды (иногда до 50% и выше) окупится высокой производительностью труда, присущей системе с магазинированием. Такое решение не всегда правильно. Если руду нельзя или трудно (и дорого) сортировать на поверхности перед обработкой на фабрике, а также в тех случаях, когда производительность подъемной установки и обогатительной фабрики ограничивает размер добычи рудника, может оказаться более целесообразной разработка жилы системами с распорной крепью или системами с закладкой.

Для решения этого вопроса необходимо технико-экономическое сравнение указанных систем. Решающую роль в таком сравнении обычно играет стоимость обогащения 1 *т* руды, наличие оруденения во вмещающих породах и влияние разубоживания на коэффициент извлечения рудных минералов при обогащении руды.

Хотя варианты системы с магазинированием и распорной или штанговой крепью имеют худшие показатели по сравнению с обычными вариантами, они получают в практике все большее распространение.

Одним из направлений дальнейшего совершенствования разработки весьма тонких жил является снижение выемочной мощности. При этом возрастает стоимость добычи 1 *т* рудной массы, зато значительно снижается себестоимость добычи 1 *т* балансовой руды,

снижаются затраты на переработку (обогащение) и потери при обогащении.

Эффективность систем с магазинированием во многих случаях может быть увеличена за счет совершенствования выпуска и погрузки руды. Перспективным в этом отношении является выпуск руды на почву откаточного горизонта с последующей погрузкой руды.

Разработка жильных месторождений с магазинированием характеризуется следующими показателями:

производительность труда забойного рабочего 0,7—4 *м*³/*смену*, в отдельных случаях 10—12 *м*³/*смену*; разубоживание 10—70%; интенсивность выемки блока 5—25 *м*/*месяц*; расход ВВ 1—2,8 *кг*/*м*³; расход крепежного леса 0,012—0,09 *м*³ на 1 *м*³ горной массы.

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).

Системы с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами значительно безопаснее вариантов со шпуровой отбойкой.

Глава IX

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ И КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. ХАРАКТЕРИСТИКА И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

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 следует отличать системы с последующей закладкой камер. Последующая закладка выработанного пространства применяется при системах разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием руды и комбинированных. Она служит для того, чтобы предотвратить сдвижение

вмещающих пород после выемки блока, а иногда для создания благоприятных условий отработки целиков.

Относительно низкая эффективность систем разработки с закладкой послужила причиной вытеснения их системами с магазинированием руды или с обрушением вмещающих пород.

Однако по мере опускания горных работ на бо́льшие глубины удельный вес систем с закладкой станет снова возрастать, потому что при сильном горном давлении закладка представляет наиболее эффективное, а иногда даже единственно возможное средство поддержания вмещающих пород. Кроме того, при разработке тонких жил системы с закладкой могут во многих случаях оказаться более экономичными по сравнению с системами с магазинированием, благодаря возможности резко уменьшить разубоживание руды.

Для систем с закладкой наиболее характерны следующие условия применения:

1. Небольшая мощность рудного тела — от нескольких сантиметров до 6 *м*, редко больше.

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 трудно 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 обычно вынужденно, только в том случае, когда необходимо сохранить от сдвижения земную поверхность.

2. Крутое падение рудных тел. Пологое падение затрудняет размещение в очистном пространстве закладочного материала, поэтому системы с закладкой в пологопадающих рудных телах используют значительно 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, потому что крепкие руды при устойчивых вмещающих породах можно разрабатывать более производительными системами разработки с открытым очистным пространством и с магазинированием. Устойчивость боковых пород не является, однако, препятствием к применению систем с закладкой, когда необходимость в них вызывается какими-либо особыми 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, непригодны, если мощность рудного тела меняется резко, имеются местные его выполаживания, тектонические нарушения, крупные включения и прослои пустой породы. Напротив, применение систем разработки горизонтальными слоями в таких условиях не вызывает трудностей.

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.

Системы разработки с закладкой отличаются разнообразием. Можно выделить пять основных групп в этом классе систем:

системы разработки горизонтальными слоями с закладкой;

системы разработки наклонными слоями с закладкой;

потолкоуступные системы разработки с закладкой;

сплошные системы разработки с закладкой;

системы разработки полосами с закладкой.

Существенное влияние на конструктивные элементы системы, порядок и технологию очистной выемки оказывает источник получения закладочного материала.

Различают системы с доставкой закладочного материала из внешних источников и системы с получением его в пределах разрабатываемого блока. Системы с получением закладочного материала в блоке чаще применяют в очень тонких жилах, когда подрывка боковых пород необходима для создания рабочего пространства требуемой ширины.

§ 2. 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 заложенными 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 в карьере, породы от моек и сортировок, из отвалов на поверхности, хвосты обогатительных фабрик, котельные и металлургические шлаки.

Выбор закладочного материала во многом определяется способом его транспортирования и размещения в выработанном пространстве. По этому признаку закладку подразделяют на сухую самотечную, пневматическую и гидравлическую.

Для самотечной закладки рекомендуется сухой дробленый материал в кусках смешанной крупности, песчанистый гравий, хвосты обогатительных фабрик, гранулированные шлаки. Добавка глины к закладочному материалу не должна превышать 15—20%.

Для пневматической закладки используют дробленые малоабразивные породы примерно следующего гранулометрического состава: куски размером от 15 до 30 *мм* (редко 50—60 *мм*) 75—80%; от 0,5 до 15 *мм* 20—25%. Увеличение содержания мелочи и пыли резко повышает расход сжатого воздуха. Содержание глинистых примесей не должно превышать 10—15%, а максимальные размеры отдельных кусков не должны быть больше трети диаметра трубопровода.

Для гидравлической закладки наилучшие результаты дает использование крупнозернистых песков и обесшламленных хвостов обогатительных 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 и воды принимается: для песка от 1 : 0,75 до 1:1; для более крупного материала от 1 : 1,5 до 1 : 2,5. На рудниках Канады получила большое распространение густая закладка в виде пасты, состоящая из песков или обесшламленных хвостов обогатительной фабрики.

В недостаточно плотный гранулированный шлак легко транспортируемый водой по трубам, целесообразно добавлять 10—15% песчано-глинистого материала.

Закладочный материал после размещения его в выработанном пространстве оседает. Величина коэффициента усадки колеблется в пределах, %:

При сухой самотечной закладке	20—25
При пневматической закладке	10—15
При гидравлической закладке	5—10

Наличие в закладочном материале вяжущих веществ (глина, цемент и пр.) придает ему устойчивость, позволяя в необходимых случаях обнажать заложенное пространство не только с боков, но

и снизу, без опасности обрушения и даже проходить в массиве закладки выработки без крепи. Подобная закладка твердеющими смесями, обычно называемая «твердеющей закладкой», находит все более широкое применение на рудниках.

Основной составной частью твердеющей закладки являются отходы производства. В табл. 13 приведены данные по составу и прочности некоторых твердеющих смесей. Твердеющая закладка в ряде случаев дает возможность вести сплошную очистную выемку без оставления каких-либо целиков.

Таблица 13

Состав и прочность некоторых твердеющих закладок

Составные компоненты	Весовое соотношение вяжущего вещества и заполнителя	Активизатор (к весу вяжущего)	Прочность на сжатие, кГ/см², в возрасте	
			3 месяцев	6 месяцев
Гранулированный доменный шлак, породы шахтных отвалов	1 : 3—1 : 4	Портландцемент 2%	275	300
Гранулированный доменный шлак, глинистые пески от вскрыши рудного карьера (15% глины)	1 : 3—1 : 4	Портландцемент 3%, гипс 10%	125	150
Шлако-портландцемент марки 225 с глиной (1 : 1), обесшламленные хвосты обогатительной фабрики	1 : 1 : 6	—	90	120
Котельный шлак ТЭЦ, обесшламленные хвосты обогатительной фабрики	1 : 3	Портландцемент 3%	30	40
Обожженные хвосты обогатительной фабрики (содержание окиси Si, Ca, Mg, Al) вместе с необожженными хвостами (с отношением Т : Ж = 1,8 : 1)	1 : 2	—	20	60
Нефелиновый шлам (отход алюминиевого производства (отношение Т : Ж = 1 : 3) . .	—	—	30—50	60—100
То же	—	Гипс 5%	80	100

Транспортирование закладочного материала

Подготовленные для отправки в шахту закладочные материалы хранятся в некотором количестве на поверхности в бункерах и складах. Склады сооружаются возле стволов, шурфов или скважин,

используемых для спуска пород в шахту. Обычно запас закладочных материалов в складах составляет не менее суточной потребности в них.

Сухие закладочные материалы спускают в подземные выработки по специальным породоспускам, 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 прохода по трубам 25 000 $м^3$ пород средней крепости. Под трубоспуском устраивают бункер емкостью 25—30 $м^3$ с люковым затвором.

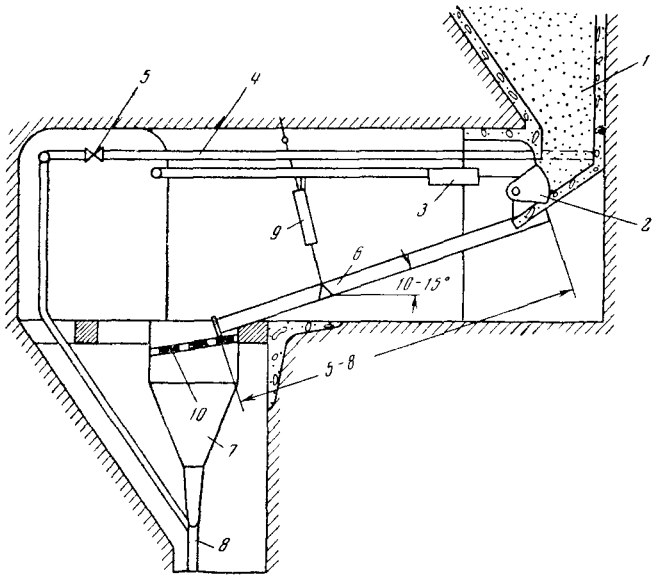


Рис. 119. Подземная смесительная установка

По горизонтальным выработкам закладочный материал транспортируют в вагонетках, конвейерами, а внутри блоков и камер самотеком, скреперами, реже конвейерами. Наиболее производительно перемещение закладочного материала по трубам с помощью сжатого воздуха или воды.

При гидравлическом транспорте смесительные устройства, из которых закладочный материал поступает в блок, располагают на поверхности или в подземных выработках.

Конструкции поверхностных установок зависят от гранулометрического состава поступающего материала. Наиболее просты по устройству смесительные установки (рис. 119) для песчаного закладочного материала; они не требуют установки оборудования для дробления или размыва.

Измельченная порода с поверхности поступает в бункер *1* емкостью несколько десятков $м^3$, 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 выпускного 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.

Если в качестве закладочных материалов используют хвосты обогатительных фабрик, то их до подачи в смесительные устройства обесшламливают, т. е. освобождают от тонкой илистой 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 обесшламливания. Иногда ограничиваются простым обесшламливанием 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 резиновой прокладкой. Для удлинения срока службы магистральный трубопровод после пропуска 15—20 тыс. $м^3$ закладочного материала поворачивают на 120°. Применение труб, футерованных плавленым базальтом, удлиняет срок службы трубопровода примерно в два раза при работе на кусковатых материалах.

Разводящий трубопровод для облегчения сборки и разборки собирают из труб длиной 2 *м* с толщиной стенки 3 *мм* и быстроразъемными соединениями. На конец трубопровода надевается поворотное сопло с суживающимся концом, чтобы увеличить скорость вылета кусков для уплотнения закладочного массива.

Для транспортирования закладочных материалов по трубам сжатым воздухом применяют специальные устройства, позволяющие производить загрузку породы в трубопровод, находящийся под давлением сжатого воздуха.

Такие устройства называются **закладочными машинами**. Они подразделяются на два вида: камерные, действующие периодически, и **барабанные**, работающие непрерывно. Производительность закладочных машин от 5 до 120 $м^3/ч$.

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 получили применение закладочные установки второй группы с камерными и барабанными пневматическими машинами, позволяющими транспортировать породу на расстояние нескольких сот метров. В Западной Европе отдают предпочтение машинам барабанного типа, особенно малогабаритным.

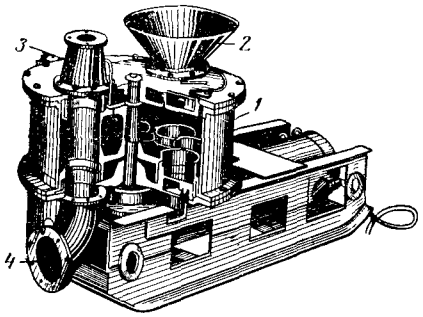


Рис. 120. Барабанная пневматическая закладочная машина БПЗМ-2м

Барабанная пневматическая закладочная машина БПЗМ-2м (рис. 120) конструкции Гипроуглемаша состоит из вертикально расположенного цилиндрического барабана *1*, имеющего восемь сквозных ячеек и заключенного в закрытый металлический кожух. Закладочный материал загружается через приемную воронку *2*. При вращении барабана материал из воронки ссыпается последовательно в каждую ячейку. В момент, когда ячейка с материалом переместится в положение, совпадающее с патрубком *3* воздухопровода, закладочный материал выдувается в загрузочный патрубок *4* рабочего трубопровода.

Техническая характеристика машины

Производительность, *м³/ч*	До 80
Давление в рабочем трубопроводе, *ат*	3.5
Скорость вращения барабана, *об/мин*	20
Основные размеры, *мм*:	
длина	2350
ширина	1150
высота	1320
Вес, *кг*	2450

При пневматическом транспорте материал по трубам движется со скоростью 30—40 *м/сек* и более. Абразивный закладочный материал в сочетании с большой скоростью вызывает быстрый износ трубопровода, особенно в местах закруглений, поэтому его арматура должна иметь максимальную износоустойчивость и небольшой вес, обеспечивать легкую 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 составляют серьезные недостатки пневматической закладки, поэтому она редко применяется при разработке рудных месторождений.

Бетонную или другую твердеющую закладку в большинстве случаев транспортируют к закладываемым блокам от смесительных установок, расположенных на поверхности или на промежуточном горизонте под землей, по трубам. Перемещение закладочного материала происходит за счет давления, создаваемого весом самого бетона, находящегося в вертикальных трубопроводах.

На рис. 121 показана схема закладочного комплекса на свинцово-цинковом руднике «Ожел Бялы» (Польская Народная Республика). На поверхности над приемной воронкой *2* трубопровода *1* установлена бетономешалка *3* производительностью 80 *м*³/*ч*. Песок и щебень подаются в бетономешалку из бункеров *5* и *6* ленточным конвейером *7*, а цемент из двух бункеров *4* емкостью по 25 *т* каждый.

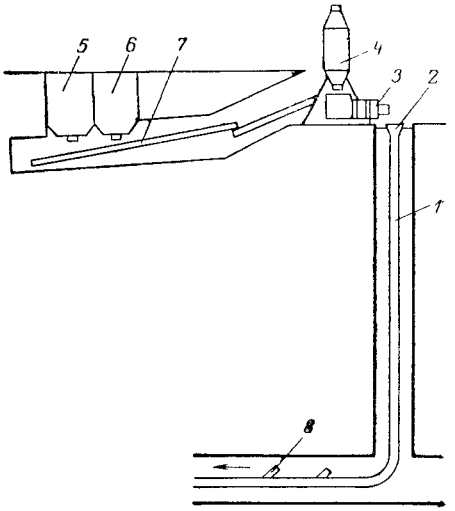


Рис. 121. Схема закладочного комплекса на руднике «Ожел-Бялы»

Дополнительное перемешивание смеси и увеличение напора достигаются подводом к горизонтальному участку трубопровода сжатого воздуха по наклонно установленным патрубкам *8*. Расход сжатого воздуха от 4 до 10 *м*³ на 1 *м*³ бетонной закладки. Описанный комплекс позволяет транспортировать бетон на расстояние до 650 *м* от ствола.

После окончания транспортирования материалов ставы труб промывают и продувают сжатым воздухом.

§ 3. 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 выноса 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 обычно 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 глинистого материала, образуя «прудок». Эту воду необходимо удалять, для чего в закладочном массиве по всей его высоте, там где образуется «прудок», прокладывают дренажные трубы (рис. 122), обычно деревянные с отверстиями в стенках, обтянутые сверху мешковиной. Вынос мелочи и ила в зависимости от качества закладочного материала составляет 2—5% от общего веса закладочного материала.

Процесс возведения закладочного массива начинается после сообщения о готовности забоя к приему закладочного материала. Оператор открывает вентиль основного става водоподающего трубо-

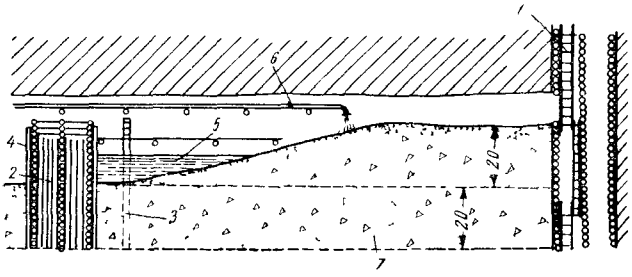


Рис. 122. Схема гидрозакладки горизонтального слоя и дренажа воды из «прудка»:

1 — восстающий; *2* — рудоспуск, *3* — деревянная дренажная труба, *4* — наружная обшивка рудоспуска, *5* — прудок воды; *6* — пульпопровод, *7* — закладочный массив

провода 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. 119). 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, спускается на откаточный горизонт в водоотливную канаву, по которой вместе с шахтной водой стекает в водосборник.

По сравнению с сухой гидравлическая закладка позволяет значительно увеличить производительность труда. Например, на Пышминском медном руднике (Урал) в результате замены сухой породной закладки гидравлической производительность труда подземных рабочих рудника возросла на 30%, а себестоимость добычи 1 *т* руды снизилась на 25%.

В процессе гидравлической закладки наиболее трудоемкой операцией является подготовка забоя к приему закладочного материала; 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.

Возведение закладочного массива при пневматическом транспорте включает подготовку выработанного пространства к закладке (сооружение «отшивок») и укладку материала в массив.

Закладочный материал поступает в выработанное пространство из выхлопного конца трубопровода, расстояние которого от массива должно быть не более 5 *м*. Наблюдение за укладкой закладочного материала производится периодически после остановки машины. Направление подачи материала изменяют поворотом отвода, надеваемого на конечную трубу, или с помощью специальной отражающей насадки, укрепляемой на последней трубе.

Для уменьшения пылеобразования закладочный материал перед выходом из трубопровода увлажняют.

Процесс размещения сухого закладочного материала скреперами будет рассмотрен при описании систем разработки.

§ 4. 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; руда ценная с включениями пустой породы, которые необходимо отбирать и оставлять в очистном пространстве.

От указанных условий возможны различные отклонения. Так, например, боковые породы могут быть устойчивы в том случае, если применение системы с закладкой вызвано необходимостью предохранить от сдвижения земную поверхность или массив вмещающих пород. Элементы залегания могут быть выдержанными, без тектонических нарушений, а руда не содержать включений пустой породы, но это менее характерно для выемки горизонтальными слоями, так как в таких условиях не исключена возможность применения системы разработки наклонными слоями.

На типичной схеме разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис. 123) крутопадающего месторождения мощностью от 0,5 до 6 *м* в блоке № 1 показан вариант с несколькими рудоспусками, применяемый при невыдержанном простирании или в случае необходимости сортировки руды; в блоке № 2 — вариант со скреперной доставкой руды и закладки. Блоковые восстающие *1* имеют три отделения: центральное лестничное и два закладочных и крепятся срубовой, реже распорной крепью. Штрек *4* используется для доставки закладочных материалов.

Очистную выемку начинают с уровня кровли откаточного штрека *3*

После выемки первого слоя на кровлю штрека укладывают прочный настил и сооружают люки в местах, намеченных для образования рудоспусков. Вслед за подвиганием выемки второго слоя выработанное пространство первого слоя заполняют закладкой, а над люками возводят рудоспуски *2* из срубовой или распорной крепи с затяжкой.

Цикл очистной выемки в блоке № 1 включает следующие операции: обуривание уступа горизонтальными шпурами, их заряжание и взрывание, проветривание; перелопачивание отбитой руды

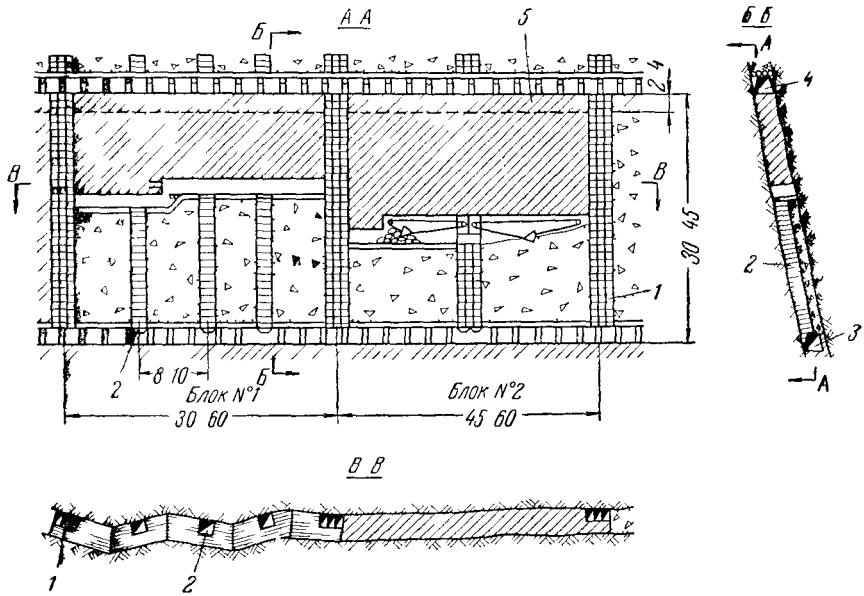


Рис 123 Система разработки горизонтальными слоями с закладкой

до рудоспуска; уборку настила на участке, подлежащем закладке; закладку этого участка, установку снятого настила. В недостаточно устойчивых боковых породах в цикл входит установка временной крепи. При достижении откосом закладки очередного восстающего его наращивают.

Шпуры бурят ручными перфораторами с временного настила. Глубина шпуров 1,2—1,5 *м*.

Ручная доставка руды и закладки, необходимость последовательного выполнения всех перечисленных выше операций растягивают цикл очистной выемки до двух трех смен. Поэтому производительность блока и интенсивность выемки получаются низкими. Это является недостатком данного варианта системы.

Более высокую интенсивность очистной выемки обеспечивает технология работ, принятая в блоке № 2. Здесь в левой половине блока ведется выемка слоя и уборка руды скрепером в централь-

ный рудоспуск, а в правой закладывается ранее отработанный слой, также с доставкой закладочного материала скрепером

Временное магазинирование руды в левой половине блока позволяет совместить бурение и уборку, а более редкое чередование операции разборки и укладки настила обеспечивает высокую производительность и качество этих работ

Недостаток этого варианта — повышенная опасность работ при недостаточно устойчивых породах, так как бока обнажаются на высоту двух слоев (на 3,6—4,5 *м*)

Очистную выемку ведут до подштрекового целика *5*. Закладка последнего слоя происходит в более сложных условиях, потому что закладочный материал приходится подкидывать под кровлю Подштрековый целик отрабатывают позднее, когда отпадает необходимость в сохранении вентиляционного штрека. Целик вынимают с креплением и закладкой.

Некоторые конструктивные и технологические особенности вариантов системы

Эффективность системы разработки горизонтальными слоями с закладкой в значительной степени определяется степенью механизации производственных процессов

По варианту системы, применяемому на свинцово цинковом руднике «Монтевеккио» (Италия), на границах блока расположены

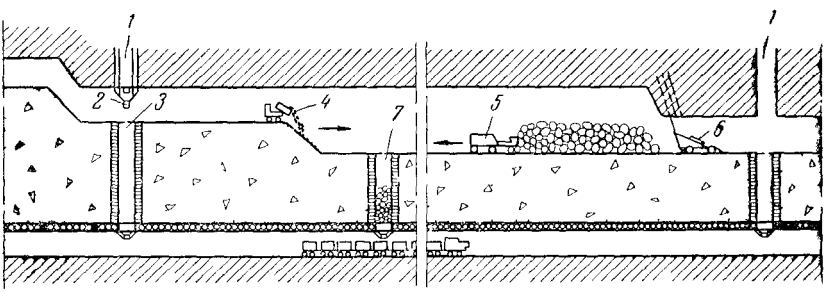


Рис 124 Механизация доставки руды и закладки

закладочные восстающие *1* (рис 124) с люками *2* с пневматическим управлением Руду отбивают восстающими шпурами глубиной 3—4 *м*, которые бурят с помощью легких самоходных буровых кареток *6*. Руду по рудоспускам *7*, перекрытым грохотами *3*, транспортируют погрузочно-доставочными агрегатами *5*, а закладку — самоходными вагонетками *4*. Производительность машины по доставке руды 110—250 $м^3$/*смену*, а производительность закладочных работ 20—25 $м^3$/*смену* на рабочего, обслуживающего вагонетку

Самоходное оборудование при системах с закладкой применяют также на некоторых рудниках США, Канады, ФРГ

В единичных случаях для доставки руды и закладочного материала применяют ленточные транспортеры Сложность их

перестановки, трудность предохранения их от нарушения взрывами; значительный объем ручной подкидки руды и породы — основные недостатки, препятствующие более широкому распространению этого вида доставки.

На производительность доставки и на уменьшение потерь и разубоживания руды влияет качество настила. В большинстве случаев сооружают щитовой настил из досок или горбылей, скрепленных поперечными брусьями с нижней стороны. При такой конструкции затруднительно обеспечить необходимую плотность настила и избежать потерь богатой рудной мелочи, проникающей через щели.

Особенно велики потери полезных компонентов в тех случаях, когда в блоке ведется раздельная выемка или сортировка (см. дальше). Опробование на рудниках треста Мамслюда показало, что содержание слюды в закладочном материале составляет от 20 до 60% фактического содержания в руде.

Настилы из брезента и конвейерной ленты несколько снижают этот недостаток, но неприемлемы, например, при скреперной доставке.

Лучшие результаты дают настилы из стальных листов толщиной около 3 *мм*, длиной 1,5—2,5 *м* и шириной 0,7—0,3 *м*. Листы укладывают внахлестку и прибивают гвоздями через отверстия к поперечным лежанам в закладочном материале. Укладка и снятие таких настилов требуют в три-четыре раза меньше времени и труда, чем деревянных.

Поверх настила вдоль неровных боков укладывают доски, обрезанные по очертанию контура боков. Опробования закладки показали, что потери металла через неплотности настила в этом случае не превышают 2%.

В ряде случаев целесообразно бетонирование поверхности закладочного массива быстротвердеющими растворами. К моменту возобновления взрывных работ в блоке (через две-три смены) такой настил должен иметь прочность на сжатие около 20 *кГ/см*^{2}. Бетонный настил создают набрызгиванием бетона из торкретмашины или разливанием свежеприготовленного раствора по поверхности закладки. Минимальная толщина настила 8—10 *см*.

Применение бетонных настилов позволяет устранить проникновение руды в закладку, улучшить условия доставки (особенно скреперной), увеличить устойчивость закладочного материала и улучшить проветривание вследствие исключения прососов и утечек воздуха через закладку.

Конструкция рудоспусков должна позволять, при невысокой их стоимости, легкость и быстроту наращивания, достаточную прочность.

Сократить трудоемкие работы по наращиванию деревянных рудоспусков можно применением выпуска руды по стальным трубам диаметром 350—800 *мм*. Длина одного звена трубы 0,6—1,2 *м*.

На одном из рудников США применяли рудоспуски из колонны тонкостенных труб диаметром 760 *мм*. Длина ставов 0,6 и 0,9 *м*. Соединение труб конусное. Верхний конец трубы представляет

собой жесткий металлический воротник, предупреждающий деформацию трубы во время отбойки.

На медном руднике «Хибулума» (Южная Африка) металлические трубы диаметром 0,9 *м* применяли как для рудоспусков, так и для лестничных отделений. Толщина стенок труб соответственно 6 и 3 *мм*. Поскольку закладка применялась гидравлическая, в трубах лестничного отделения для дренажа имелись сегменты с отверстиями диаметром 50 *мм*. Снаружи сегмент покрывали двумя слоями джутового полотна.

Иногда рудоспуски из срубовой крепи облицовывают плитами из железобетона или другого износоустойчивого материала.

Системы разработки с закладкой не допускают по условиям безопасности выемку камерами шириной более 4—6 *м*. Однако в благоприятных условиях горизонтальными слоями с закладкой отрабатывают и более мощные залежи. Так, на шведских рудниках «Болиден» и «Ренстрем», разрабатывающих крутопадающие залежи устойчивых полиметаллических руд, блоки по простиранию располагают при мощности до 12 *м*. В таких широких камерах применяют трехбарабанные электрические и пневматические скреперные лебедки.

В мощных месторождениях блоки обычно ориентируют вкрест простирания и системой горизонтальных слоев с закладкой отрабатывают только часть месторождения — камеры; целики между ними вынимают другими способами. Такие системы относятся к комбинированным и будут рассмотрены дальше.

В чистом виде системы с закладкой и расположением камер вкрест простирания применяют редко, поэтому их описания не приводим.

§ 5. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ С ЗАКЛАДКОЙ

Особенность этих систем состоит в выемке руды слоями, наклоненными к горизонту на 30—40°, благодаря чему доставка 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 меньше 0,7—0,8 *м*.

Резкое изменение мощности, наличие геологических нарушений, прожилков и оруденений в боках, а также больших включений в руде пустой породы исключают возможность применения системы.

При угле падения меньше 60° закладочный материал и руда задерживаются на лежачем боку и на их перегребание приходится

затрачивать много труда. Поэтому данная система неэффективна при угле падения рудного тела меньше 60°.

Разработка наклонными слоями возможна только в устойчивой руде. Также не пригодна она при слабых боковых породах.

По сравнению с системой разработки горизонтальными слоями область применения рассматриваемой системы значительно уже. Этим главным образом объясняется и очень малое распространение ее в практике.

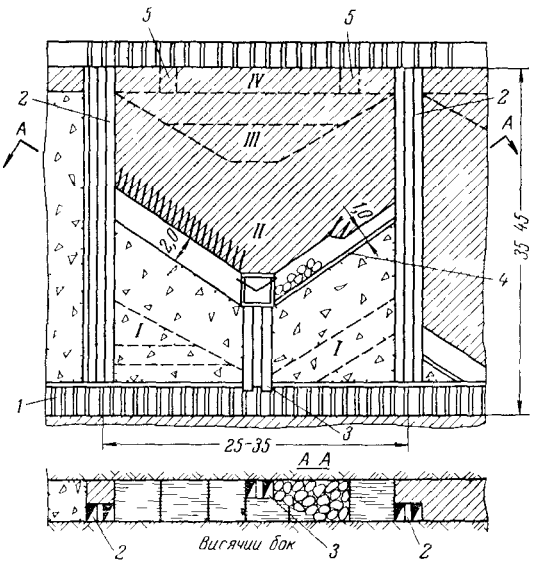


Рис. 125. Система разработки наклонными слоями с закладкой

В типичном варианте этой системы рудный откаточный штрек *I* (рис. 125) располагают посредине мощности. 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. 125). 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 настилом. Перед закладкой высота очистного пространства составляет 3,5—4 *м*, что допустимо только в достаточно устойчивых боковых породах.

При выдержанных элементах залегания боковых и устоичивых породах щиты настила после выпуска руды поднимают и укрепляют тем или иным способом на высоте наращиваемого слоя закладки. Затем закладочный материал подается самотеком, заполняя все пространство под настилом.

В правом крыле блока (см. рис. 125) показано бурение с временно замагазинированной на настиле *4* руды при максимальной высоте очистного пространства 3 *м*. В неустойчивых боковых породах закладочный материал подводят под самую кровлю, оставляя свободным расстояние в 20—30 *см* только для прохода воздуха.

Иногда обуривание слоя ведут нисходящими шпурами. параллельными кровле. Такая выемка слоя сверху вниз хотя и позволяет создать ровную кровлю, но опаснее для бурильщика из-за обрушающихся сзади него кусков породы.

Если руда имеет отчетливо выраженную слоистость, разработка с двусторонним наклоном слоев становится опасной, так как в том крыле блока, где наклон совпадает с направлением слоистости, могут отслаиваться и вываливаться 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 предпочитают при небольшой мощности месторождения и устойчивых боках.

Рудный треугольник *III* дорабатывается горизонтальными слоями, так как подача сюда закладочного материала под действием собственного веса из восстающих невозможна. Закладочный материал подают через закладочные печи *5*.

Вариант системы разработки наклонными слоями (рис. 126) с закладкой и отбойкой руды глубокими скважинами применяли на одном из рудников Канады. Этот способ отбойки обеспечивает более удобные и безопасные условия труда, так как бурильщики работают в выработках небольшого поперечного сечения. Повышенный объем нарезных работ компенсируется высокой производительностью труда забойных рабочих 6—8 $м^3$/*смену*. На руднике «Чемпион Риф» (Индия) применяют систему с закладкой в условиях громадного горного давления на глубине от поверхности более 3 *км*

(рис. 127). Крутопадающая золотосодержащая жила мощностью 1—1,5 *м* разрабатывается наклонными слоями с закладкой гранитными блоками *5* на цементном растворе.

Этажные откаточные штреки, закрепленные податливой металлической крепью *4* со сплошной затяжкой кровли и боков, проходят как по самой жиле, так и в породах лежачего бока. В последнем случае их соединяют с рудными штреками ортами *6*.

Сначала очистную выемку ведут в первом слое над штреком на высоту 3—4 *м*. На крепь укладывают деревянный настил, а затем гранитные блоки размером 23×23×18 *см*. Через 5,5 *м* оставляют

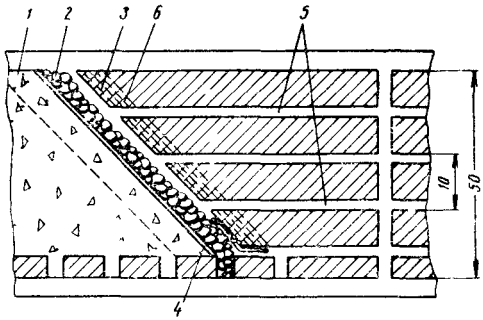


Рис. 126. Отбойка руды наклонными скважинами из подэтажных выработок:

1 — отработанный и заложенный слой, *2* — отбитая руда, *3* — обуренный слой, *4* — настил, *5* — буровые штреки, *6* — скважины

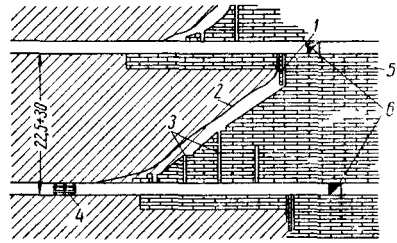


Рис. 127. Системы разработки наклонными слоями с закладкой

отверстия — рудоспуски *3* шириной 1,2 *м*, оборудованные металлическими люками.

Наклонные слои *2* располагают по обе стороны от бокового восстающего *1*. Отбитая шпурами глубиной 0,75—1 *м* руда по покрытому цементным раствором закладочному массиву самотеком поступает в рудоспуски. Бока крепят штанговой крепью со стальными полосами. Во избежание горных ударов целики руды не оставляют, отрабатывая даже некондиционные участки рудного тела.

Система разработки наклонными слоями значительно производительнее системы горизонтальных слоев с закладкой вследствие того, что руда и закладочный материал доставляются под действием собственного веса.

Однако, несмотря на это, применение систем разработки наклонными слоями с закладкой весьма ограничено ввиду неудобства и повышенной опасности работ на наклонной поверхности закладки, серьезных осложнений, возникающих при невыдержанных элементах залегания рудного тела.

§ 6. ПОТОЛКОУСТУПНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Эти системы разработки применяют в весьма тонких крутопадающих жилах, когда достаточное количество закладочного материала получается от подрывки боковых пород. Руду отбивают от-

дельно от пустых пород или совместно с ними. В последнем случае отбитую рудную массу сортируют в очистном забое, оставляя пустую породу в закладке.

Забою придают не уступную, а сплошную форму, что обеспечивает более удобные условия производства работ и более высокую производительность труда.

В качестве примера рассмотрим вариант системы с раздельной выемкой (рис. 128), предложенный Институтом горного дела им. А. А. Скочинского. Рудную массу отбивают восходящими

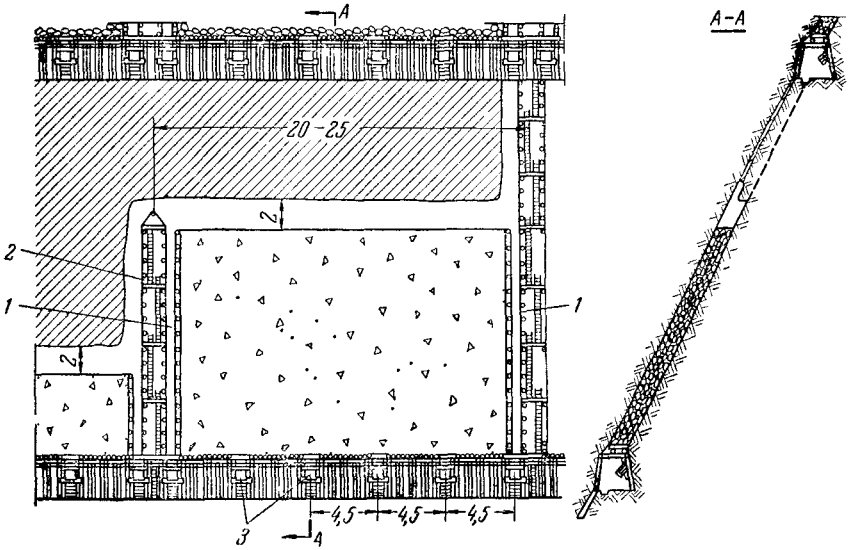


Рис. 128. Система разработки с раздельной выемкой

шпурами В первую очередь, как правило, обуривают 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*. При крепкой жильной массе и прочных контактах хороший результат дает выемка щели в два приема шпурами глубиной по 0,6—0,8 *м*. Ширина щели, получаемой во второй прием, заметно сокращается.

Руду по настилу скреперуют до рудоспускных отделений *1* восстающих *2*. Избыток закладочного материала, не вмещающийся в выработанном пространстве, выпускают через люки *3*, как при обычной системе с магазинированием.

Опыт показал, что на укладку, снятие и переноску металлического настила затрачивается труда и времени в три-четыре раза меньше, чем на эти же операции с деревянным настилом.

Массовым опробованием закладочного материала установлено, что потери рудной мелочи через металлический настил не превышают

1,5—2%. Полные потери металла в закладочном материале составляют от 2,5 до 4%.

Вместо стальных листов в качестве настила успешно применяли старую конвейерную ленту, позволившую еще больше сократить затраты труда.

Сократить трудоемкую работу по наращиванию в закладке деревянных рудоспусков можно выпуском руды по железным трубам (рис. 129).

Отбойку вмещающих пород осуществляют также восходящими шпурами, принимая расстояние между ними в 2—2,5 раза больше, чем по жиле.

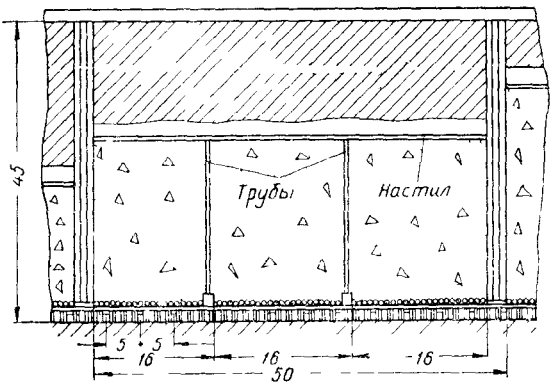


Рис. 129. Вариант с выпуском руды по трубам

Если ширина выемочной щели по жиле превышает 0,35 *м*, то для полной закладки выработанного пространства приходится подрывать боковые породы в большем объеме, чем это требуется для того, чтобы создать очистное пространство достаточной ширины. Так, например, при мощности жилы 0,4 *м* и ширине щели 0,50—0,55 *мм* для заполнения всего выработанного пространства закладочным материалом требуется подрывать толщу боковых пород на ширину 0,85—0,95 *мм*. При этом полная ширина очистного пространства составит 1,4—1,5 *м* т. е. намного больше минимально необходимой ширины рабочего пространства (0,8—1,0 *м*).

Описанная система разработки эффективна для очень тонких крутопадающих жил с хорошо выраженными непрочными контактами и достаточно устойчивыми вмещающими породами. При слабых вмещающих породах происходит сильное разубоживание рудной массы.

Система с раздельной выемкой руды в настоящее время редко применяется в практике. На большинстве рудников, разрабатывающих жилы мощностью до 20 *см*, даже при самых благоприятных горногеологических условиях применяют системы разработки с валовой выемкой.

Это объясняется серьезными недостатками применяемых вариантов системы разработки с раздельной выемкой, особенно тех, где применяют несовершенные деревянные настилы.

Первый, наиболее важный недостаток — очень высокие потери металла в закладке Источниками этих потерь являются просыпание богатой рудной мелочи через щели в настиле и смешивание ее с закладкой под уступами в местах, плохо защищенных настилом, подрывка вместе с пустой породой части жильной массы, а также выкрашивание и обрушение жильной массы при взрывании породы. Как показал опыт, снятие верхнего слоя закладочного материала, обогащенного рудной мелочью, дает малоощутимые результаты, так как большая часть рудной мелочи проваливается между более крупными кусками породы и извлечь ее не удается.

Потери металла, как правило, превышают 10% и нередко достигают 15—20%.

Второй очень существенный недостаток состоит в крайне низкой производительности труда забойных рабочих.

Перекидка руды до рудоспусков, разравнивание закладочного материала, частое сооружение дощатого настила, снятие и переноска его, наращивание и обшивка рудоспусков требуют больших затрат труда и времени. Производительность труда бурильщика в узком забое невелика, но и при этом на одного бурильщика в очистном забое приходится не меньше трех-четырех рабочих, занятых на указанных выше трудоемких работах. В результате сменная производительность труда забойного рабочего по отбитой рудной массе составляет в среднем 0,4—0,6 $м^3$, а по жильной массе 0,1—0,2 $м^3$.

Однако системы с раздельной выемкой позволяют отрабатывать залежь с относительно небольшим разубоживанием. Поэтому, учитывая большой экономический ущерб вследствие разубоживания руды при валовой выемке, необходимо дальнейшее совершенствование этой системы, создание и освоение новых вариантов систем с раздельной выемкой, у которых указанные выше недостатки проявлялись бы в меньшей степени.

Заслуживает внимания система с раздельной выемкой наклонными слоями, применяемая на одном золотом руднике. Облегчение доставки руды и уменьшение числа рудоспусков составляют существенные достоинства этого варианта.

§ 7. СПЛОШНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ

Аналогично сплошным системам с открытым очистным пространством эти системы применяют в пологозалегающих рудных телах, когда доставка руды под действием собственного веса невозможна. При этом закладочный материал получают от подрывки вмещающих пород вследствие необходимости создать выработанное пространство достаточной высоты. Таким образом, закладка выработанного

пространства вызывается не необходимостью поддержания выработанного пространства, хотя и выполняет эту функцию, а стремлением исключить затраты, связанные с выдачей пустой породы на поверхность.

В большинстве случаев отбойку руды и пустой породы ведут раздельно. Линия забоя перемещается по простиранию или восстанию жилы.

Вариант сплошной системы разработки с раздельной выемкой руды по восстанию (рис. 130) и закладкой подрываемыми породами широко применяется на Мансфельдских рудниках (ГДР). Пласт медистых сланцев средней мощностью 24 *см* имеет угол падения 3—7°. Покрывающие породы — известняки и гипс, почва представлена песчаниками и конгломератами.

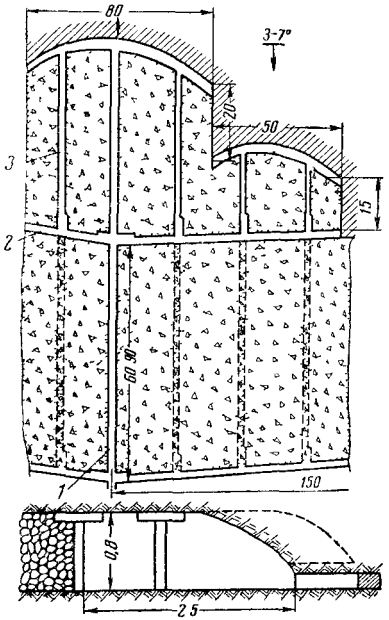


Рис. 130. Сплошная система разработки с раздельной выемкой по восстанию

Более чем столетний опыт разработки этих месторождений и результаты широко проводимых в последние годы исследовательских работ по применению различных вариантов системы с раздельной выемкой позволили выбрать наиболее эффективные варианты и технологию очистной выемки.

Особенность очистной выемки забоями дугообразной формы основана на использовании горного давления для отжима руды с плавным прогибанием кровли без нарушения и обрушения ее.

Ширина забоя 50—80 *м*. Передовой забой высотой 0,3 *м* и глубиной 0,4—0,9 *м* образуют по рудному пласту. Затем шпурами малого диаметра 18—30 *мм*, глубиной до 1 *м* подрывают кровлю. Шпуры бурят ручными перфораторами весом 7—9 *кг*. Скорость подвигания забоя 15—30 *м* в месяц.

Для доставки руды и излишков пустой породы в закладке между забоем и промежуточным штреком *2* оставляют выработки *3*. Промежуточные штреки через каждые 150 *м* соединяют с главным штреком наклонными доставочными выработками *1* (бремсбергами).

Призабойное пространство поддерживают деревянными стойками с верхняками, устанавливаемыми через 1 *м*. В последнее время их стали заменять раздвижными стойками из стали и дюралюминия.

Для закладки применяют метательные машины небольшой производительности.

Отбитую руду и излишнюю породу доставляют до промежуточного штрека в вагонетках емкостью 0,17 $м^3$, после перегрузки в большегрузные вагонетки транспортируют по бремсбергу и затем откатывают электровозами к шахтному стволу.

В последние годы на Мансфельдских рудниках были проведены широкие экспериментальные работы по усовершенствованию способов доставки.

Хорошие результаты показала доставка передвижными пластинчатыми конвейерами. Конвейерам придают соответствующий радиус кривизны и располагают их вдоль линии забоя (рис 131).

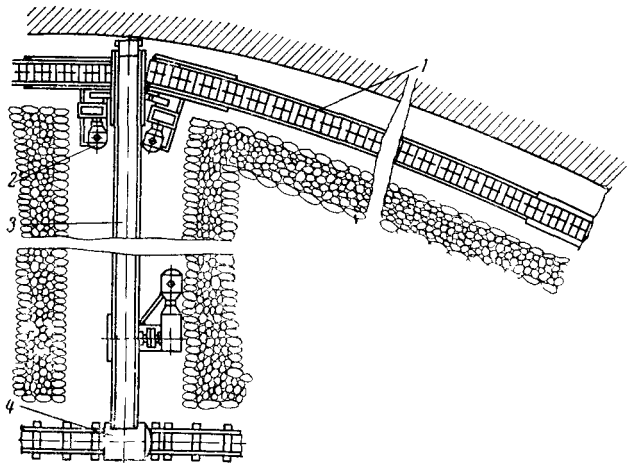


Рис. 131. Оборудование лавы пластинчатыми конвейерами:
1 — пластинчатый конвейер, *2* — привод конвейера, *3* — ленточный конвейер, *4* — вагонетка

Производительность конвейера 60 *т/ч* при крупности доставляемой руды до 500 *мм*.

Внедрение пластинчатых конвейеров повысило сменную производительность труда забойных рабочих с 2—2,3 до 2,5—3 $м^3$ и снизило стоимость доставки на 27%.

Эффективной оказалась также доставка руды из забоя в вагонетках по монорельсу.

На рудниках применяют также доставку вдоль прямолинейных забоев шарнирно складывающимися скреперами емкостью 0,27 $м^3$; управление лебедкой дистанционное.

Сплошные системы разработки с закладкой распространены также на рудниках Витватерсранда (ЮАР), Северочешских рудниках (ЧССР) и др. Сплошную систему с закладкой с выемкой руды по простиранию применяли на руднике «Галимый» (Магаданская обл.).

§ 8. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ПОЛОСАМИ ПО ВОССТАНИЮ

Эти системы применяют только в пологопадающих рудных телах небольшой мощности, чаще с неустойчивым висячим боком. Особенность их состоит в разделении выемочного блока на несколько полос, отрабатываемых по восстанию с опережением 4—10 *м* одна над другой.

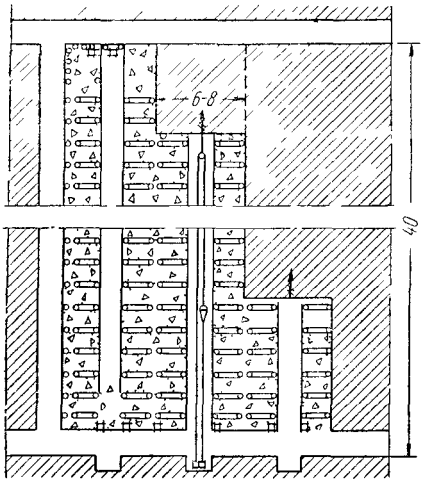


Рис. 132. Система разработки с закладкой полосами по восстанию

Ширина полосы выбирается с учетом горногеологических условий в пределах от 6 до 12 *м*.

Характерный вариант системы разработки полосами по восстанию (рис. 132) применялся на руднике «Любовь» (Забайкалье). Золотосодержащие кварцевые жилы имели среднюю мощность 0,2—0,5 *м*, угол падения 15—40°. Породы висячего бока — неустойчивые сланцы.

Ширина полос 6—8 *м*. Из них 4—6 *м* закладывали пустой породой и 2 *м* оставались для прохода людей и доставки отбитой руды к откаточному штреку.

Руду отбивали шпурами глубиной 1,2—1,5 *м* раздельно от породы или вместе с ней в зависимости от характера контакта рудного тела. Отсортированную пустую породу оставляли в качестве закладки в очистном пространстве.

Кровлю около забоя поддерживали стойками или рамами на двух стойках, располагаемых через 1—2 *м*. Руду доставляли скрепером или по металлическим желобам.

Некоторые показатели системы:

Производительность труда забойного рабочего по жильной массе, *м³/смену*	0,85
Скорость подвигания забоя, *м/месяц*	6—10
Разубоживание руды, %:	
до сортировки	50—60
после сортировки	25—30
Расход крепежного леса на 1 *м³* выданной руды, *м³*	0,08

На Северочешских рудниках полосами по восстанию разрабатывали кварцевую жилу мощностью 0,2—0,6 *м* с углом падения 13—18°.

На руднике «Ожел Бялы» выемку полосами применяют в пологих свинцово-цинковых рудных телах мощностью 3—6 *м*, расположенных в охранных целиках. Рудную залежь разбивают штреками на столбы шириной 25—70 *м* и отрабатывают заходками ши-

риной по 3—4 *м*. Каждые две отработанные заходки закладывают бетоном, а соседние с ними — инертными материалами без добавки вяжущего.

Оценка систем разработки с закладкой

По условиям применения и по 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 вести разработку более дешевыми системами — с открытым очистным пространством. Напротив, при слишком неустойчивых породах и рудах приходится применять 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, ветвящихся, содержащих прослои и включения пустой породы, с непостоянным характером оруденения и меняющимися элементами залегания, составляет одно из серьезных достоинств, благодаря которому эти системы получили довольно широкое распространение при разработке жил цветных, редких металлов и золота.

Особое значение системы с закладкой приобретают для разработки на больших глубинах при сильном горном давлении.

К числу других д о с т о и н с т в систем относятся:

высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладочном материале; небольшое разубоживание руды; возможность сортировки и оставления пустой породы в выработанном пространстве; возможность выдачи руды по сортам;

безопасность работ в очистном забое; безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно для руд, склонных к возгоранию;

возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что обеспечивает значительную добычу при малой рудной площади.

Из н е д о с т а т к о в особенно существенны: высокая стоимость закладочного материала, когда его добывают вне очистного пространства; большие 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.

§ 9. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В отличие от систем с открытым очистным пространством, где крепь используется в качестве вспомогательного средства поддержания или как платформа для работающих, системы с креплением

характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания руды и вмещающих пород. Одновременно крепь служит и платформой для работающих.

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 обычно только в месторождениях мощностью до 4 *м*, редко больше. Это объясняется в основном тем, что поддержание очистного пространства крепью без закладки с увеличением мощности усложняется, а при слабых боковых породах становится практически невозможным.

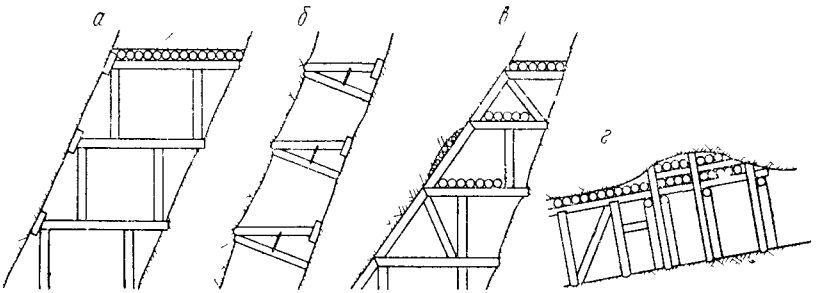


Рис. 133. Конструкции усиленной распорной крепи при крутом *а*, *б*, *в* и пологом *г* залегании

Имеется много переходных разновидностей между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением. Постепенно усиливая и усложняя распорную крепь, применяемую при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же одна крепь противостоять горному давлению не может, то очистную выемку ведут с креплением и закладкой.

Руду рыхлую, сильно разбитую трещинами, со слабыми прослоями также нельзя разрабатывать системами с открытым очистным пространством или с закладкой, если даже бока сравнительно устойчивы.

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. 133). Станковая крепь применяется в мощных и весьма мощных месторождениях, как правило, в сочетании с закладкой. Схему *б* применяют для неустойчивых пород лежачего бока, схему *в* — для неустойчивых пород висячего бока. Как бока, так и кровля в слу-

чае необходимости затягиваются накатником или досками. Концы распорок обычно помещают в лунки глубиной 5—10 *см*.

Расстояние между рядами распорок и между распорками в ряду зависит 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, а толщину крепи подбирают для этого расстояния.

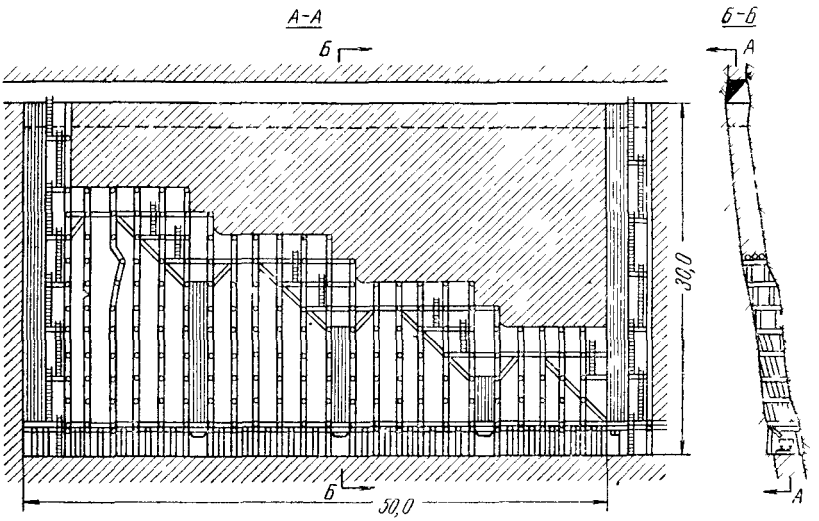


Рис. 134. Система разработки с усиленной распорной крепью

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали обычно 1—2 *м* и по вертикали — между рядами 1,8—2,5 *м*; диаметр распорок 150—250 *мм*, редко больше.

Вместо одиночных распорок иногда пользуются кустовым креплением, представляющим несколько установленных рядом распорок.

В очистных выработках с сильным первичным давлением распорная крепь должна быть податливой. Для этого в конструкцию крепи вводят элементы, работающие на сжатие поперек волокон (подкладки, подхваты и т. п.) или заостряют один из концов распорки.

Типичный вариант системы с усиленной распорной крепью показан на рис. 134. Очистная выемка обычно ведется уступами по простиранию.

Высота уступов 2—2,5 *м*, длина от 6—8 *м* до размеров длины блока (сплошной забой). Размеры блока указаны 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 сооружали лестничное отделение. Технология отбойки и доставки 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.

Доставка руды — преимущественно скреперная. В качестве крепи применяют крепежные рамы, костры, стойки, каменную кладку, бетонные столбы.

Станковую крепь применяют обычно в сочетании с закладкой, так как в широких забоях станковая крепь без закладки неспособна выдерживать большое горное давление. Поэтому описания систем разработки со станковой крепью без закладки не приводим.

Главный недостаток систем с креплением — большой расход крепежных материалов (0,1—0,2 $м^3$ на 1 $м^3$ руды) и трудоемкость работ по креплению. Производительность труда забойного рабочего 0,5—2 $м^3$/*смену*.

Сравнительная безопасность работ, возможность благодаря гибкости системы отрабатывать рудные тела в очень сложных горно-геологических условиях с малыми потерями и разубоживанием составляют главные достоинства систем с креплением, оправдывающие их применение в некоторых случаях.

Наряду с дальнейшим совершенствованием систем с креплением путем изыскания новых видов крепи, повышения производительности крепления и доставки руды (при пологом залегании) необходимо эти системы в соответствующих условиях заменять более эффективными — с закладкой или с обрушением.

§ 10. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

В то время как системы с креплением без закладки получили распространение в основном для маломощных месторождений, системы с креплением и закладкой используются в месторождениях любой мощности с ценной рудой. Удобство раздельной отбойки руды, сортировки и оставления пустой породы в забое позволяет применять их при неправильных контурах рудного тела и наличии крупных включений и прослоев пустых пород в руде.

В СССР системы с креплением и закладкой были распространены прежде главным образом на медных и полиметаллических рудниках. В настоящее время удельный вес их резко снизился за счет перехода

на системы с обрушением На железных рудниках эти системы не применяются.

Признаками для классификации систем с креплением и закладкой являются направление подвигания и способ очистной выемки блока, а также способ крепления.

По первому признаку можно выделить три основные группы систем с креплением и закладкой: системы разработки горизонтальными слоями и уступами по простиранию; системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками; сплошные системы разработки.

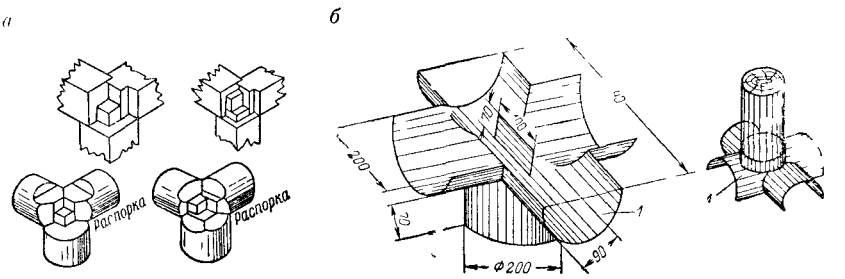


Рис. 135 Соединение элементов станковой крепи различными типами замков и металлической муфтой:
1 — муфта

Условия применения систем каждой группы имеют существенные различия, поэтому приведем их в процессе рассмотрения систем.

При выемке по простиранию применяют как усиленную распорную, так и станковую крепь. Последнюю изготовляют из круглого леса, квадратных или прямоугольных брусьев толщиной (диаметром) 20—30 *см*. Размер станка крепи характеризуется его высотой (по длине стойки), шириной (по длине верхняка) и длиной (по длине распорки). Высота станка обычно 2,00—2,25 *м*, а размеры верхняков и распорок 1,5—2 *м*.

Большие станки сокращают расход леса, но крепь становится тяжелой, удорожается ее доставка, затрудняется установка и управление кровлей.

Конструкции соединений элементов станковой крепи показаны на рис. 135, *а*. Элементы крепи заготавливают на поверхности специальными машинами. За рубежом нашли применение скрепляющие металлические муфты (рис. 135, *б*).

Станковая крепь возводится с почвы основного горизонта или очистного забоя. Нижние стойки станковой крепи устанавливают непосредственно на руду или на специальные лежни, которые имеют гнезда соответствующих размеров для двух-трех стоек и связаны между собой поперечинами.

Общий вид системы разработки горизонтальными уступами по простиранию со станковой крепью и закладкой изображен на рис. 136.

Подготовка блока состоит в проходке откаточного штрека и восстающего в центре блока. Откаточный штрек крепят крепежными рамами, а восстающий срубовой крепью с внутренней обшивкой закладочного отделения. Два других отделения восстающего используются как вентиляционно-ходовые и для доставки крепи.

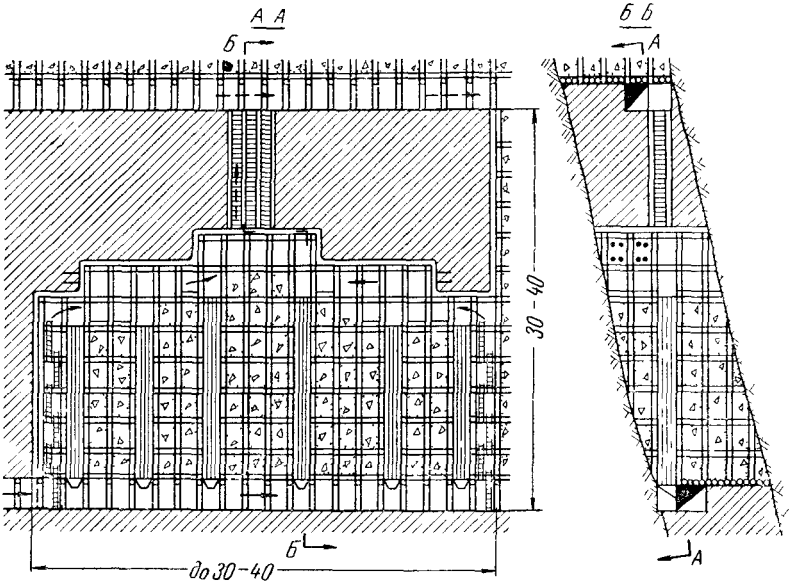


Рис. 136. Система разработки со станковой крепью и закладкой по простиранию

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 собственного веса.

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, чтобы не повредить крепь.

Для предохранения крепи от поломок при взрывании шпуров необходима тщательная прочная расклинка ее. Неудачное расположение шпуров или плохая расклинка являются причиной поломок как отдельных элементов крепи, так и массового ее разрушения.

Сложность изготовления и установки крепи, трудоемкость работ по креплению и закладке, высокий расход крепежного леса обусловливают очень низкую производительность труда забойного рабочего (как правило, менее 1 $м^3$/*смену*) и высокую стоимость добычи.

В связи с этим данную систему, как и вообще все системы с креплением и закладкой, применяют только в том случае, если ввиду крайне неблагоприятных горногеологических условий другие системы оказываются непригодными.

Разработка горизонтальными слоями по простиранию со станковой крепью и закладкой возможна в рудных телах мощностью от 4 до 12 *м*. При большей мощности выемку ведут вкрест простирания, применяя системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками.

Особенностями систем разработки мощных месторождений со слабыми рудой и вмещающими породами являются: небольшие горизонтальные размеры выемочных блоков во избежание массовых отслоений руды; быстрое подвигание очистной выемки в забое, благодаря чему местные отслоения не успевают распространиться в стороны и в глубь массива.

При разработке вертикальными прирезками подбирается соразмерно с устойчивостью руды только ширина прирезки. Длинная ее сторона обычно равна горизонтальной мощности рудного тела.

При разработке короткими блоками оба горизонтальных размера подбираются с учетом устойчивости руды; по мощности рудного тела может размещаться не один, а несколько выемочных блоков. Таким образом, в вертикальных прирезках подсечка руды регулируется только по ширине, а в коротких блоках — по площади блока в целом.

На рудниках СССР и в заграничной практике обе системы теперь применяют редко, только в богатых рудах цветных металлов с особо неблагоприятными условиями залегания.

Система разработки вертикальными прирезками. На основном горизонте из полевого откаточного штрека *1* (рис. 137, *а*) проводят орты *2*. Восстающий *3* в три отделения (закладочное, материальное, ходовое) проводят по контаку с пустыми породами. Крепь восстающих сплошная срубовая, с внутренней обшивкой закладочного отделения.

Рудоспуски *4* наращивают в каждом третьем или четвертом станке по длине прирезки путем обшивки досками. В конце прирезки наращивают вентиляционно-ходовой восстающий.

Ширина прирезок зависит от крепости руды и составляет 4—8 *м*.

Прирезки отрабатывают от закладочного восстающего горизонтальными слоями или (реже) потолкоуступным забоем. Руду отбивают

неглубокими горизонтальными шпурами и она скатывается в рудоспуски по наклонным решетакам.

Закладочный материал от восстающего *3* доставляется в вагонетках, а при потолкоуступной форме забоя скатывается под

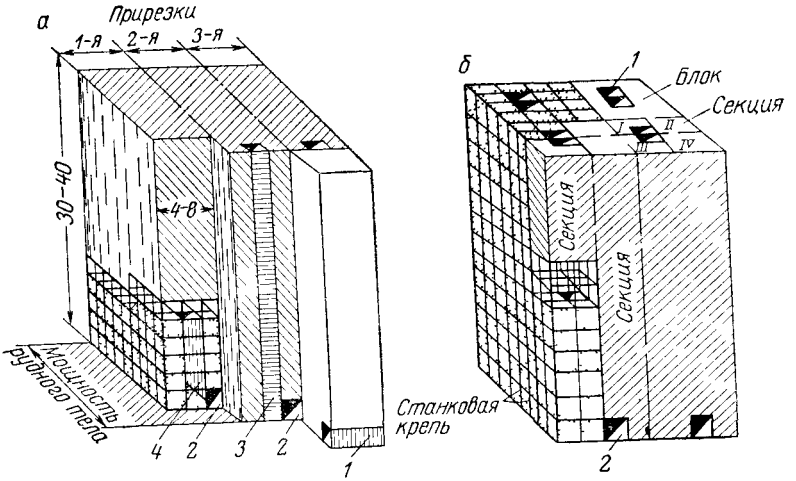


Рис. 137. Системы разработки вертикальными прирезками *а* и короткими блоками *б*

действием собственного веса и располагается под углом естественного откоса. По мере подвигания очистной выемки стойки станков, прилегающие к массиву руды, обшиваются с внутренней стороны дощатой затяжкой для удержания закладочного материала во время выемки следующей прирезки.

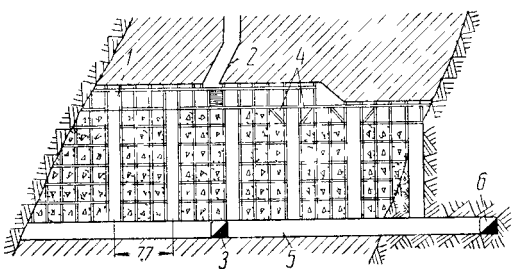


Рис. 138. Система разработки вертикальными прирезками на руднике «Брокен Хилл»:

1 — рудоспуск, *2* — закладочный восстающий, *3* — рудный штрек, *4* — решетки, *5* — орт, *6* — полевой откаточный штрек

В целях безопасности к выемке новой прирезки приступают только после окончания предыдущей.

Возможна одновременная отработка двух этажей (подэтажей) с опережением выемки верхнего над нижним на четыре-пять прирезок.

На австралийском руднике «Брокен Хилл», разрабатывающем богатейшее месторождение серебро-свинцово-цинковых руд, применяется система вертикальных прирезок (рис. 138).

Мощность месторождения достигает 150 *м*, глубина залегания 600 *м*. Систему применяют на участках неустойчивых руд и вмещающих пород. Закладка — гидравлическая. Технологический процесс

аналогичен вышеописанному. Способы подготовки и очистной выемки понятны из рисунка.

Система разработки короткими блоками. Подготовительные работы аналогичны подготовке при вертикальных прирезках, только закладочные восстающие *1* (см. рис. 137, *б*) проходят из ортов *2* значительно чаще. Блоком считается рудный массив, со всех сторон примыкающий к восстающим *1*.

Горизонтальные размеры блока от 4×4 до 8×12 станков. Каждый блок делится на четыре секции, группирующиеся около восстающего. Закладочный и крепежный материал подают сверху, в качестве рудоспусков используется нижняя часть восстающих.

Отбойку руды ведут вертикальными шпурами. Уходка за цикл по всей ширине секции — на один станок. Это пространство сразу после разработки забоя закрепляют и станки прочно расклинивают с боков и сверху. Отставание закладки от кровли допускается не более чем на два станка.

Вследствие небольших поперечных размеров секции затраты труда и времени на перелопачивание руды и на разравнивание закладки невелики. Это позволяет достигать высокой скорости очистной выемки, что обеспечивает более безопасные условия труда.

В процессе отработки секции ее по границе с массивом руды обшивают досками во избежание попадания закладки в соседние секции во время их выемки. Правилами безопасности запрещается одновременная отработка соседних секций.

Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками, несмотря на свои недостатки, в условиях, когда необходимо предохранить земную поверхность от обрушения, при сильной нарушенности рудного тела, непостоянстве и резком изменении его мощности, формы и угла падения, наличии включений значительного количества пустой породы в руде, сохраняют практическое значение и применяются на ряде рудников за рубежом и на отдельных отечественных рудниках до настоящего времени.

Высокое извлечение руды при самых неблагоприятных условиях залегания рудного тела, возможность легко видоизменять конструктивные элементы этих систем, незначительное разубоживание руды, удобство ее сортировки и выдачи по сортам — составляют достоинства, особенно важные при разработке мощных месторождений ценных руд с особо сложными горногеологическими условиями.

Производительность труда забойного рабочего на этих системах очень низкая — в среднем от 0,8 до 1,2 *м*^{3}*/смену*. Расход крепежного леса от 0,15 до 0,25 *м*^{3}*/м*^{3}. Потери и разубоживание незначительны — не более 3—5%.

По сравнению с системой слоевого обрушения, почти аналогичной по условиям применения, производительность труда забойного рабочего ниже на 15—25%, а расход крепежного леса выше на 30—40%; величина потерь примерно одинакова. Величина разубоживания может отличаться резко в том случае, если в рудном теле имеются включения и прослои пустой породы, так как отобрать их

и оставить в выработанном пространстве при слоевом обрушении почти невозможно. Между тем выемка со станковой крепью и закладкой позволяет легко сортировать руду и оставлять отобранную породу в качестве закладки. Это преимущество над слоевым обрушением, а также возможность сохранения от обрушения земной поверхности и разработки рудных тел с резко переменной мощностью, наличием частых тектонических нарушений и др. заставляют иногда отдать предпочтение описываемым системам со станковой крепью и закладкой.

В практике, хотя и редко, встречаются руды настолько рыхлые или раздробленные на отдельные куски, что выемка их снизу вверх даже очень небольшими секциями с креплением и закладкой или каким-либо другим способом невозможна. Если же одновременно нельзя почему-либо вести выемку этих руд с обрушением вмещающих пород, то единственно возможной остается разработка сверху вниз с креплением и закладкой.

Ввиду редкого применения этих систем описания их не приводим.

Не рассматриваем также сплошные системы разработки с креплением и закладкой вследствие ограниченной области их применения и большого сходства с рассмотренными ранее сплошными системами разработки с закладкой (без крепления).

Глава X

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О СИСТЕМАХ С ОБРУШЕНИЕМ

В системах этого класса очистное пространство вслед за выемкой руды заполняется обрушаемыми покрывающими и боковыми породами. Необрушенным остается только закрепленное пространство вблизи забоя.

По конструктивным признакам и условиям применения системы разработки с обрушением вмещающих пород можно разделить на три группы.

Системы слоевого обрушения, имеющие распространение преимущественно в мощных крутопадающих месторождениях руд цветных металлов.

Щитовые системы разработки, которые в последние годы начали применять в крутопадающих средней мощности месторождениях ценных руд.

Столбовые системы с обрушением кровли, характерные для горизонтальных и пологопадающих средней мощности месторождений на рудниках черной металлургии (реже цветной).

В противоположность рассмотренным системам, когда неустойчивость вмещающих пород усложняет разработку, для систем

данного класса склонность пород к самообрушению, напротив, является главным условием их применения.

При системе слоевого обрушения рудные блоки и этаж в целом отрабатывают сверху вниз слоями с обрушением по мере выемки руды, покрывающих и боковых пород, которые опускаются на расположенный внизу рудный массив, покрытый деревянным настилом. Каждый слой руды вынимается под защитой настила и древесного мата, накопившегося в процессе выемки вышележащих слоев руды.

Условия применения системы слоевого обрушения отличаются разнообразием. Она наиболее удобна для месторождений мощностью свыше 4—5 *м*. Небольшая мощность (2—3 *м*) при крутом падении не препятствует ее применению, но приводит к росту 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. Наилучшие результаты достигаются при разработке руд от очень слабых до средней крепости. Большая крепость руды не препятствует применению, но снижает безопасность и производительность труда.

Слоевое обрушение чаще используется для добычи руд богатых и выше средней ценности. Раздельная выемка с выдачей руды по сортам при слоевом обрушении связана с большими трудностями и поэтому к ней прибегают редко.

Неустойчивость покрывающих и боковых пород, способность их обрушаться и заполнять выработанное пространство особенно благоприятствуют применению этой системы.

Вполне понятно, что сильная водоносность покрывающих пород и необходимость сохранения земной поверхности от обрушения являются препятствием для применения системы слоевого обрушения.

В СССР системы слоевого обрушения применяют преимущественно при добыче бокситов и полиметаллических богатых руд. Удельный вес этих систем в подземной добыче бокситов превышает 60%.

За рубежом (США, Венгрия) известны случаи применения слоевого обрушения для выемки богатых недостаточно устойчивых железных руд.

Система слоевого обрушения имеет ряд существенных недостатков, поэтому удельный вес ее на рудниках цветной металлургии СССР за последнее десятилетие резко снизился.

С конца прошлого века система слоевого обрушения претерпела много конструктивных изменений, направленных в основном на облегчение доставки руды.

Первоначально появились варианты с доставкой руды тачками и вагонетками, затем получили распространение варианты наклонного слоевого обрушения с доставкой руды под действием собственного веса, но позднее и они были вытеснены вариантами со скреперной доставкой. В последние годы для доставки руды начали применять погрузочно-доставочные машины.

В системах слоевого обрушения можно выделить два основных вида: слоевое обрушение с выемкой руды заходками; слоевое обрушение с выемкой руды сплошным забоем-лавой.

Основой деления видов на варианты служит различие в способах и схемах доставки руды, вызывающее конструктивные изменения системы разработки.

§ 2. ТИПИЧНЫЙ ВАРИАНТ СИСТЕМЫ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ

Для уяснения сущности системы рассмотрим один из наиболее распространенных вариантов слоевого обрушения с повторным скреперованием руды по аккумулирующему штреку, который можно считать типичным для данной группы (рис. 139).

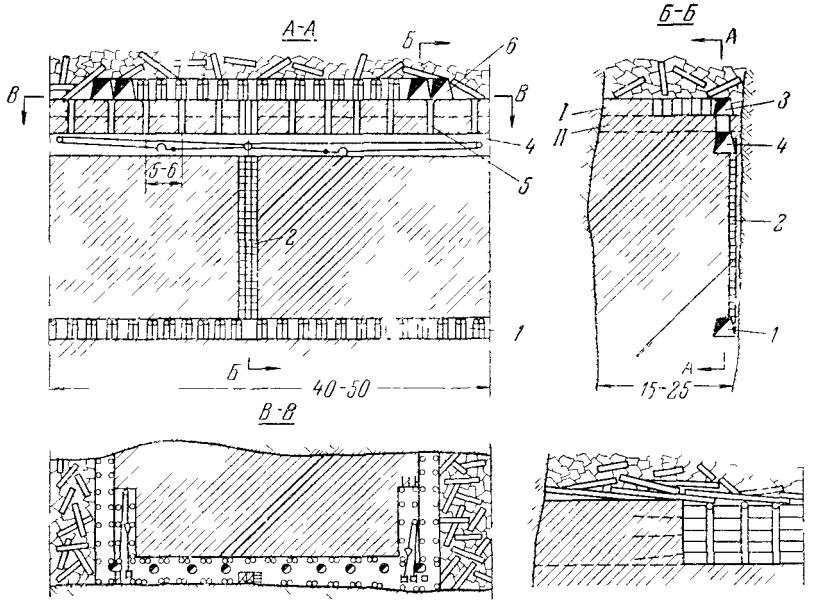


Рис. 139. Слоевое обрушение с повторным скреперованием руды по аккумулирующему штреку.

Внизу справа — *а* — продольный разрез через заходку при проходке

Этаж высотой 40—50 *м* подготавливают откаточным штреком *1*, закрепленным рамами сплошь или вразбежку. Из штрека по середине длины блока проходят восстающие *2*, закрепленные сплошной срубовой крепью с рудным, лестничным и материальным отделениями. Рудоспускное отделение обшивают изнутри досками для меньшего износа крепи.

Очистную выемку для каждого блока ведут сверху вниз горизонтальными слоями I, II и т. д. К выемке нижележащего слоя при-

ступают 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 пустыми обрушенными породами находится надежное перекрытие, под защитой которого и ведется отработка нижележащего слоя.

Выемку слоя начинают с проходки из восстающего под защитой мата слоевого штрека *3* шириной 2,5—3 *м* и высотой, равной высоте слоя (2,8—3 *м*). Ниже слоевого штрека через два-три слоя проходят аккумулирующий штрек *4* таких же размеров, как слоевой. Из него до почвы слоевого штрека проходят короткие рудоспуски *5* сечением 1—1,5 $м^2$. Расстояние между рудоспусками равно ширине двух заходок (5—6 *м*).

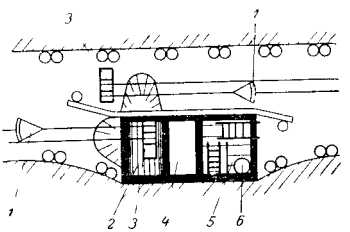


Рис. 140. Сопряжение восстающего с аккумулирующим штреком:
1 — скрепер, *2* — рудоспускное отделение, *3* — скреперная лебедка, *4* — материальное отделение, *5* — ходовое отделение; *6* — вентиляционные трубы

В последующем аккумулирующий штрек используют как слоевой, а новый аккумулирующий проходят на два-три слоя ниже.

Очистная выемка состоит в отработке слоя от границ блока к центру заходками *6*, последовательно (по одной).

Цикл выемки заходки включает: обуривание забоя мелкими шпурами глубиной 1—1,5 *м*, заряжание 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 рудоспусков *5*, затем по аккумулирующему штреку *4* до рудоспускного отделения восстающего *2*. Устье действующего рудоспуска *5* для возможности прямого скреперования руды расширяют в сторону каждой из заходок.

На аккумулирующем штреке устье рудоспускного отделения восстающего также расширяют (рис. 140) и руду к нему скреперуют с двух сторон лебедками, установленными над рудоспуском или рядом с ним.

Когда заходка достигла висячего бока, почву ее покрывают настилом из досок, горбылей или круглого леса, который вместе с ранее накопленным матом имеет два назначения: обеспечить безопасность проходки выработок в нижеследующем 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 заходкой оставляют не менее одной и не более трех необрушенных заходок.

К тому 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.

§ 3. ВАРИАНТЫ СИСТЕМЫ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ

Слоевое обрушение со скреперной доставкой по наклонному восстающему

В пологих и наклонных рудных телах нельзя обеспечить доставку руды по восстающему под действием собственного веса; затруднительно также и устройство аккумулирующих выработок. Поэтому

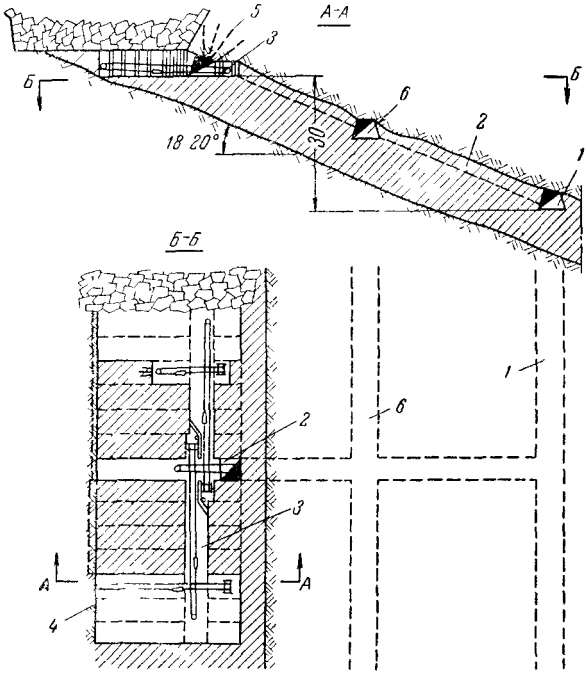


Рис. 141. Слоевое обрушение со скреперной доставкой руды по наклонному восстающему

применяют вариант слоевого обрушения с механизированной доставкой по наклонному восстающему.

Вариант этой системы (рис. 141) с тройным скреперованием руды применяют на Северо-Уральских бокситовых рудниках (СУБРе) в рудных телах с углом падения 18—30°, представленных разнообразными по свойствам рудами и вмещающими породами. Подготовительные породы состоят в проведении однопутевого откаточного штрека *1* сечением 9,5 $м^2$ вблизи контакта с висячим боком

залежи. Из него через каждые 40—45 *м* проходят восстающие *2* также под висячим боком. Вертикальная высота этажа 30 *м*.

На высоте 10—15 *м* из восстающего проходят промежуточный штрек *6*, служащий для улучшения проветривания и доставки леса; в дальнейшем его используют в качестве слоевого штрека. Из блокового восстающего проходят слоевой штрек *3* сечением 9 $м^2$, а из него в направлении лежачего бока — выемочные заходки *4* сечением 3 × × 3 $м^2$. Слоевой штрек и заходки обычно крепят неполными дверными окладами сплошь, а при устойчивой кровле — парными дверными окладами вразбежку с затяжкой.

Для доставки руды пользуются скреперными лебедками мощностью: в заходках 7 *квт*, в слоевом штреке 14 *квт*, по наклонному восстающему 28 *квт*.

Слоевой штрек на участке, примыкающем к восстающему, расширяют для установки двух скреперных лебедок, что позволяет одновременно вести скреперование с двух сторон.

На почву отработанных заходок укладывают накатник диаметром 10—12 *см* и длиной 4 *м*. Обрушение начинают после отработки первых трех заходок взрыванием шпуров *5* глубиной по 6 *м*, пробуренных в кровле слоевого штрека, и взрыванием стоек в отработанных заходках. Шаг обрушения равен ширине двух заходок (6 *м*).

В наклонном восстающем *2* вместо скрепера может быть установлен цепной скребковой конвейер с нижней рабочей ветвью.

Двойное скреперование руды (по заходке, а затем по слоевому штреку до восстающего) может применяться и при крутом падении. В этом случае отпадает необходимость в проходке аккумулирующих штреков *4* и рудоспусков *5* (см. рис. 139). Однако вследствие неудобства одновременной работы двух скреперов по взаимно перпендикулярным направлениям в одной горизонтальной плоскости в крутопадающих рудных телах предпочтение отдают вариантам с доставкой руды по аккумулирующему штреку.

В вариантах слоевого обрушения с прямым скреперованием руды исключается многократное скреперование, но возрастает объем подготовительных работ. При этом руду скреперуют непосредственно в рудоспускные восстающие, либо в аккумулирующие траншеи.

Особенностью варианта системы слоевого обрушения с прямым скреперованием руды в рудоспуски (рис. 142, *а*) является проходка рудоспускных восстающих *3* между откаточным *1* и слоевым *2* штреками на расстоянии 8—9 *м* один от другого.

Каждый восстающий обслуживает три заходки: одну, расположенную против него, и две с боков. Ширина трех заходок равна расстоянию между восстающими. Для прямого скреперования руды из заходок, расположенных сбоку, устье восстающих в обе стороны расширяют.

Восстающие крепят срубовой крепью. Лестничное и материальное отделения оборудуются в каждом втором-третьем восстающем.

Очистная выемка протекает так же, как в рассмотренных выше вариантах. Затраты на проходку, крепление и поддержание

восстающих обычно не окупаются экономией на скреперовании руды, поэтому данный вариант применяют теперь редко.

Один из существенных недостатков рассмотренных вариантов слоевого обрушения заключается в трудности совмещения нарезных и очистных работ. Обычно проходку слоевого штрека ведут после полной отработки и погашения вышележащего слоя, что приводит к временной приостановке добычных работ в блоке.

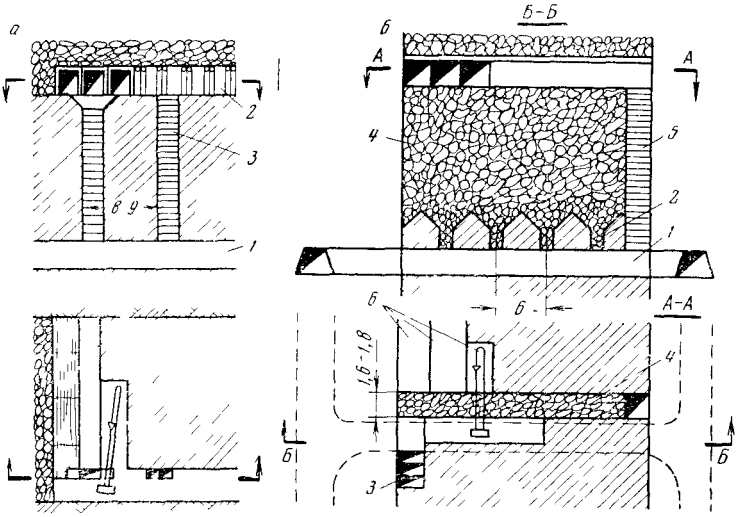


Рис. 142. Варианты системы слоевого обрушения с прямым скреперованием руды в рудоспуски *а* и в аккумулирующие траншеи *б*

Этот недостаток устраняется в вариантах с аккумулирующими траншеями. На рис. 142, *б* изображен вариант слоевого обрушения с прямым скреперованием руды в этажные аккумулирующие траншеи. Блок подготовлен полевыми откаточными штреками, сбитыми между собой откаточными ортами *1*.

Из орта на высоту двух слоев (5—6 *м*) проходят рудоспуски *2*, оборудованные люками. Из орта (у лежачего бока) проходят блоковый восстающий *3*. На уровне третьего слоя рудоспуски расширяют и соединяют между собой, после чего на полную высоту и ширину блока над воронками проходят щель (траншею) *4* шириной 1,6—1,8 *м*. Траншею вынимают без крепления с магазинированием руды. Для доступа в забой и проветривания траншею по мере ее выемки сбивают ходками с восстающим *3*. По висячему боку в отбитой руде возводят восстающий *5* с ходовым отделением.

Очистную выемку ведут обычным способом — заходками *6*, которые зарезают из траншеи. Руду доставляют скреперованием. Перед обрушением кровли над траншеей ее перекрывают круглым лесом диаметром 16—20 *см* и длиной 4—4,5 *м*.

Перед засечкой каждого нового слоя руду из траншеи выпускают до уровня нижележащего слоя.

Прямое скреперование руды, высокая производительность труда при проходке траншеи, наличие готовых к выпуску запасов руды, быстрая зарезка нового слоя и хорошие условия проветривания составляют существенные достоинства этого варианта.

Описанный вариант с аккумулирующей траншеей без крепления можно применять в устойчивых и средней устойчивости рудах.

Этажные траншеи испытывают большое горное давление, поэтому в неустойчивых рудах их можно заменять п о д э т а ж н ы м и аккумулирующими траншеями.

Блок разбивают на подэтажи высотой 8—14 *м*. Первоначально траншею проходят на верхнем подэтаже. В нижележащем подэтаже траншею проходят только после отработки верхнего подэтажа.

В основании траншеи на каждом подэтаже нужно иметь орт (штрек) скреперования для доставки руды до рудоспускного восстающего.

С л о е в ы е а к к у м у л и р у ю щ и е т р а н ш е и устраиваются в почве слоевых штреков или ортов. В настоящее время их применяют очень редко.

Слоевое обрушение с применением самоходного оборудования

Подготовка блока состоит в проходке откаточного штрека *1* (рис. 143), слоевого штрека *2*, а между ними — восстающих *3* в три и *4* в два отделения.

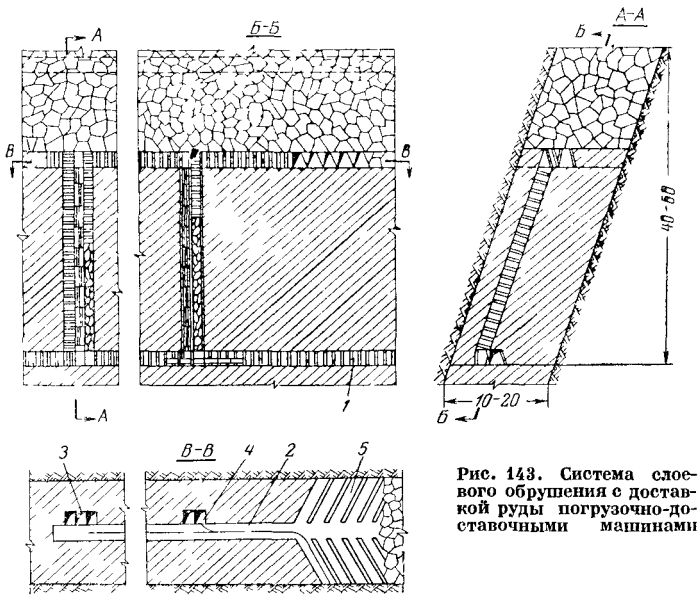


Рис. 143. Система слоевого обрушения с доставкой руды погрузочно-доставочными машинами

Все производственные операции очистной выемки, за исключением доставки, ведутся как в рассмотренных выше вариантах.

Руду из заходок *5* до рудоспускных отделений восстающих доставляют погрузочно-доставочными агрегатами, например типа ПДВ-2 и др. (см. главу VI). Для удобства выезда машины на слоевой штрек заходки располагают под углом 50—60° к слоевому штреку. Расстояние между рудоспусками принимается с учетом оптимальной длины транспортирования погрузочно-доставочными агрегатами — 40—50 *м*.

Небольшой объем подготовительных работ, более высокая производительность доставки — таковы достоинства этого перспективного варианта системы слоевого обрушения.

Замена на очистных и добычных работах скреперных установок малогабаритными погрузочно-доставочными машинами с навесными приспособлениями для бурения, возведения крепи и зачистки выработок позволит существенно повысить эффективность слоевого обрушения.

Слоевое обрушение забоем-лавой

Для увеличения фронта работ выемку руды ведут забоем-лавой по простиранию или вкрест простирания. Длина лавы 15—30 *м* в зависимости от величины горного давления и интенсивности выемки.

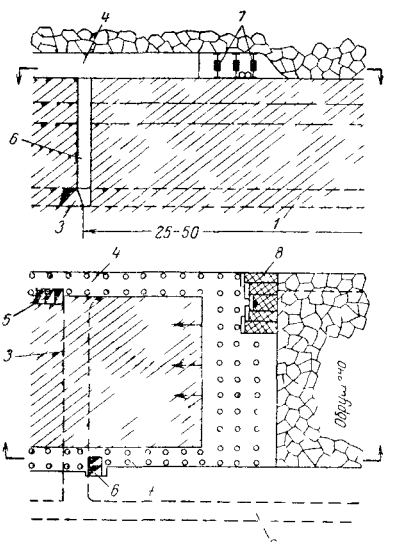


Рис. 144. Слоевое обрушение забоем-лавой:

1 — рудный штрек, *2* — полевой штрек, *3* — орт, *4* — слоевой штрек, *5* — блоковый восстающий, *6* — вентиляционный восстающий, *7* — металлические стойки; *8* — металлическая сетка

Забой-лаву обуривают сразу по всей длине шпурами глубиной 1—1,5 *м*. Для уменьшения пожароопасности и улучшения процесса обрушения целесообразно крепить лаву раздвижными металлическими стойками на расстоянии 1—1,5 *м* одна от другой. На верхние концы стоек укладывают подхваты.

Выемка лавой обеспечивает высокую скорость подвигания забоя, поэтому очень важно интенсифицировать операции доставки руды и укладки мата, состоящего из металлической сетки, рулоны которой раскатывают по почве в направлении перемещения забоя.

Доставка руды может применяться скреперная, конвейерная или доставочными машинами. На рис. 144 показан вариант применительно к конвейерной или скреперной доставке с двойным скреперованием (вдоль забоя и по слоевому штреку). Возможны варианты

с устройством аккумулирующих выработок. Если доставка предусматривается погрузочно-доставочными машинами, то линия забоя должна располагаться под тупым углом к слоевому штреку.

Проходка двух штреков на основном горизонте и двух слоевых штреков обеспечивает хорошие условия проветривания.

Успех применения этой системы может быть обеспечен при освоении метода управления кровлей и интенсивным подвиганием лавы.

Применение слоевого обрушения забоем-лавой дало хорошие результаты. На некоторых рудниках в блоках с хорошо организованной работой производительность труда забойных рабочих возросла на 45—50% против обычной.

На железных рудниках Венгрии при мощности залежи 30 *м* в порядке опытов применяли выемку лавами вкрест простирания. Доставка руды осуществлялась двойным скреперованием вдоль лавы и по слоевому орту. Крепление вели металлическими стойками с верхняками. На почву слоя укладывали настил с двумя рядами металлической сетки.

§ 4. ДЕТАЛИ ПОДГОТОВКИ И ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ПРИ СЛОЕВОМ ОБРУШЕНИИ

Размеры и направление заходок оказывают большое влияние на подготовку и технологию очистной выемки.

Высота заходок (слоя) колеблется от 2,2—4 *м*. Увеличение высоты слоя сокращает объем подготовительных работ, но усложняет доставку и установку более длинной и тяжелой крепи.

На отечественных рудниках по условиям безопасности не разрешается принимать ширину и высоту заходок более 3 *м*.

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 доставки 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 перпендикулярно к слоистости или трещиноватости.

Основной горизонт в зависимости от мощности месторождения и варианта системы может состоять из:

рудного штрека, пройденного по контакту с лежачим 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 (см. рис. 144).

Полевая подготовка позволяет сократить расходы по ремонту крепи штреков, обеспечить деятельную вентиляцию в заходках, облегчить доставку крепежного леса и благодаря этому увеличить высоту этажа.

Высота этажа, как правило, не превышает 50—60 *м* ввиду трудности подъема леса по восстающим, сложности их ремонта и по условиям проветривания.

Восстающие располагают различно в разных вариантах системы.

Сокращение числа восстающих в блоке, так же как и увеличение длины блока, приводит к удорожанию доставки руды.

Для безопасности устья восстающих в слоевых выработках следует смещать в сторону от выработки и перекрывать лядами и грохотами.

Восстающие крепят, как правило, срубовой крепью. Рудное отделение покрывают одинарной или двойной обшивкой из досок. В ходовом отделении прокладывают вентиляционные трубы; отделение для подъема леса обычно устраивают в одном восстающем на блок.

Длина блока принимается с учетом необходимой интенсивности очистной выемки; стоимости доставки руды до восстающих, стоимости ремонта слоевых штреков и проходки восстающих.

При односторонней выемке длину блока принимают 25—30 *м*, при двусторонней выемке — от 40 до 60 *м*.

Последовательность выемки блоков. Очистную выемку в группе блоков обычно начинают в одно время и ведут с одинаковой скоростью, поэтому уровень выемки в этаже понижается равномерно во всех блоках.

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 шпуры иногда бурят из соседней необрушенной заходки, располагая их параллельно плоскости забоя.

Крепление заходок и устройство мата. Наиболее сильному давлению подвергается крепь в заходках у висячего бока, особенно если они пройдены по простиранию рудного тела. У лежачего 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. У стенок вдоль заходки укладывают два лежня из круглого леса, а на них поперек — доски, горбыли или накатник. Лежни такого настила удобно подхватывать снизу стойками при проведении заходок в нижележащем слое.

2. Подошву заходки покрывают сплошным продольным настилом из досок, горбылей или накатника, без лежней. Длина настила должна быть не меньше 2 *м*. Звенья настила укладывают концами внахлестку.

3. При накопленном мате вместо настила можно укладывать металлическую сетку на продольных лежнях. Применение сетки уменьшает пожароопасность и улучшает состояние воздуха в очистных забоях.

Вентиляция. Условия вентиляции при слоевом обрушении обычно неблагоприятны, что объясняется несколькими причинами.

Воздух в очистных забоях отравляется газообразными продуктами гниения леса и нагревается. Поэтому почти всегда необходимо обособленное проветривание каждого блока нагнетательными вентиляторами. Вентиляторы, устанавливаемые на основном горизонте у восстающих, подают воздух по металлическим трубам, а в выемочные слои — по раздвижным брезентовым трубам.

Загрязненный воздух и газы от взрывов ввиду отсутствия вверху вентиляционного горизонта должны опускаться вниз на основной горизонт работающего этажа.

Заходки обычно являются глухими выработками и отдалены от свежей воздушной струи, проходящей по слоевому штреку.

Иногда над основным горизонтом на расстоянии, равном высоте одного-двух слоев, проводят вентиляционный штрек с тем, чтобы впоследствии использовать его в качестве слоевого. Этот штрек может служить также для доставки и хранения небольших запасов леса.

Полевые восстающие значительно 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.

Показатели системы слоевого обрушения изменяются в довольно широких пределах в зависимости от физико-механических свойств руды, мощности месторождения, способа доставки и др.

На Уральских медных рудниках при скреперной доставке руды достигнуты следующие технико-экономические показатели:

Производительность труда забойного рабочего, *м³/смену*:	
средняя	2,7
максимальная	4,5
Расход леса, *м³/м³*	0,13
Расход ВВ, *кг/м³*	1,2
Разубоживание, %	8
Потери, %	5

§ 5. ЩИТОВАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Щитовую систему разработки стали применять в рудной промышленности с конца пятидесятых годов. До этого времени она была известна на угольных шахтах.

Рассмотрим вариант щитовой системы (рис. 145), применяемый на медноколчеданных рудниках Урала (Дегтярский, Гумешевский и др.) в рудных телах мощностью 3—7 *м*. Подготовка этажа заключается в проходке из откаточного штрека *4* двух восстающих *1* у границ блока. Верхний слой руды в блоке вынимают обычным вариантом системы слоевого обрушения заходками. Затем на почве заходок и слоевого штрека монтируют щит, состоящий из трех рядов бревен диаметром 200—300 *мм* и длиной 3—6 *м* (в зависимости от мощности месторождения).

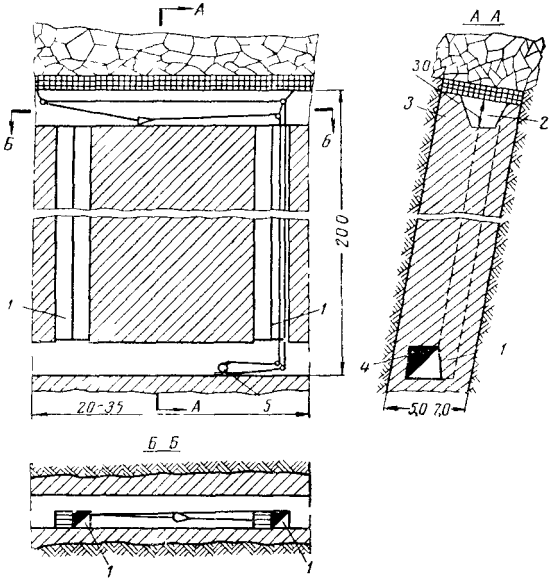


Рис. 145. Щитовая система разработки

Первоначально бревна щита соединяли швеллерными балками № 20, прокладываемыми сверху и снизу щита; балки между собой стягивали болтами. Как показала практика, такие щиты ввиду недостаточной гибкости быстро ломались.

Щиты с канатной обвязкой прочнее, а стоимость их в 1,5 раза ниже, чем со швеллерной обвязкой. Для обвязки используют старые канаты диаметром 25—40 *мм*.

Для того чтобы смонтировать щит, верхний слой блока отрабатывают обычным способом — заходками. Щит монтируют на почве отработанных заходок. Стойки крепежных рам в заходках по мере монтажа щита убирают, заменяя их стойками, установленными на смонтированный участок щита. Порядок обрушения заходок на смонтированный щит такой же, как при системе слоевого обрушения: между заходкой, в которой ведут монтаж щита, и обрушенным пространством оставляют 1—3 необрушенные заходки. Общая длина блока, перекрываемого щитом, составляет 20—35 *м*.

После окончания монтажа щита срубовую крепь восстающих *1*, перекрытых этим щитом, разбирают на высоту 3 *м*, и из них проходят траншею *2* шириной по верху 3—4 *м* без крепления.

Щит в это время поддерживается опорными целиками *3* у висячего и лежачего боков рудного тела. Для посадки щита взрывают шпуры, пробуренные в опорных целиках. Глубина шпуров на 0,4—0,5 *м* больше толщины целика, расстояние от щита до шпуров 0,8—1 *м* (шаг посадки щита). Расстояние между шпурами в ряду 0,6—0,8 *м*.

Руду скреперуют лебедкой 5 (см. рис. 145) с дистанционным управлением, установленной в откаточном штреке, или лебедкой, установленной над рудоспускным отделением восстающего (рис. 146).

Работы над 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 монтируют новый щит. Система дает удовлетворительные показатели при выдержанной мощности рудного тела и угле падения не менее 60°.

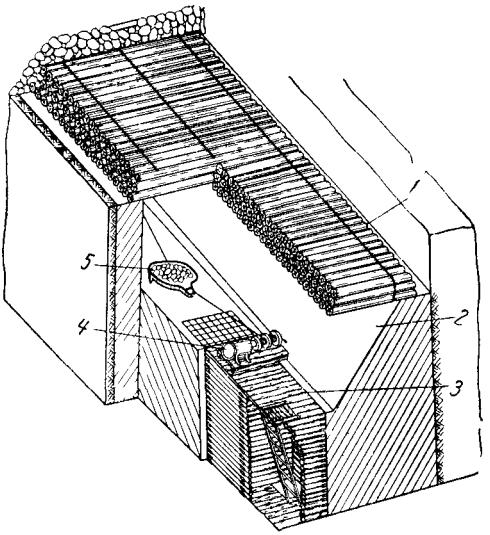


Рис. 146. Деталь щитовой системы разработки:
1 — щит с канатной обвязкой; *2* — траншея; *3* — восстающий, *4* — скреперная лебедка, *5* — скрепер

Ниже приводятся параметры и средние экономические показатели по данной системе на медных рудниках Урала:

Угол падения рудного тела, *град*	60—85
Мощность рудного тела, *м*	2,5—7
Крепость руды по Протодьяконову	4—16
Опускание щита, *м*	6—28
Месячная скорость опускания щита, *м*	2—8
Шаг посадки, *м*	0,8—1,8
Производительность труда забойного рабочего, $м^3$/*смену*:	
средняя	4,5
максимальная	10
Расход леса, $м^3/м^3$	0,035—0,055
Расход металла, $кг/м^2$	1,5—4
Расход ВВ, $кг/м^3$	0,75—1,0
Стоимость 1 $м^2$ щита, руб.	18—24
Снижение себестоимости по сравнению со слоевым обрушением, %	35—40

Экономичность щитовой системы разработки определяется величиной опускания щита. Во избежание преждевременной поломки

щита необходима интенсивная выемка: продолжительность цикла (с учетом проходки траншеи) не должна превышать 8—10 суток, а шаг посадки за цикл не менее 1,2—1,5 *м*. Если предполагается длительная остановка забоя, то щит надо посадить на отбитую руду, т. е. обрушить целики в траншею таким образом, чтобы всей поверхностью щит лежал на отбитой руде.

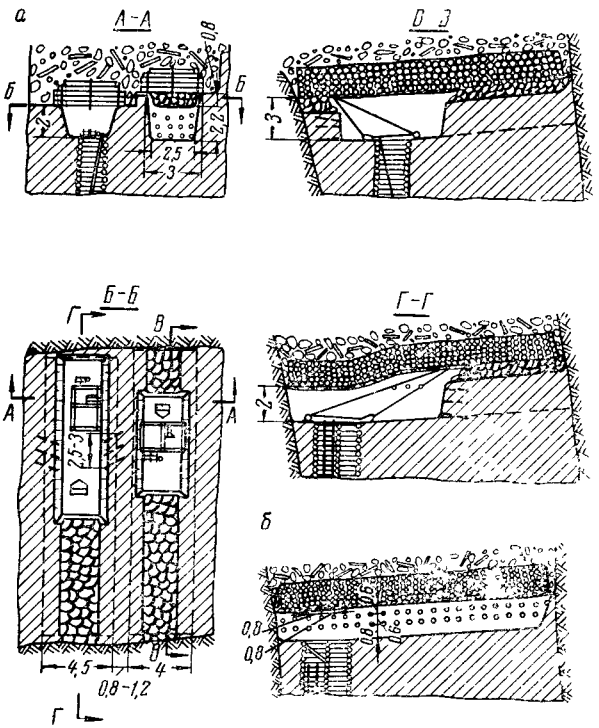


Рис. 147. Применение спаренных щитов для отработки мощного месторождения:

а — очистная выемка в стадии проходки траншей; *б* — подготовка щита к общей посадке

В настоящее время ведутся испытания по применению щитовой системы в рудных телах мощностью до 18—20 *м* (рис. 147). Применяют спаренные щиты из пяти-семи рядов бревен диаметром 16—20 *см* и длиной 4—5,5 *м*. Щиты располагают вкрест простирания.

§ 6. СТОЛБОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ КРОВЛИ

Столбовые системы применяются для разработки пологопадающих, горизонтальных и в редких случаях — наклонных пластообразных залежей небольшой мощности (до 4—5 *м*), главным образом при неустойчивых покрывающих породах.

Из крупных рудников СССР, применяющих столбовые системы, следует упомянуть Никопольские и Чиатурские марганцевые рудники.

За рубежом эту систему применяют на железных рудниках Лотарингии (Франция) и ФРГ, урановых рудниках США, полиметаллических — в ЮАР и др.

На рудниках цветных, редких металлов и золота случаи применения этих систем единичны.

Сущность столбовых систем разработки состоит в разделении шахтного поля и выемочных панелей подготовительными выработками на прямоугольные выемочные участки — *столбы* с последующей однослойной отработкой их на всю мощность и обрушением кровли вслед за выемкой руды.

Столбы имеют ширину 15—60 *м*, длину до 150—200 *м* и располагаются по простиранию или восстанию. Такие столбы носят название *длинных*, в отличие от *коротких столбов*, имеющих небольшие размеры (10—15 *м*) как в ширину, так и в длину.

Выемка короткими столбами сохранилась только на отдельных рудниках и золотых приисках при отработке участков с особо неблагоприятными условиями залегания. Поэтому описания ее приводить не будем.

Отработка столбов ведется заходками, либо лавами.

Система с выемкой длинных столбов заходками

По сравнению с выемкой лавами выемка заходками менее эффективна, поэтому применяется обычно вынужденно при очень слабой неустойчивой кровле или при доработке целиков.

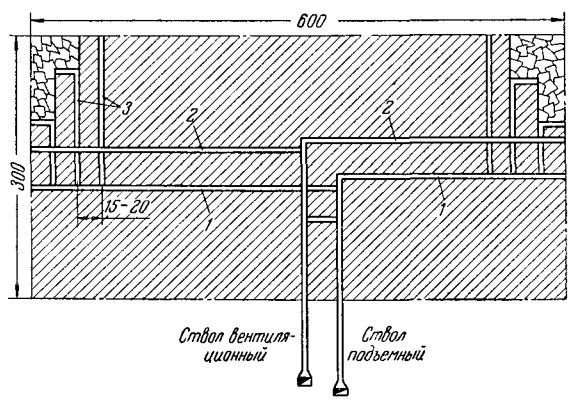


Рис. 148. Вскрытие и подготовка шахтного поля при столбовой системе разработки

Шахтное поле вскрывается центрально расположенными подъемными и вентиляционными стволами (рис. 148). Каждое крыло шахтного поля откаточным *1* и вентиляционным *2* штреками делят

на панели шириной 120—150 *м*. Из этих штреков через 15—20 *м* до границ шахтного поля проходят выемочные штреки *3*, разделяющие панель на столбы.

Столбы вынимают заходками в направлении от границ шахтного поля с опережением одного столба относительно другого.

Существует два основных способа отработки заходок:

1. После проходки одной-двух заходок (рис. 149, *а*) убирают из них оборудование и частично извлекают крепь тихоходной лебедкой. Через некоторое время происходит обрушение кровли. Затем рядом с обрушенным пространством проходят новую заходку. Во избежание попадания пустой породы во вновь проходимую заходку обрушаемую заходку со стороны массива руды обшивают досками.

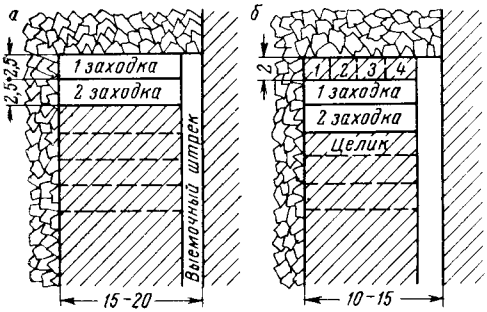


Рис. 149. Варианты выемки столба заходками

2. Между пройденными заходками и обрушенным пространством оставляют временный целик (рис. 149, *б*), который извлекают короткими заходками *1*, *2*, *3*, *4* в направлении от завала к выемочному штреку.

Ввиду возрастающего давления кровли этот целик удается выработать только частично. После этого извлекают крепь из заходок и породы кровли обрушаются. Аналогичным образом вынимают последующие заходки.

Применяют и другие способы выемки столба заходками — встречными и спаренными. Их не рассматриваем ввиду редкого применения.

Руду отбивают отбойными молотками, буровзрывным способом или отбойно-погрузочными машинами. На рудниках треста Никополь-Марганец хорошо зарекомендовал себя малогабаритный барабанно-лопастный комбайн МБЛ (рис. 150) конструкции Гипрорудмаша.

Более интенсивная выемка заходок с применением отбойно-погрузочных машин позволила удлинить их до 30—40 *м*. Это, в свою очередь, сократило объем нарезных работ и уменьшило объем ручного труда при зарезке заходок.

Доставку отбитой руды по заходкам и выемочным штрекам осуществляют скребковыми и ленточными конвейерами, погрузочно-доставочными машинами, самоходными вагонетками, иногда скреперами.

Заходки крепят крепежными рамами или стойками с верхняками (рудник «Крушна Гора» в Чехословакии).

На шахтах треста Никополь-Марганец при отработке заходок с применением комбайна МБЛ достигнуты следующие показатели:

Средняя производительность очистного забоя, *т/смену* . . .	50
Производительность труда забойного рабочего, *т/смену* . . .	15
Расход леса на 1000 *т* руды, *м*³	25
Потери руды при очистных работах, %	12

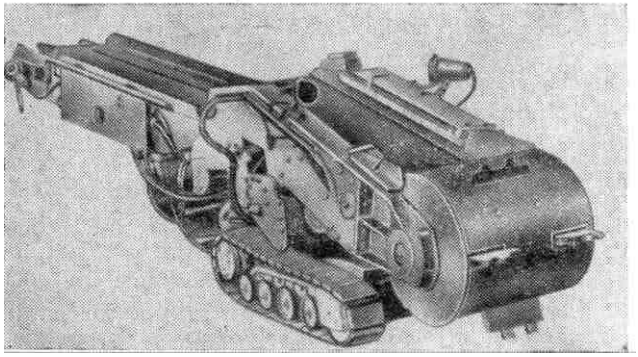


Рис. 150. Малогабаритный отбойно-погрузочный комбайн МБЛ

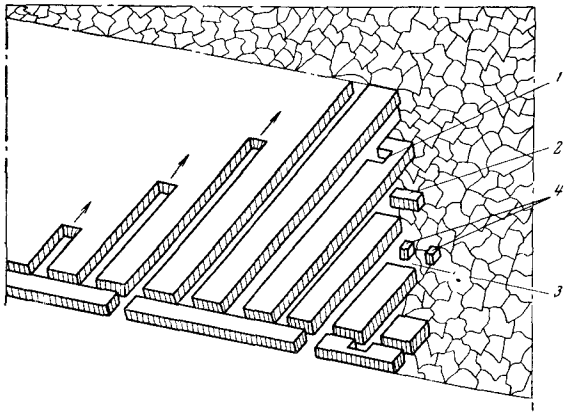


Рис. 151. Система разработки длинными столбами с обрушением кровли на рудниках Лотарингии

На рудниках Лотарингии (Франция) столбовой системой (рис. 151) разрабатывают пластообразную залежь оолитового бурого железняка мощностью 4 *м*, залегающую почти горизонтально на глубине около 150 *м*. Шахтное поле выработками шириной 5 *м* нарезается на столбы длиной 80—100 и шириной 12—20 *м*.

Выемочные заходки *1* имеют ширину 5—5,5 *м*, а временный целик *2*, отделяющий ее от обрушенного пространства, 3,5—4 *м*.

В целике *2* делают просечку *3*. Затем обуривают и взрывают оставшиеся при этом «ножки» *4*, вызывая обрушение покрывающих пород.

Шпуры бурят пневматическими и электрическими сверлами. Крепление — штанговое.

Погрузка руды производится машинами с нагребающими лапами («Джой») или скреперными лебедками. Руду доставляют в 12-тонных самоходных вагонетках до главных откаточных штреков, где ее разгружают в рудничные вагонетки емкостью 10—20 *т*.

Применение самоходного оборудования позволило повысить производительность труда забойного рабочего до 24—25 *т/смену*. Потери руды составляют 10—15%.

Система с выемкой длинных столбов забоем-лавой

Столбовые системы с выемкой руды сплошным забоем-лавой, как более производительные и имеющие лучшие условия для механизации, с каждым годом получают все большее применение.

По способу поддержания выработанного пространства они разделяются на два варианта: с креплением деревянными или металлическими стойками; со щитовой механизированной крепью.

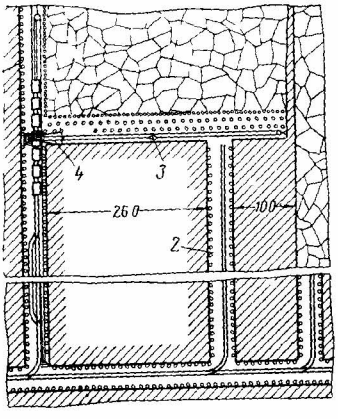


Рис. 152. Столбовая система разработки с выемкой столбов забоем-лавой

Вариант системы с выемкой столбов забоем-лавой (рис. 152), креплением стойками и скреперной доставкой хорошо освоен на Чиатурских марганцевых рудниках в пластах средней мощности при относительно устойчивой кровле.

Подготовительные работы состоят в проходке откаточных *1* и вентиляционных *2* штреков, разделяющих рудное поле на широкие (20—30 *м*) и узкие (10—12 *м*) столбы. Длина столбов 200—250 *м*. У границы выемочного участка штреки сбивают для образования сплошного забоя-лавы.

Выемку узких целиков ведут одновременно с основной лавой (см. рис. 152) или с опережением ее на 10—15 *м*.

Руду в лаве отбивают взрывным способом. Шпуры глубиной 1,2—1,8 *м* бурят электросверлами. Стойки диаметром 25—30 *м* устанавливают на расстоянии 0,8 *м*; расстояние между рядами стоек 1,4 *м*. Максимальная ширина очистного пространства 8,2 *м*, минимальная (после обрушения) 5,2 *м*.

Доставка руды производится скрепером *3* до погрузочного полка *4*, где осуществляется загрузка вагонеток.

С целью концентрации взорванной массы у забоя на Чиатурских рудниках применяли оградительные переносные щиты из стальных

стержней диаметром 16 *мм*, устанавливаемые вдоль ближайшего к лаве ряда стоек.

На урановом руднике «Радон» (США), разрабатывающем пласт средней мощности 1,5 *м* с углом падения 7—10°, применяли аналогичную систему разработки с выемкой лавами длиной 36 *м*. Отбойка шпуровая. Руду скреперуют вниз по падению к штреку, где ее грузят в вагонетки погрузочными машинами «Эймко». Разброс руды уменьшают применением барьеров из деревянных брусьев сечением 100 × × 200 *мм*.

Лавы крепят телескопическими металлическими гидростойками с расстоянием между рядами 1,2 *м* и между стойками в ряду 1 *м*. Между рядами стоек устанавливают костры на расстоянии 5 *м* один от другого. Стойки заднего ряда для посадки кровли извлекают скреперными лебедками. Шаг обрушения 1,2 *м*.

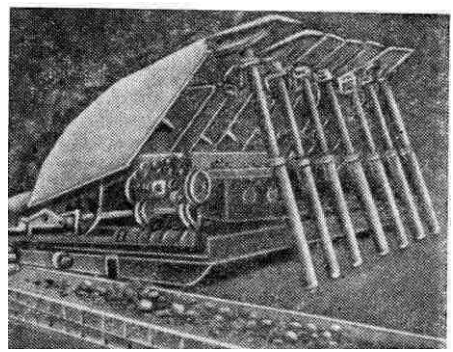


Рис. 153. Щит ЩН-М-57

На рудниках ФРГ столбовую систему забоем-лавой применяют для разработки бурых оолитовых железняков. Лаву длиной 80 *м* крепят металлическими телескопическими стойками. Доставка — скребковыми конвейерами со взрывонавалкой; со скребковых конвейеров руда поступает на установленный в штреке ленточный конвейер, а затем в вагонетки. Производительность труда забойного рабочего 17 *т/смену*.

Горизонтальные пласты с выдержанными элементами залегания и недостаточно устойчивой, легко обрушающейся кровлей целесообразно разрабатывать с применением передвижной механизированной щитовой крепи, имеющей широкое распространение в угольных шахтах. В рудной промышленности щитовая крепь была впервые применена в 1958 г. в Никопольском марганцевом бассейне.

Щит (рис. 153) состоит из отдельных выгнутых металлических секций, опирающихся нижним концом на почву, а верхним — на телескопические стойки. Кровля пласта поддерживается выдвигающимися козырьками.

Щит устанавливают вдоль лавы длиной 15—40 *м*. Отбиваемая отбойными молотками руда грузится на скребковый забойный конвейер, который доставляет ее на главный конвейер в выемочном штреке.

По мере отработки щит передвигают через каждые 1—1,2 *м*; в результате этого за щитом кровля обрушается.

Щиты ЩН-М-57 передвигают лебедками с полиспастами, щиты КМ-3 — с помощью гидросистемы.

Выемка лавами с механизированной щитовой крепью по сравнению с выемкой заходками обеспечивает более безопасные условия труда, улучшает проветривание, увеличивает производительность забоя, уменьшает себестоимость добычи за счет сокращения расхода леса (в 10 раз) и уменьшения объема проходческих работ.

Применение отбойно-погрузочных машин в сочетании с механизированной щитовой крепью позволит довести производительность очистного забоя-лавы до 400 *т/смену*, а производительность труда забойного рабочего до 45 *т/смену*.

Глава XI

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Системы данного класса характеризуются обрушением подсеченного снизу или сбоку массива руды в подэтаже или этаже; вслед за обрушением массива, по мере выпуска обрушенной руды, покрывающие ее обрушенные пустые породы заполняют выработанное пространство.

Выпуск основной массы руды под обрушенными, опускающимися в процессе выпуска пустыми породами — наиболее характерная черта систем разработки этого класса, определяющая их условия применения, конструктивные элементы и технико-экономические показатели.

Системы данного класса — подэтажное обрушение, этажное самообрушение, этажное принудительное обрушение благодаря многим их достоинствам широко применяются для разработки мощных месторождений разнообразных типов.

§ 1. 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 достигает 70%. На рудниках цветной металлургии подэтажное обрушение применяют значительно реже.

В группе систем подэтажного обрушения можно выделить две основные разновидности: подэтажное обрушение с древесным матом; подэтажное обрушение без древесного мата.

Первая система имеет по условиям применения и в конструктивном отношении много общего со слоевым обрушением, вторая — значительно ближе к этажному обрушению. Поэтому условия применения этих двух разновидностей во многом различны.

Подэтажное обрушение с древесным матом наиболее эффективно в рудах средней и выше средней крепости, склонных к обрушению вследствие их трещиноватости, слоистости или кливажа. В рудах

слабых происходит преждевременное обрушение потолочины и требуется усиленная крепь. Крепкие массивные руды плохо обрушаются, вследствие чего удорожается их подготовка и нарезка, поэтому для разработки таких руд систему подэтажного обрушения с матом, как правило, не применяют. К боковым и налегающим породам предъявляются те же требования, что и при слоевом обрушении.

Условия применения вариантов подэтажного обрушения без древесного мата отличаются большим разнообразием и будут рассмотрены ниже.

Устойчивые вмещающие породы не препятствуют применению подэтажного обрушения, так как в этом случае разработка возможна под «подушкой» принудительно обрушенных боковых пород.

Система подэтажного обрушения с древесным матом

Системы подэтажного обрушения с древесным матом теперь применяются редко, поэтому ограничимся кратким описанием только одного варианта — с прямым скреперованием руды (рис. 154).

Из основного штрека *1* через 6—7,5 *м* проводят восстающие *2* и через 4,5—7,5 *м* по вертикали подэтажные штреки *3*. Против каждого восстающего проходят подэтажные орты-заходки *4*. Длина блока 50—75 *м*, высота 40—50 *м*.

Заходки и подэтажные штреки крепят неполными крепежными рамами через 0,5—1,5 *м*.

Проведение заходок составляет стадию нарезки панели (рис. 155, *а*), т. е. участка, примыкающего к заходке с боков и сверху.

Очистная выемка состоит в отработке панели секциями в направлении от висячего бока к лежачему. С этой целью после подведения камерных рам под верхняки удаляют боковую затяжку и стойки последних рам заходки на протяжении 2—3 *м*.

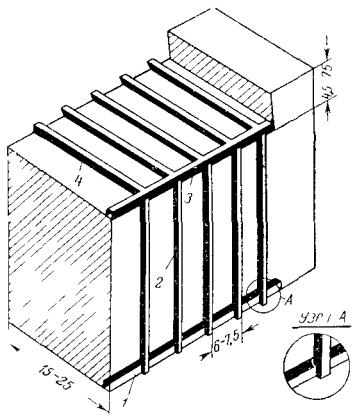


Рис. 154. Подготовка при системе подэтажного обрушения с древесным матом и прямым скреперованием

Последовательность обуривания и обрушения секции показана на рис. 155, *б*. Обычно участки *2'* и *4'* обрушаются после обуривания и взрывания участков *2* и *4*. При неустойчивой руде потолочина над заходкой (объем *5*) после удаления затяжки в кровле самообрушается.

После опускания мата, обрушения налегающих пород над вынутым участком панели и достаточного их уплотнения аналогичным порядком вынимают вдоль заходки второй такой же участок, затем третий и т. д.

Древесный мат при подэтажном обрушении препятствует проникновению пустых пород в обрушаемую руду; под защитой мата

производится уборка обрушенной руды. Последнее обстоятельство требует, чтобы мат зависал над участком обрушенной руды во время ее уборки. Для того чтобы мат временно зависал, не требуется большая его толщина, так как обрушение производится небольшими участками, обычно не более 8—10 $м^2$. При толщине мата 2 $м$ процесс обрушения и уборки руды протекает нормально.

При подэтажном обрушении заходки проводят не под матом, как при слоевом обрушении, поэтому тщательно укладывать настил нет необходимости.

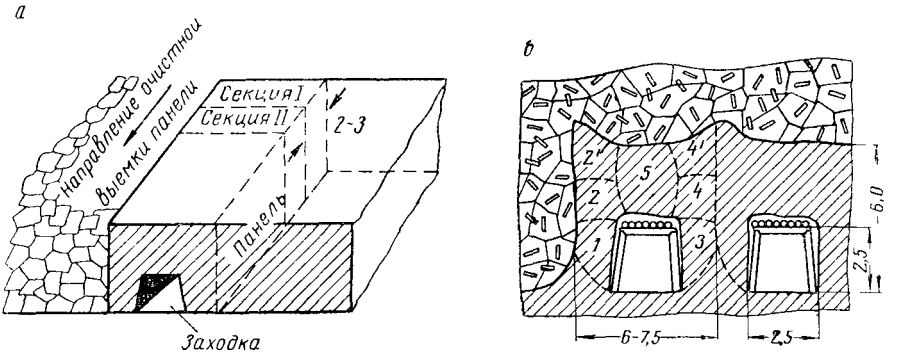


Рис. 155. Отработка панели и секции

Доставка руды ведется скреперованием.

Меньший расход крепежного леса и более высокая производительность — основные достоинства этого варианта по сравнению с системой слоевого обрушения. Повышенная опасность работ при отработке секции и более высокие потери руды составляют недостатки этой системы.

На подэтажное обрушение переходят иногда на нижних горизонтах, когда накоплен достаточный слой мата при отработке верхних горизонтов системой слоевого обрушения.

Подэтажное обрушение без древесного мата

Группа систем подэтажного обрушения без древесного мата имеет много вариантов, которые различаются по следующим основным признакам:

1) по способу отбойки руды (штанговыми шпурами, глубокими скважинами, самообрушением);

2) по способу доставки (скреперная и в самоходных вагонетках);

3) по характеру отбойки руды (в открытой камере; на горизонтальные компенсационные выработки или камеры; на вертикальные компенсационные камеры; на подконсольное компенсационное пространство; в зажиме).

Способы подготовки. Несмотря на многообразие вариантов подэтажного обрушения, схемы подготовки блока при этой системе сходны между собой.

Этаж высотой 60—80 *м* делят на блоки длиной 30—75 *м*. Высоту подэтажа принимают от 10 до 40 *м*. Подэтаж 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 доставки и положением панели относительно простирания.

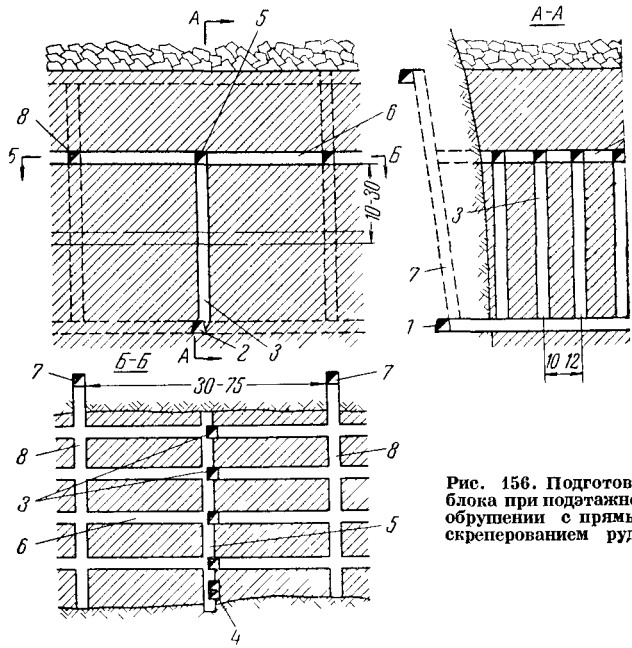


Рис. 156. Подготовка блока при подэтажном обрушении с прямым скреперованием руды

На рис. 156 показана подготовка блока при расположении панелей по простиранию с доставкой руды прямым скреперованием. На основном горизонте из полевого откаточного штрека *1* проходят 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 проходят 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 аккумулирующими выработками и двойным скреперованием руды (рис. 157).

Из откаточного орта *1* проводят вентиляционно-ходовой восстающий *2* и один рудоспуск *3*. Ниже подэтажного орта *4* располагают аккумулирующий орт *5*, который сбивают с подэтажными штреками короткими рудоспусками *6*.

В аккумулирующих выработках устанавливают мощные скреперные установки (ЛС-45 и др.), часто со спаренными скреперами емкостью 0,2—0,35 $м^3$.

Уменьшение числа рудоспусков позволяет исключить многолюковую погрузку, что способствует повышению производительности труда рабочих внутришахтного транспорта.

В описанных схемах подготовки затруднительно извлечение руды в подэтаже над ортом *5* и рудоспусками *3* (см. рис. 156), поэтому над

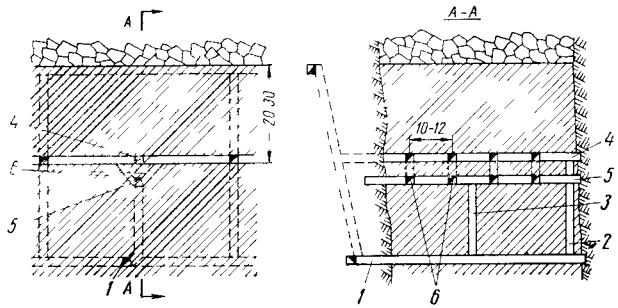


Рис. 157. Подготовка блока при подэтажном обрушении с аккумулированием руды

этими выработками оставляют целик, погашение которого вызывает дополнительные потери. Для устранения этого применяют бесцеликовую схему подготовки, деталь которой показана на рис. 158.

Если доставка 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. На рис. 159 показана такая подготовка с расположением панелей вкрест простирания.

Рассмотрим основные способы отработки панелей при подэтажном обрушении.

Вариант «закрытый веер» долгое время являлся наиболее распространенным в Криворожском бассейне. В настоящее время удельный вес его снизился до 10%.

Подготовка блока показана на рис. 156 и 157. Подэтажные штреки или орты *1* (рис. 160, *а*) проводят через 7—8 *м* по горизонтали и 11—12 *м* по вертикали. Дучки *2* располагают с обеих сторон орта — через 4 *м* вдоль его оси и соединяют заходками *3*, которые затем расширяют с одновременным образованием в подошве их воронок. Из заходок в потолочину бурят три ряда штанговых скважин *4* глубиной 5—6 *м*. После взрыва этих скважин выпускают отбитую руду на подэтажный орт и скреперуют ее до восстающего. Следующую зону длиной 3—4 *м* обрушают аналогичным образом до окончания

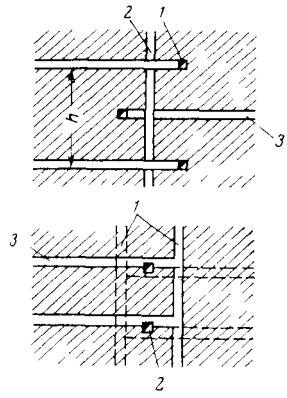


Рис. 158. Деталь бесцеликовой подготовки блока:

1 — подэтажный орт; *2* — рудоспуск; *3* — подэтажный штрек (скреперования), *h* — высота подэтажа

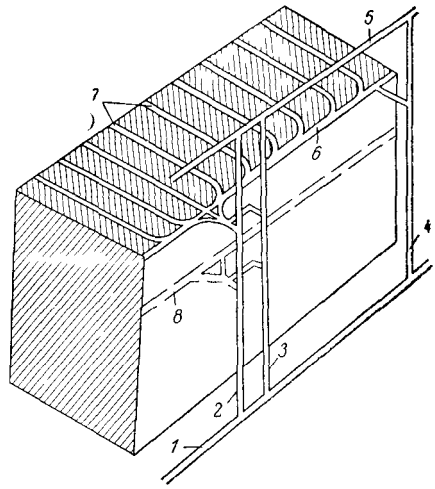


Рис. 159. Подготовка блока при доставке руды самоходным оборудованием:

1 — полевой откаточный штрек, *2* — рудоспуск, *3* — блоковый восстающий; *4* — вентиляционный восстающий, *5* — вентиляционный штрек; *6* — подэтажный штрек, *7* — панельные орты; *8* — подэтажный штрек нижележащего подэтажа

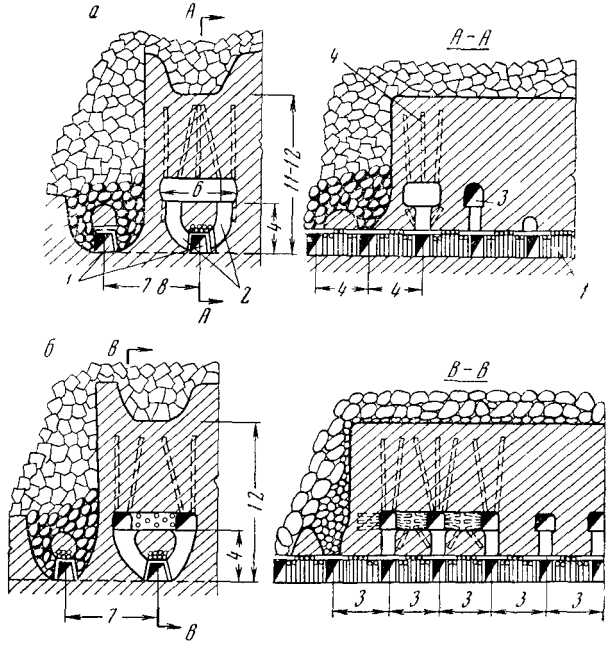


Рис. 160. Варианты системы подэтажного обрушения «закрытый веер»

выпуска руды из предыдущей зоны. Соседние панели вынимают с опережением 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.

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. 160, *б*).

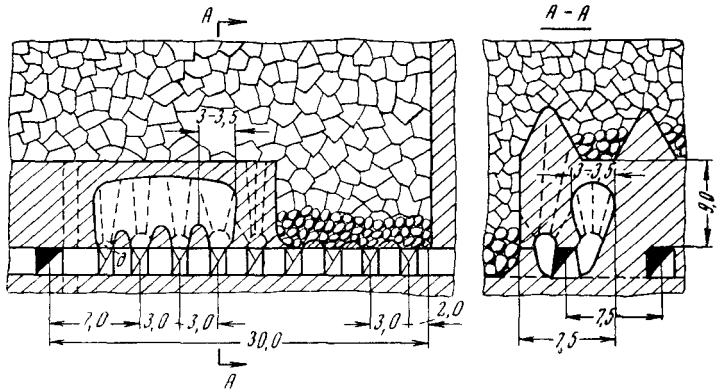


Рис. 161. Вариант «закрытый веер» с отрезной камерой

Разновидностью варианта является система с отрезной камерой, успешно применяемая в рудах с коэффициентом крепости 5—8. Этот вариант по сравнению с обычным вариантом «закрытый веер» позволяет резко сократить объем нарезных работ, так как нет необходимости проходки подрезных ортов и штреков, и снизить потери и разубоживание руды (около 60% руды от общего запаса ее в блоке добывается без разубоживания, вместо обычных 40%).

При варианте системы с отрезной камерой (рис. 161) блок обычной длины (60 *м*) отрабатывается панелями шириной 7—7,5 *м*, остальные размеры основных элементов такие же, как у обычного варианта «закрытый веер».

Каждая панель отрабатывается зонами длиной по 15 *м* (четыре зоны на полную длину панели) с четырьмя-пятью парами дучек по обеим сторонам подэтажного штрека.

Образование отрезной (компенсационной) камеры и обрушение рудного массива осуществляется штанговыми шпурами, пробуренными непосредственно из дучек.

Руду из парных дучек каждой зоны выпускают периодически равными дозами до начала разубоживания. Разубоженные руды вы-

пускают по всей длине панели. Без разубоживания удается выдать всю руду, добытую при проходке дучек и отрезных камер (около 35% от запаса блока), и до 25% обрушенной руды.

Камерно-подрезной вариант, называемый иногда «камера над дучками», существенно отличается от ранее применявшегося на Криворожских рудниках камерного варианта с мелкошпуровой отбойкой.

При этом варианте (рис. 162) выше подэтажного штрека *1* проходят подрезной штрек *2* и затем дучки *3*. После образования

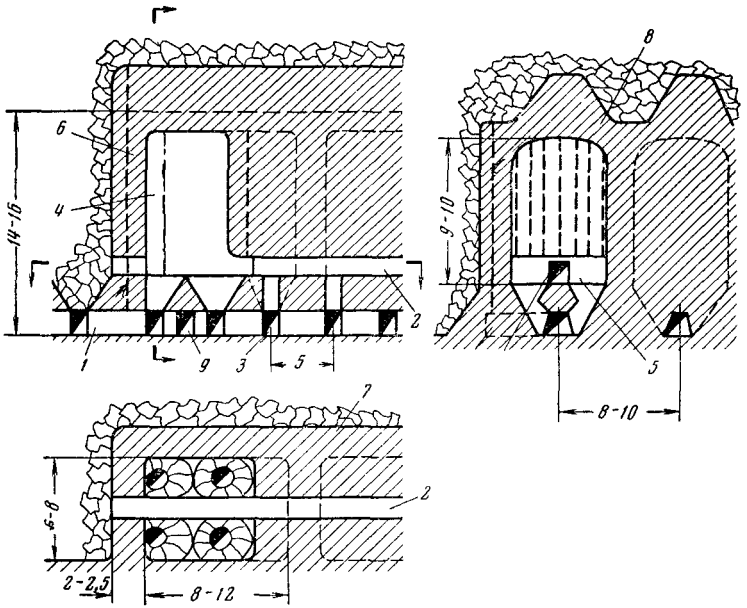


Рис. 162. Камерно-подрезной вариант подэтажного обрушения

отрезной щели *4* из заходок *5* пробуривают неглубокие шпуры вниз для образования воронок в основании камеры. Затем параллельными штанговыми шпурами глубиной 6—8 *м* обуривают кровлю над заходкой *5*.

После выпуска отбитой руды проводят новую заходку, снова бурят шпуры в кровлю и т. д. В результате образуется камера длиной 8—12 *м*, шириной 6—8 *м* и высотой до 10 *м*, ограниченная со всех сторон массивом и целиками руды (передним лобовым целиком *6*, боковым целиком *7* и потолочиной *8*). Целик *6* обуривают из подэтажного штрека, а целик *7* — из специально пройденной от подэтажного штрека буровой выработки *9*. Эти целики обрушают после окончания выемки камеры. При подрывке целиков *6* и *7* происходит самообрушение потолочины.

Значительный процент добычи чистой руды из камеры и высокая производительность труда бурильщика — основные достоинства этого варианта.

Однако практически оказывается трудно выдержать запроектированные размеры целиков, вследствие чего возможно преждевременное обрушение потолочины. Другой недостаток этого варианта — конструктивная сложность системы и большой объем нарезных работ.

Для соблюдения проектных размеров камеры иногда под потолочиной проходят контрольный штрек, из которого оконтуривается кровля камеры. В этом случае прочность потолочины возрастает, что позволяет увеличить размеры камеры по высоте до 15—18 *м* и ширину до 10—12 *м*.

В рассмотренных вариантах отбойку руды ведут штанговыми шпурами диаметром 75—85 *мм* и глубиной 6—12 *м*. На некоторых рудниках («Ингулец» Криворожского бассейна и др.) проведены промышленные опыты отбойки штанговыми шпурами диаметром 46 *мм*.

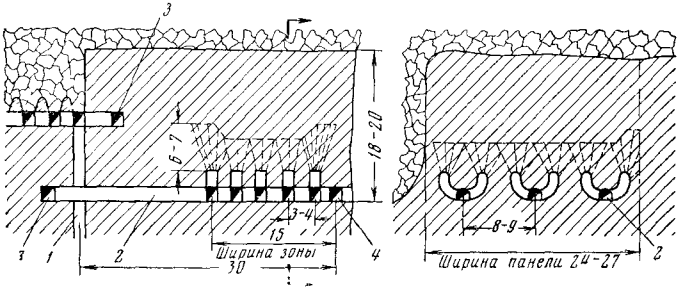


Рис. 163. Система подэтажного самообрушения

Как показали испытания, уменьшение диаметра скважин с 85 до 46 *мм* увеличивает производительность труда бурильщиков со 100—120 до 200—340 *т/смену*, а суммарную производительность труда бурильщика и скреписта в 1,5 раза. В определенных горнотехнических условиях глубина скважин диаметром 46 *мм* может быть принята 15—18 *м* при соответствующем увеличении высоты подэтажа.

Подэтажное самообрушение. Система впервые была освоена в 1954—1955 гг. на руднике «Ингулец» в рудах крепостью 2—4 по шкале М. М. Протодьяконова.

Подготовка ведется по бесцеликовой схеме (см. рис. 158) и заключается в проходке из откаточных выработок через 8—9 *м* рудоспускных восстающих *1* (рис. 163), из которых через 18—20 *м* (высота подэтажа) проходят штреки скреперования *2* длиной 22—30 *м*. По центру блока эти штреки сбивают ортами *3*, а по границе — вентиляционным ортом *4*. Дучки из штреков скреперования проходятся через 3—4 *м*.

Подсечка осуществляется штанговыми шпурами глубиной 4—5 *м*, пробуренными из дучек. Из каждой дучки бурят четыре-пять шпуров. Подсечку ведут зонами площадью 400—600 $м^2$ (на 25—30 дучек). По границам зоны глубину штанговых шпуров увеличивают до 6—7 *м*. Частичное самообрушение руды начинается, когда площадь

подсечки достигает 100—150 $м^2$, полное самообрушение происходит при увеличении ее до 300—400 $м^2$.

Из каждой дучки в процессе подсечки выпускается 50—60% отбитой руды для образования компенсационного пространства. На долю самообрушения приходится 60—65% добытой руды.

После окончания подсечки зоны и обрушения массива руду равномерно выпускают, скреперуя ее к рудоспускам. Выработки горизонта скреперования крепят податливыми металлическими арками.

По сравнению с вариантом «закрытый веер» при подэтажном самообрушении повышается производительность труда бурильщика и на 10—25% снижается себестоимость добычи.

По сравнению с этажным самообрушением наблюдается меньшее горное давление как следствие меньшей высоты обрушаемого массива и меньшего срока отработки подэтажа.

Подэтажное самообрушение можно успешно применять в рудах крепостью 2—5, а также в более крепких, но склонных к самообрушению. Практика разработки показала возможность применения этой системы в слеживающихся рудах. Достаточная мощность рудного тела (20—25 *м*) позволяет применять эту систему разработки при любых углах падения.

Вариант с отбойкой руды глубокими скважинами. Подэтажное обрушение с отбойкой глубокими скважинами является самой распространенной системой при разработке железных руд. На рудниках Криворожского бассейна этой системой добывают более 50% всей руды. Вследствие высокой производительности, безопасности работ и разнообразных условий применения система имеет тенденцию к еще более широкому распространению.

Основные условия применения этой системы: мощность залежи 15—20 *м* и более, коэффициент крепости руды от 3 до 12, вмещающие породы любой устойчивости. Как и другие варианты, система неприемлема для выемки ценных руд вследствие значительных потерь и разубоживания руды.

Этаж высотой 60—80 *м* разбивают на два-четыре подэтажа. Максимальную высоту подэтажа 35—40 принимают в достаточно устойчивых рудах и вмещающих породах, при очень крутом падении залежи. Длина блока 50—60 *м*.

В панели шириной 16—30 *м* проходят два-три подэтажных штрека. В отдельных случаях в весьма мощных рудных телах ширина панели равняется мощности рудного тела (50—60 *м*).

На рис. 164 показан один из вариантов этой системы 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 *4* и вентиляционно-ходовые восстающие *5*.

Подэтажные штреки по границам и в центре блока сбиваются ортами *7*. Центральный орт соединен с полевым блоковым восстающим *3*.

Из подэтажных штреков через 5—5,5 *м* проходят дучки, а по границам блока — буровые восстающие *6*. Подэтажные штреки и орты крепят обычно металлической арочной крепью, а сопряжения с дучками — станками из двутавровых балок № 27.

Выемка подэтажа заключается в подсечке, обрушении массива руды взрыванием глубоких скважин и последующем выпуске.

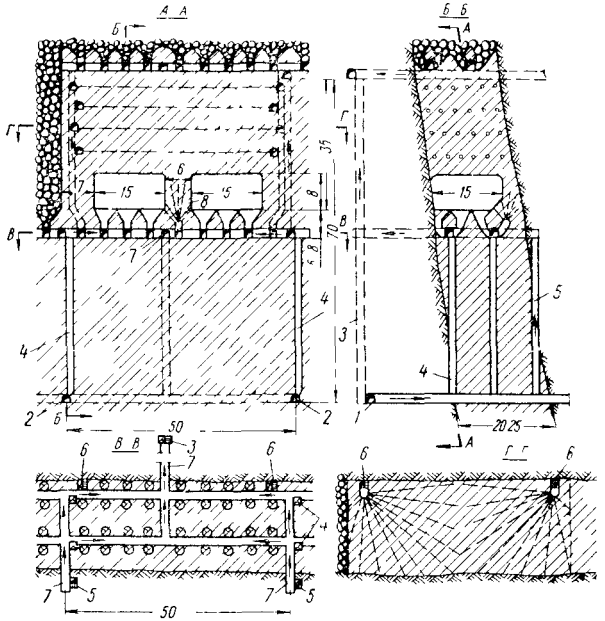


Рис. 164. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными глубокими скважинами (стрелками показано направление движения воздушной струи)

Подсечку осуществляют из дучки мелкими или штанговыми шпурами глубиной 3—8 *м*. Применяют также траншейную подсечку (см. описание этой подсечки при системах с открытым очистным пространством). В крепких рудах и при значительной высоте подэтаж подсекают последовательным взрыванием веерных комплектов штанговых шпуров из специальных подсечных выработок, расположенных над воронками. Руду из подсечки выпускают до уровня гребней воронок.

В недостаточно устойчивых рудах в подсечном пространстве оставляют временные целики *8* шириной 4—6 *м*, которые обрушают штанговыми шпурами перед взрыванием глубоких скважин.

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 во всех слоях взрывают одновременно с замедлением слоев от 0,05 до 2 *сек*.

Для уменьшения потерь и разубоживания обрушенную руду выпускают равномерно из каждой пары дучек примерно равными порциями. Процесс выпуска руды под обрушенными породами протекает иначе, чем из открытых камер, и должен проводиться с учетом требований теории выпуска, изложенной в § 4 данной главы.

В последние годы на Криворожских рудниках освоены более эффективные по сравнению с рассмотренным варианты системы подэтажного обрушения с отбойкой вертикальными и наклонными скважинами.

На рис. 165, *а* показан вариант с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин на вертикальные компенсационные щели. Этаж высотой 80 *м* отрабатывается двумя подэтажами. Вертикальную компенсационную щель *6* создают последовательным взрыванием восходящих вертикальных параллельных скважин, которые бурят из штрека, проведенного на высоте 8 *м* от почвы штрека скреперования.

Массив руды у флангов и между отрезными щелями разбуривают из ортов *4* веерными комплектами глубоких скважин *7*. Скважины взрывают на компенсационную щель в один прием электродетонаторами короткозамедленного действия. Руду выпускают последовательно от лежачего бока к висячему на две-три выработки скреперования.

Значительную часть выработок горизонта скреперования (штреки, дучки) можно проходить после обрушения массива, что способствует устойчивости этих выработок.

На некоторых рудниках применяют аналогичный вариант подэтажного обрушения, но с отбойкой руды нисходящими веерами глубоких скважин.

По варианту с отбойкой наклонных слоев (рис. 165, *б*) восходящие веера скважин *7* бурят из штрека *4*. Число скважин (d = 100 *мм*) в веере шесть-семь, расстояние между веерами 3—3,5 *м*, между концами скважин 3,5—4 *м*.

Компенсационное пространство *8* образуют взрыванием штанговых шпуров глубиной от 2 до 10 *м*, пробуренных из буровых сбоек, соединяющих дучки.

Руду взрывом всех параллельных вееров скважин обрушают зонами площадью 500 $м^2$ (на половину длины панели) на два штрека скреперования.

В разновидности рассмотренного варианта (рис. 165, *в*) параллельные веера восходящих скважин бурят непосредственно из штреков скреперования *3*. Расстояние между веерами 3 *м*. Каждый последующий слой обрушают на штрек скреперования предыдущей зоны. Дучки и воронки проходят после обрушения очередного слоя. Сокращение нарезных работ и штангового бурения — основные преимущества этого способа отбойки. Однако глубина скважин при

этом способе больше, а днище подэтажа нарушается от взрывания скважин сильнее.

Рассмотренный вариант практически относится к системе подэтажного обрушения со взрыванием рудного массива б е з к о м-

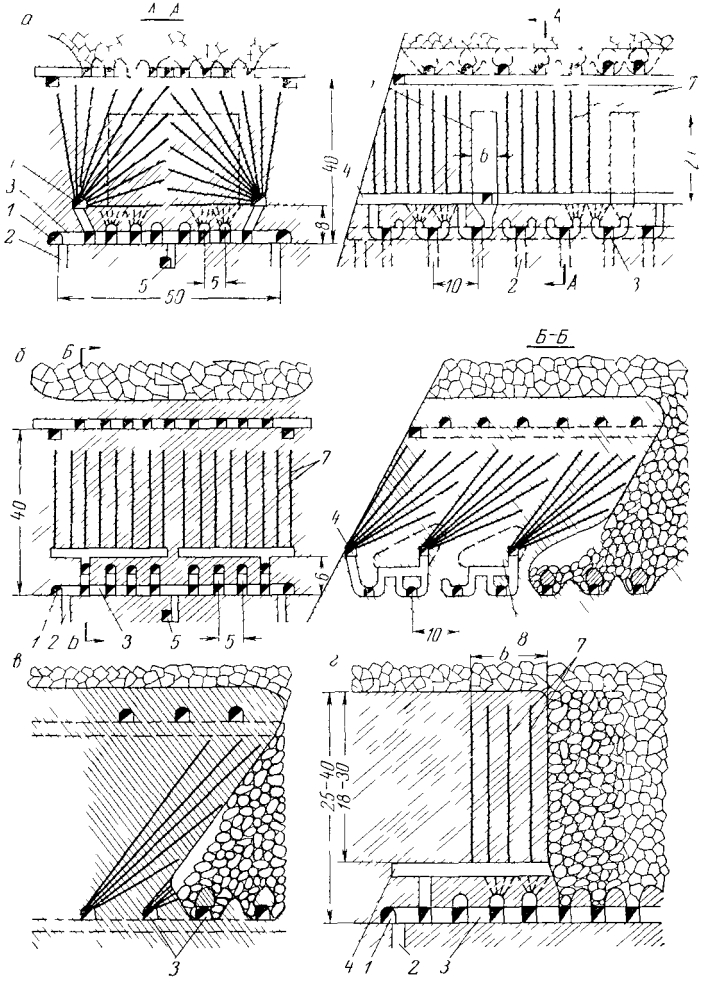


Рис. 165. Варианты подэтажного обрушения с отбойкой вертикальными и наклонными слоями:

1 — орт подэтажный, *2* — рудоспуск, *3* — штрек скреперования, *4* — буровой орт (штрек), *5* — вентиляционный орт, *6* — компенсационная камера, *7* — «веера» скважин, *8* — подсечное пространство

пенсационного пространства («в зажиме»), более типичный вариант которой представлен на рис. 165, *г*. 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 $\frac{b}{h}$ (где h — высота слоя) должно быть в пределах 0,33—0,5. Уменьшение толщины секции, хотя и способствует улучшению качества взрывных работ, приводит к повышенным потерям.

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.

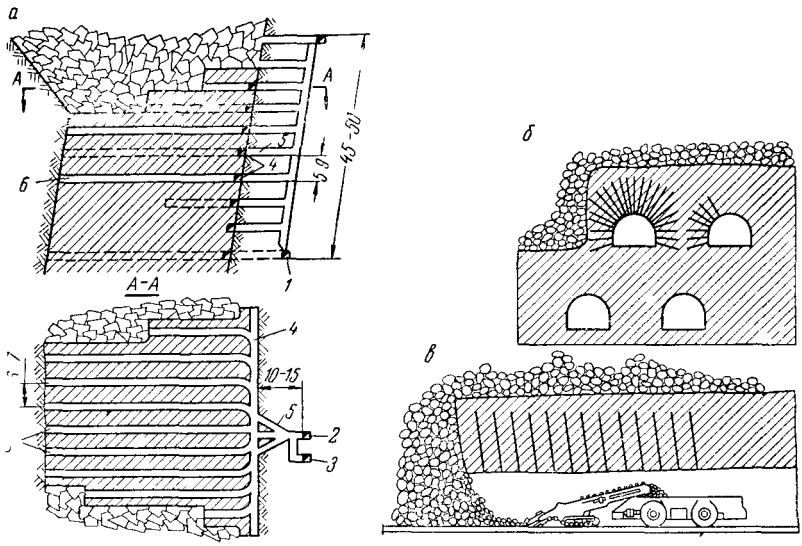


Рис. 166. Шведский вариант подэтажного обрушения

Практика ряда рудников показывает, что в ряде случаев взрывание зарядов «в зажиме» улучшает качество дробления руды. В недостаточно же устойчивых рудах отбойка в зажатой среде может вызвать нарушение массива руды и пройденных в них выработок. Поэтому применение 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 упростить нарезные работы и применять самоходные буровые станки типа АБШ.

Вариант с обрушением руды на почву подэтажных (доставочных) выработок, называемый часто шведским вариантом подэтажного обрушения (рис. 166, *а*) или вариантом с торцовым выпуском, является одним из наиболее простых и производительных.

Он представляет одну из разновидностей систем подэтажного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде.

Рассмотрим этот вариант на примере разработки железорудных месторождений Швеции. Подготовительные работы состоят в проведении полевых откаточных штреков *1*, которые через 50—60 *м* по простиранию сбивают рудоспусками *2*. Рядом с рудоспускным восстающим обычно проходят ходовой восстающий *3*. На шведском руднике «Кируна» рудоспуски располагают группами (по четыре-шесть) через каждые 200—250 *м*. Через 400—500 *м* между главными горизонтами проходят уклоны (10°) для доставки горных машин с горизонта на горизонт и на подэтажи.

На каждом подэтаже высотой 5—9 *м* по контакту с лежачим боком проводят подэтажные штреки *4*, которые соединены с восстающими короткими квершлагами *5*. Из подэтажных штреков через 6—7 *м* проводят подэтажные орты *6* до висячего бока. Подготовка показана также на рис. 159.

Отбойка руды осуществляется веерными комплектами шпуров, располагаемых с наклоном 60—70° вперед (рис. 166, *б*, *в*). Шпуры диаметром 32—38 *мм* бурят перфораторами на самоходных буровых каретках. Производительность одной такой установки достигает 150 *м/смену*.

После взрывания одного-двух комплектов шпуров приступают к погрузке руды в вагонетки машинами типа «Джой» на гусеничном ходу или машинами «Эймко» на рельсовом ходу.

На руднике «Кируна» руду грузят машинами «Джой» в 15-тонные челночные вагонетки с электроприводом (рис. 166, *в*). Вагонетка транспортирует руду до рудоспуска *2*, по которому руда поступает к откаточному штреку, где ее перегружают в 20-тонные рудничные вагонетки. Производительность одной погрузочной машины с двумя челночными вагонетками достигает 1000 *т* руды в смену.

По сравнению с другими вариантами подэтажного обрушения шведский вариант значительно проще. В нем отсутствует проведение дучек, подсечка, отрезка. Погрузка руды непосредственно с почвы подэтажной выработки повышает коэффициент использования оборудования, исключает необходимость производства работ по ликвидации зависаний руды в дучках. Наличие неизрезанного выработками массива руды над подэтажными ортами и штреками позволяет проходить эти выработки без крепи.

Несмотря на небольшую высоту подэтажа и узкие панели. рассмотренный вариант подэтажного обрушения отличается высокой производительностью труда подземных рабочих. Производительность труда одного рабочего на руднике «Гренгесберг» равняется, *т/смену*:

При проходке подэтажных выработок	25
При очистной выемке	85
По руднику	20—30

Потери руды около 10%, разубоживание 15%.

На руднике «Коскуллскулла» (Швеция) для уменьшения потерь руды и разубоживания отработку ведут ромбоидальными панелями (рис. 167). Две крайние скважины *1* в комплекте 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.

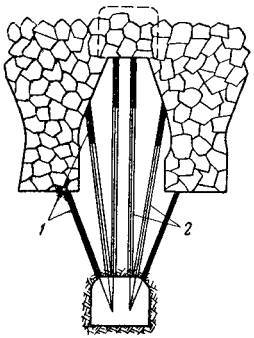


Рис. 167. Подэтажное обрушение ромбоидальными панелями

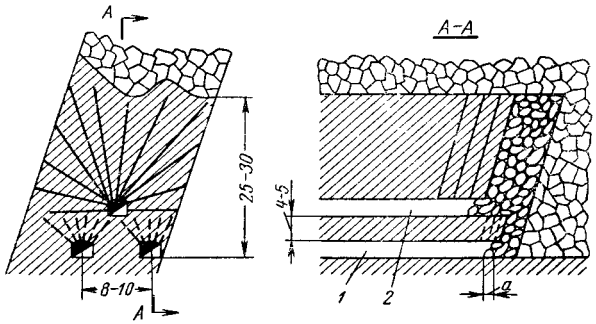


Рис. 168. Способ выемки панели при системе подэтажного обрушения

Если обрушение панелей ведут скважинами среднего и большого диаметра (90—150 *мм*), целесообразно выше подэтажных погрузочно-доставочных штреков (ортов) *1* (рис. 168) проводить специальную выработку *2*, из которой и обуривать панель шириной 15—30 *м* (два-три штрека) и высотой 25—30 *м*. Целик над доставочными выработками в этом случае обрушают скважинами меньшего диаметра или шпурами с некоторым отставанием от взрывания глубоких скважин. Такая подготовка и технология работ позволяют совмещать доставку с бурением, меньше нарушать кровлю доставочной выработки в месте погрузки, а увеличением высоты панели — уменьшить объем нарезных работ.

В системах с торцовым выпуском руды потери и разубоживание в значительной степени 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 может иметь 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 и под защитой которых идет выпуск. Конструкции таких щитов находятся в стадии промышленного экспериментирования.

По некоторым исследованиям наименьшие потери и разубоживание при торцовом выпуске достигаются, если отношение высоты подэтажа к толщине выпускаемого слоя равно 4—6.

Сравнительная оценка вариантов подэтажного обрушения

Опыт применения различных вариантов подэтажного обрушения в Криворожском бассейне (табл. 14) в последние годы [1] свидетельствует, что наиболее распространенными, производительными и имеющими наиболее низкую себестоимость руды являются варианты с отбойкой руды глубокими скважинами.

Таблица 14

Технико-экономические показатели вариантов подэтажного обрушения

Показатели	«Закрытый веер»	Камера над дучками	Самообрушение	С отбойкой глубокими скважинами	Отдельные варианты с отбойкой глубокими скважинами [1]		
					на горизонтальные камеры	на вертикальные камеры	в зажиме (из выработок скреперования)
Удельный вес в подземной добыче, %	10,3	10,4	5,7	43,9	—	—	—
Объем нарезных работ на 1000 *т* руды, *м*	5.7	8,1	4,6	3,8	4,82	4,05	3,32
Производительность труда рабочего по системе (участку), *т/смену*	22,3	20,1	28,4	35,9	44.2	45,5	47,7
Расход материалов:							
ВВ, *кг/т*	0,308	0.405	0,136	0,267	0,227	0,205	0,173
лес, $м^3$ на 1000 *т* руды	4,0	3.3	3,0	2.7	—	—	—
металл для крепления, *кг* на 1000 *т* руды	—	—	76,2	45,6	—	—	—
Потери руды, %	6,4	18.8	15,1	11,8	(14,9)[2]	—	(12.6)
Разубоживание, %	18.7	6.6	14,6	13,6	(11,3)	—	(6,5)
Себестоимость 1 *т* руды (франко-люк), руб.	0,53	0,62	0,47	0 43	0,49	0,48	0,45

[1] Д. Д. Корнеенко, М. А. Щербак. Эффективность вариантов системы подэтажного обрушения на руднике им. Дзержинского. «Горный журнал», 1965, № 11.

[2] В скобках — данные только по шахте «Гигант». Г. М. Малахов и др. «Горный журнал», 1965, № 1.

Относительно низкая производительность труда и высокая себестоимость руды при варианте «камера под дучками» объясняются в основном применением этой системы в более крепких рудах. Низкое разубоживание руды составляет существенное достоинство этой системы.

Из систем с отбойкой глубокими скважинами высокие показатели имеет система с отбойкой руды в зажатой среде.

[1] В. В. Нестеренко. «Горный журнал», 1964, № 8.

§ 2. СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА СИСТЕМ СЛОЕВОГО ОБРУШЕНИЯ, ПОДЭТАЖНОГО И СИСТЕМ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ

Сравнительная оценка этих трех систем может служить основанием для выбора между ними, так как по условиям применения они довольно близки между собой.

Условия безопасности. Работа под матом значительно безопаснее, чем работа под рудой, если даже забой тщательно закреплен. Поэтому число несчастных случаев при системе слоевого обрушения намного меньше, чем при системах с креплением и закладкой. Характерно, что если при слоевом обрушении недостаточная устойчивость руды не оказывает почти никакого влияния на безопасность, то при системах с креплением и закладкой она является главной причиной несчастных случаев. Разработка подэтажным обрушением слишком слабых руд также опасна.

Особое место занимает вопрос о пожароопасности. При слоевом обрушении не исключена возможность возгорания толщи мата, если налегающие породы неводоносны.

Помимо открытого огня (от светильников, спичек, неисправной электропроводки, взрывных работ) возгорание крепи может происходить в результате соприкосновения больших масс ее с раздробленной рудой, содержащей много серы. Самовозгорание наиболее возможно при подэтажном обрушении, где отбитая руда проникает в мат и смешивается с ним. Закладка должна преграждать распространение возникающего огня, однако практика показала, что при выемке с креплением и закладкой также возникают пожары и притом особенно трудно поддающиеся тушению. Причиной их в ряде случаев являлись большие концентрированные потери колчеданных руд.

В связи с большой пожароопасностью подэтажное обрушение с матом непригодно для разработки медноколчеданных руд с высоким содержанием серы. При слоевом обрушении выемка должна производиться с минимальными потерями руды и частичным извлечением пирита, вкрапленного во вмещающих породах.

Извлечение и разубоживание руды. Очень высокий коэффициент извлечения (от 92 до 98%) и незначительное разубоживание руды составляют одно из важнейших достоинств системы слоевого обрушения. При системе подэтажного обрушения с матом потери составляют до 10—15%, а без мата до 15—20%; разубоживание руды соответственно 5—10 и 10—20%. Поэтому подэтажное обрушение, являясь к тому же более дешевой системой, чем слоевое обрушение, применяется преимущественно для разработки месторождений руд сравнительно невысокой ценности, а слоевое обрушение, напротив, для высокоценных руд.

Системы с креплением и закладкой дают несколько бо́льшие потери, чем слоевое обрушение, но позволяют отсортировывать пустую породу и оставлять ее в качестве закладочного материала, снижая разубоживание. Выдача руды по сортам особенно благоприятна при

системах с креплением и закладкой, затруднительна при слоевом обрушении и невозможна при подэтажном обрушении.

Слоевое и особенно подэтажное обрушение не позволяют вести выемку ответвлений от основного рудного тела и параллельных прерывистых рудных тел. Системы с креплением и закладкой в таких условиях обладают существенным преимуществом.

Стоимость добычи руды. Снижение стоимости добычи руды подэтажным обрушением по сравнению со слоевым объясняется меньшим объемом подготовительных и нарезных работ, высокой производительностью труда бурильщика и значительно меньшими расходами крепежного леса и объемом работ по креплению.

Стоимость добычи руды при системах разработки с креплением и закладкой наиболее высокая, поэтому им может быть отдано предпочтение перед слоевым обрушением только в случаях необходимости предохранения налегающих пород и земной поверхности от обрушения; наличия включения в руде большого количества пустой породы или ответвлений промышленных рудных тел от основного тела; разработки руд, очень опасных в пожарном отношении; наличия дешевых источников закладки.

Подэтажное обрушение обеспечивает намного более высокую интенсивность разработки, чем системы слоевого обрушения или с креплением и закладкой.

§ 3. СИСТЕМА ЭТАЖНОГО САМООБРУШЕНИЯ

Основное отличие системы этажного самообрушения от подэтажного заключается в увеличенной высоте обрушаемого массива до полной высоты этажа с целью снижения объема подготовительных и нарезных работ. Увеличивают и горизонтальные размеры блока. Увеличение размеров приводит к некоторым изменениям в технологии очистной выемки: подсечке, отрезке и выпуске руды.

Сущность системы заключается в следующем.

Этаж высотой 40—100 *м*, редко больше, 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 собственного веса и давления налегающих пород подсеченная снизу и лишенная прочной связи с массивом по периферии 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 скреперования.

За десятки лет своего существования система этажного самообрушения претерпела большие конструктивные изменения, однако об-

ласть ее применения осталась довольно узкой и ограничивается следующими горногеологическими 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 прослойков 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 Советском Союзе эта система была освоена впервые в 1948—1950 гг. на руднике им. Дзержинского в Криворожском бассейне и к середине 50-х годов получила довольно широкое распространение на ряде шахт Криворожского бассейна и некоторых рудниках цветной металлургии. Затем удельный вес этой системы снизился в связи с заменой ее более эффективными и гибкими системами принудительного этажного и подэтажного обрушения. На рудниках цветной металлургии удельный вес этажного самообрушения в настоящее время в общей подземной добыче составляет менее 3%.

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), медных руд (рудники «Сан-Мануэль» и «Майами» в США), молибденовых руд (рудник «Клаймакс» в США) и др.

Типичный вариант этажного самообрушения (рис. 169) с горизонтом скреперования с небольшими изменениями применялся на ряде рудников Криворожского бассейна и был хорошо освоен. Подготовка блока на основном горизонте состоит в проведении полевого штрека *1*, ортов *2* через 40—60 *м* и рудного штрека в висячем боку залежи. Из орта *2* через каждые 9—12 *м* пройдены вверх рудоспуски *3* до уровня горизонта скреперования, который состоит из штреков *4* сечением 6—7 $м^2$, сбитых между собой ортами *5*. В центре блока

расположен вентиляционный орг *6*, выходящий к вентиляционному восстающему *7*.

Штреки горизонта скреперования крепят либо сплошь крепежными 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.

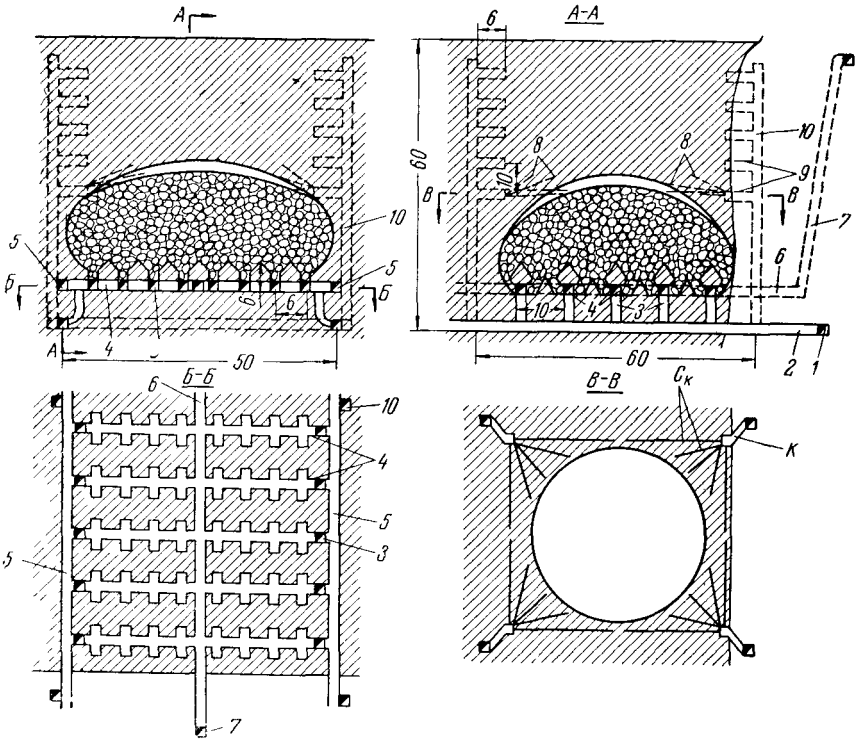


Рис. 169. Типичный вариант этажного самообрушения

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 периодически необходимо разрушать основание этого свода путем отрезки блока.

В приведенном варианте отрезка блока осуществляется взрыванием скважин *8*, пробуренных из буровых камер *9*. Буровые камеры проходят 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 нарядакарточки, выдаваемой начальником участка. Процесс выпуска руды подробно описан в § 4 настоящей главы.

В процессе выпуска руды необходимо интенсивное проветривание горизонта скреперования. Свежий воздух с откаточного 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 проходят 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, наибольшие — 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.

Детали подготовки и очистной выемки. Кроме описанного выпуска руды на горизонт скреперования в отечественной и зарубежной практике выпуск ведут иногда на горизонт грохочения (рис. 170).

Такой выпуск имеет некоторые достоинства по сравнению с выпуском на выработки скреперования; более простой и точный учет количества руды, выпущенной из каждой дучки, позволяет лучше контролировать процесс выпуска.

Однако выпуск на горизонт скреперования имеет ряд важных преимуществ: значительно меньший объем подготовительных и нарезных работ за счет сокращения числа рудоспусков и уменьшения длины откаточных выработок; резкое сокращение числа люков на откаточном горизонте; более безопасные условия вторичного дробления и доставки руды.

Иногда перепуск руды по длинным рудоспускам вызван стремлением расположить откаточный горизонт на значительной глубине от горизонта подсечки, чтобы откаточные штреки и орты не испытывали *большого горного давления*.

Подсечку блоков чаще всего осуществляют штанговыми шпурами (см. рис. 170) или глубокими скважинами. В последнем случае на горизонте подсечки проходят подсечные штреки с оставлением между ними ленточных целиков шириной около 5 *м*. Целики разбуривают глубокими горизонтальными скважинами. Взрывание штанговых шпуров для образования воронок производят после взрывания глубоких скважин. Такой порядок позволяет предохранить целик над выработками скреперования от преждевременного обрушения.

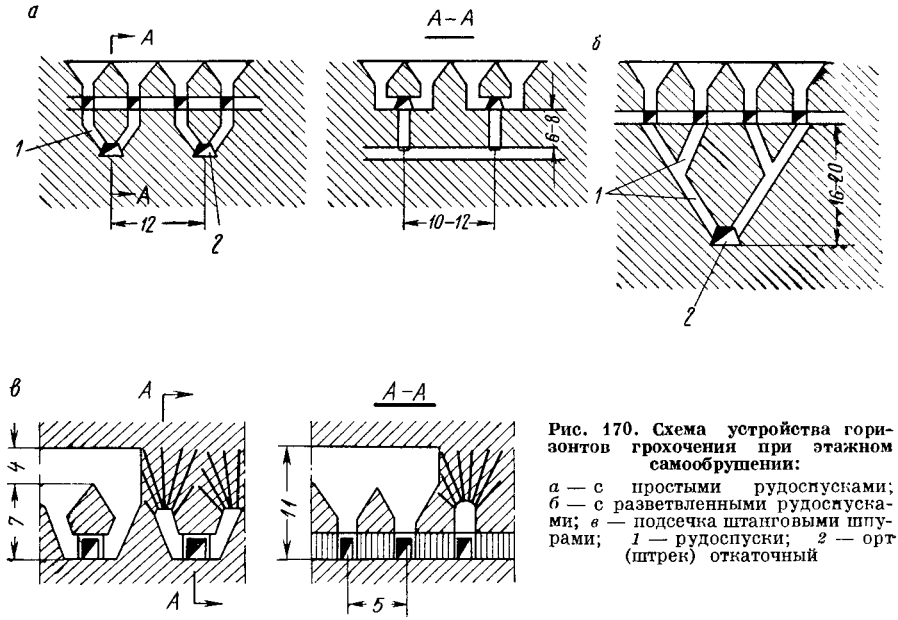


Рис. 170. Схема устройства горизонтов грохочения при этажном самообрушении:
а — с простыми рудоспусками; *б* — с разветвленными рудоспусками; *в* — подсечка штанговыми шпурами; *1* — рудоспуски; *2* — орт (штрек) откаточный

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 правильной 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 отступлениях от правильного ведения работ.

В соответствующих горногеологических 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.

Значительная площадь выпуска обеспечивает высокую производительность блока. Например, на медном руднике «Майами» (США) при скреперно-конвейерной доставке средняя производительность блока при двусменной работе составляла 162 тыс. *т* в месяц, а максимальная — 220 тыс. *т*.

§ 4. 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.

Долголетний опыт применения систем этажного обрушения и лабораторные исследования выпуска сыпучих материалов показывают, что на полноту извлечения руды и ее разубоживание при выпуске под пустыми породами влияют многие факторы: физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород; высота обрушенного массива руды, 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. Хотя, вследствие сложности этого вопроса он до конца еще не изучен, установленные закономерности истечения руды позволяют делать вполне определенные выводы, имеющие большое значение для практической работы и конструирования систем разработки.

Основные положения теории выпуска руды, установленные исследованиями С. И. Минаева, Г. М. Малахова, Н. Г. Дубынина, В. В. Куликова и других советских ученых, заключаются в следующем.

1. Движение руды при выпуске происходит в пределах определенной зоны, расположенной над выпускным отверстием (дучкой). 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. 171, *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. 171, *б*) зона разрыхления распространяется и в покрывающие пустые породы (слой *3—3*).

Постепенно опускаясь вниз, пустые породы достигают плоскости выпускного отверстия (рис. 171, *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 руды прекращают, когда вместе с рудой начинает поступать слишком большое количество породы и содержание металла в руде становится ниже установленной кондиции (рис. 171, *г*).

Проникшая в руду пустая порода от уровня выпускного отверстия до первоначального уровня контакта руды и пустой породы образует воронку внедрения *5*. Боковые поверхности этой

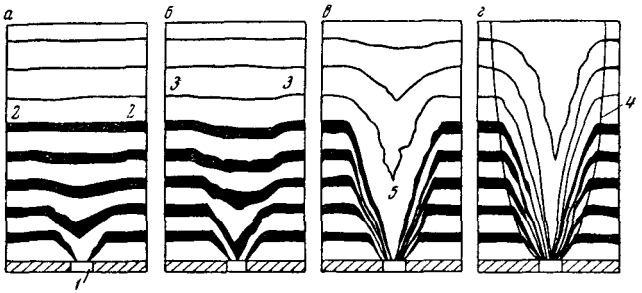


Рис. 171. Схема движения руды при выпуске под обрушенными породами

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 воронка внедрения по форме является опрокинутым конусом, усеченным выпускным отверстием или полным в зависимости от того, на какой период выпуска (к началу или к концу выпуска разубоженной руды) определяются ее размеры. 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 *4* (по некоторым представлениям — цилиндрами со сферическими концами), усеченными плоскостью выпускного отверстия. Другими словами, частицы любой выпущенной из отверстия порции до выпуска, находясь в массиве, 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 в несколько раз (по Г. М. Малахову, в 15 раз) больше эллипсоида выпуска (рис. 172).

5. Размеры зоны потока, воронки внедрения и эллипсоида выпуска зависят от целого ряда факторов, к числу наиболее важных из них относятся:

а) 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. С увеличением крупности частиц увеличивается и ширина зоны потока.

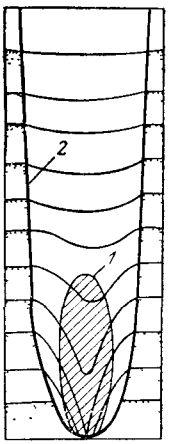


Рис. 172. Соотношение между эллипсоидом выпуска *1* и зоной выпуска *2*

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 резко увеличивает потери руды.

Наличие в обрушенной руде большого количества очень 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 лучшие результаты по извлечению и чистоте руды;

б) размеры выпускного отверстия. С увеличением ширины выпускного отверстия радиус (ширина) зоны потока увеличивается без изменения радиуса кривизны границы зоны; диаметр зоны потока увеличивается на величину прироста диаметра выпускного отверстия;

в) 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;

г) 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.

Указанные положения теории выпуска позволяют дать определенные рекомендации по уменьшению потерь и разубоживания руды.

В соответствии с этой теорией количество руды, выпущенной до разубоживания, можно вычислить либо через объем воронки внедрения (на начало разубоживания см. рис. 171, *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 дучки, так как с его увеличением возрастает ширина зоны потока;

2) увеличивать по возможности высоту слоя обрушенной руды, так как это увеличивает ширину зоны выпуска и уменьшает удельный вес 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%.

Высказанное соображение 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 лежачем боку залежи;

3) выпускные отверстия располагать с минимально допустимыми по условию прочности пород интервалами между ними.

По рекомендации Н. Г. Дубынина расстояния между выпускными выработками не должны превышать: 7 *м* — при относительно сухих рудах и влажных, не содержащих глинистых частиц; 5 *м* — при рудах, содержащих глины до 15% и влажностью до 9%; 4 *м* — при рудах, содержащих глины свыше 15% и влажностью до 12%. Конечно, расстояния между рудоспусками необходимо принимать в зависимости от высоты слоя обрушенной руды.

Для подэтажного обрушения глубокими скважинами при диаметре выпускных отверстий 1,5 *м* и расстоянии между ними 4 *м* Г. М. Малахов рекомендует принимать высоту подэтажа 20 *м*, т. е. отношение высоты слоя H к расстоянию между выпускными отверстиями a, равное 5.

При этажном обрушении рекомендуется принимать отношение $\frac{H}{a} = 6—7$ и больше.

В. Р. Именитов указывает, что отношение $\frac{H}{a}$, равное 5—6, следует считать наименьшим;

4) вести планомерный выпуск руды. Режим выпуска во многих случаях является главным фактором, определяющим потери и разубоживание руды.

Опытом 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 очень 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 планограммы выпуска требуется тщательный контроль за работой скреперистов, люковых и учет выпущенной руды. Поэтому при системах подэтажного и этажного обрушения повышается роль горного надзора (особенно горного мастера) как в вопросах контроля, так и по воспитанию среди рабочих сознательной трудовой дисциплины.

Режим выпуска влияет на величину горного давления в выработках горизонта скреперования или вторичного дробления. Поэтому иногда, в целях уменьшения давления на эти выработки, поверхности контакта при выпуске придают наклонное положение.

Производительность блока при выпуске составляет 30—150 тыс. *т* в месяц. Необходимо стремиться к увеличению скорости выпуска, так как это способствует уменьшению горного давления. (При системах с самообрушением очень высокая скорость выпуска может привести к повышенному выходу крупных кусков.)

При правильно выбранных параметрах горизонта выпуска и хорошей организации выпуска руды можно получить неплохие результаты: выпуск чистой руды не менее 75—80%, разубоженной не более 10—15%, потерь не более 5—8%.

§ 5. ПРИНУДИТЕЛЬНОЕ ЭТАЖНОЕ ОБРУШЕНИЕ

Основным отличием данной системы разработки от описанной выше системы этажного самообрушения является то, что здесь блок руды, подсекаемый снизу, обрушается не самопроизвольно, т. е. под действием собственного веса и горного давления, а в результате взрыва зарядов ВВ в глубоких скважинах, пробуренных в рудном массиве блока. Здесь, строго говоря, имеет место не обрушение, а массовая отбойка руды сразу на всю высоту блока и выпуск руды под обрушенными породами.

Замена самообрушения руды массовой отбойкой глубокими скважинами или минными зарядами существенно изменяет конструктивные элементы системы, условия ее применения и производственно-технические показатели.

При системе этажного самообрушения достаточно иметь подсечку высотой 2—3 *м*. После того как подсечное пространство заполнится обрушенной рудой, последнюю выпускают, сохраняя всегда свободное пространство для обрушения блока. При массовой отбойке блока глубокими скважинами сразу на всю его высоту в силу необходимости приходится делать подсечное пространство таких размеров, чтобы можно было обрушить руду всего блока.

Минимальный объем компенсационных камер принято считать равным 20—25% от объема всего блока.

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»).

Область применения системы принудительного этажного обрушения по сравнению с системой этажного самообрушения существенно расширяется благодаря тому, что здесь можно управлять обрушением, регулируя как крупность кусков, так и контуры границ обрушаемой руды.

Благодаря этому систему принудительного этажного обрушения можно использовать при: рудах от средней крепости до весьма крепких и устойчивых; менее выдержанных контурах залежи, так как границы отрабатываемой руды можно очерчивать крайними скважинами; слабо минерализованных вмещающих породах, так как управляемый процесс обрушения позволяет заметно снизить разубоживание руды; рудных телах меньшей мощности (до 15—20 *м*). В отношении остальных условий обе эти системы аналогичны.

Систему принудительного этажного обрушения применяют как на железорудных месторождениях (Криворожский бассейн, Высокогорский и Гороблагодатский рудники, рудники Кузнецкого металлургического комбината и др.), так и на рудниках цветной металлургии и химической промышленности (комбинаты Лениногорский, Норильский, «Апатит» и др.).

Удельный вес этой системы в подземной добыче железных руд в нашей стране составляет около 25%, а руд цветных металлов — 17%. Особенно широко эти системы применяются на свинцово-цинковых рудниках, где их удельный вес достигает 42—50%.

Принудительное этажное обрушение на горизонтальные компенсационные камеры

Этот вариант системы впервые в отечественной и мировой практике был применен на рудниках Криворожского бассейна. Ниже приводится описание типичного варианта с обрушением руды зарядами в глубоких скважинах.

Подготовительные работы (рис. 173) аналогичны ранее описанному варианту этажного самообрушения и заключаются в проходке откаточных штреков, ортов, выработок скреперования, рудоспусков *1*, ходовых ортов *2*, выпускных отверстий *3*, вентиляционного восстающего *4*. По углам блока располагают буровые восстающие *5*,

из которых проходят буровые камеры *6*. Примерные размеры элементов системы указаны на чертеже.

Начальная стадия очистной выемки состоит в образовании на подсечном горизонте двух компенсационных (подсечных) камер *7*, между которыми оставляют временный целик *8* для предупреждения преждевременного обрушения рудного массива. Размеры компенсационных камер в плане, число их и толщина временного целика определяются устойчивостью руды и размерами блока.

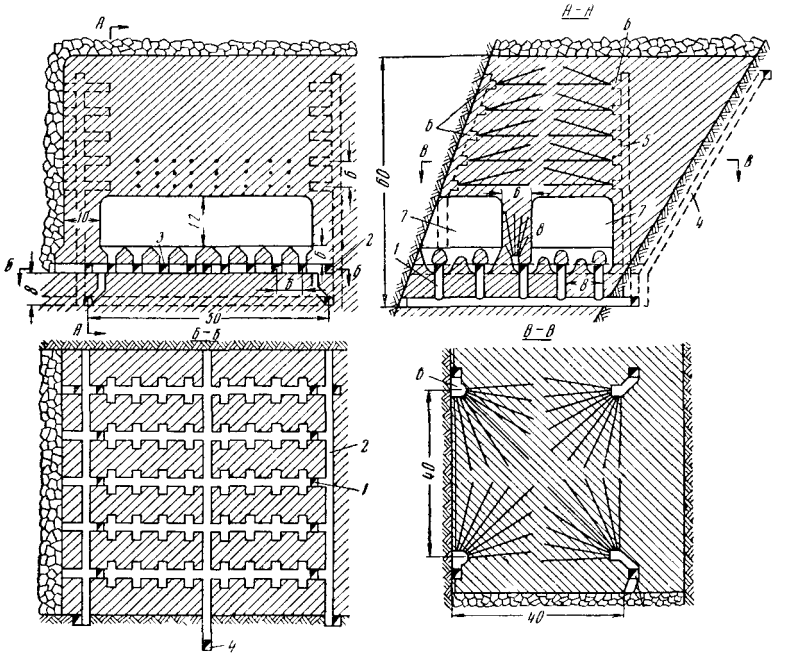


Рис. 173. Система принудительного этажного обрушения

Высота камер принимается из расчета компенсации увеличения объема руды вследствие разрыхления ее при взрыве. Способы образования этих камер приведены ниже.

Одновременно с подсечкой производят бурение глубоких скважин. Для принятой толщины слоя 6—7 *м* из каждой камеры бурят два ряда горизонтальных и слабонаклонных скважин, расположенных веерообразно.

После окончания проходки 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 *сек*.

Следующая стадия — выпуск руды — происходит под обрушенными породами.

Способы подсечки. На рис. 174 показаны схемы взаимного расположения компенсационных камер и временных целиков. Большое число целиков и камер принимается при значительных размерах блока в плане, либо при недостаточно устойчивых рудах.

Площадь сечения одной компенсационной камеры (в плане) ориентировочно составляет:

Крепость руды	Площадь камеры, $м^2$
3—4	300—500
4—5	500—800
5—8	800—1000

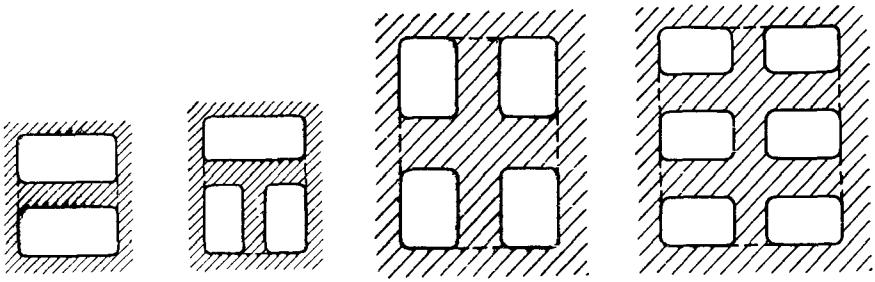


Рис. 174. Схема расположения подсечных камер и целиков (вид в плане)

Образование подсечных (компенсационных) камер может осуществляться:

1. Взрыванием штанговых шпуров, пробуренных из рудоспускных дучек. Этот способ аналогичен подсечке при этажном самообрушении и отличается от последней большей глубиной шпуров (8—9 *м*). Его нельзя применять для проходки высоких компенсационных камер.

2. Штанговыми шпурами 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.

3. Вариантом системы подэтажного обрушения «камера над дучками» (см. рис. 162).

Буровзрывные работы. Глубокие скважины бурят станками вращательного или ударно-вращательного бурения.

Наиболее часто применяют веерное расположение скважин (см. рис. 173). Каждый слой обуривают в зависимости от размеров блока в плане из двух или четырех восстающих.

В последнее время в рудах не выше средней крепости предпочитают увеличенную высоту слоя и из каждой камеры бурят несколько комплектов скважин под различными углами к горизонту.

При небольшой высоте этажа и легкообрушающихся рудах весь массив над подсечным пространством обуривают иногда из двух или даже одной буровой камеры (рис. 175), что позволяет резко сократить объем подготовительных работ.

Продолжительность обуривания блока зависит от его размеров, производительности и числа одновременно работающих буровых станков и составляет в среднем 3—5 месяцев.

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 помощью электродетонаторов замедленного действия.

После взрывания, проветривания и восстановительных работ на участке взрыва приступают к выпуску руды, общая организация которого дана при описании естественного этажного обрушения.

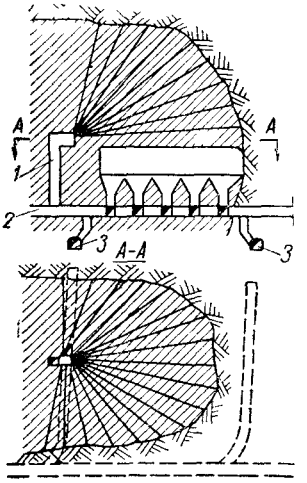


Рис. 175. Принудительное обрушение руды пучком скважин: *1* — буровой восстающий, *2* — штрек скреперования; *3* — откаточный орт

Оценка системы. По сравнению с этажным естественным система принудительного этажного обрушения имеет несколько больший объем подготовительных работ (на 5—10%) и меньшую производительность труда буровых рабочих. Однако в условиях Криворожья по всем другим показателям принудительное этажное обрушение эффективнее естественного (выше производительность труда рабочего по системе, ниже себестоимость, потери и разубоживание руды). Это объясняется следующим.

При системе этажного самообрушения руда вследствие неоднородности часто обрушается в крупных глыбах, что приводит к большим затратам на вторичное дробление и уменьшает производительность выпуска, вследствие чего возрастает срок отработки блока. Это, в свою очередь, приводит к усилению горного давления на выработки горизонта скреперования и росту затрат на их поддержание. Поэтому, как было указано раньше, система этажного самообрушения может дать хорошие показатели только в однородных, сильнотрещиноватых рудах, которые обрушаются в кусках умеренных размеров. Поскольку указанные условия встречаются довольно редко, этажное самообрушение имеет ограниченную область распространения.

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 производительность труда более высокую, чем этажное обрушение. Это относится, в первую очередь, к разработке месторождений в условиях высокого горного давления, как, например, на ряде криворожских шахт («Гигант и др.»).

Для принудительного подэтажного обрушения вследствие меньшего срока отработки подэтажа характерно существенное уменьшение затрат труда и материалов на поддержание и перекрепление горных выработок в блоке.

Для уменьшения расходов на перекрепление и восстановление выработок на участках с высоким горным давлением на шахте «Гигант» как при подэтажном обрушении переходят на выемку блоков уменьшенных размеров площадью 800—1200 $м^2$ и шириной 20—30 *м*. Повышение интенсивности отработки блоков в этом случае позволяет уменьшить величину горного давления и затраты на поддержание выработок.

Принудительное этажное 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 больше, чем размеры камер. Последние стали выполнять функцию компенсационного пространства. Эту систему можно применять также в том случае, когда невозможно (вследствие горизонтальной слоистости или трещиноватости) или нецелесообразно применение горизонтальных скважин.

Вариант этой системы с некоторыми изменениями применяют на Высокогорском железном руднике (рис. 176).

На откаточном горизонте проведены полевой *1* и рудный (на чертеже не показан) откаточные штреки, сбитые между собой через каждые 50 *м* и ортами *2*. Компенсационные камеры *К* шириной 15 *м* и междукамерные целики толщиной 15 *м* располагают длинной стороной по простиранию. Длина камер 35, высота 35—40 *м*. По простиранию между камерами оставляют междублоковые целики толщиной 15 *м*.

Под каждой камерой и междукамерным целиком проводят по одному штреку скреперования *3* с односторонним расположением дучек. Подсечка — траншейная из штреков *4*.

На буровом горизонте по оси междублоковых целиков пройдены орты *5*, которые по границам с камерами сбиты буровыми штреками *6*. Орты *5* соединены с вентиляционным штреком *7* сбойками *8*. Блоковые восстающие *9* расположены в междублоковых целиках. Объем компенсационных камер составляет 25—35%.

Образование компенсационных камер ведется аналогично выемке их в этажно-камерных системах разработки. После проходки отрезного восстающего и расширения его в отрезную щель последовательно отбивают на нее встречными веерами скважин вертикальные слои руды толщиной 3,5—4 *м*.

Во время выемки компенсационных камер обуривают междукамерные целики тремя-четырьмя рядами веерных комплектов скважин *11* из буровых выработок *12*. Междублоковый целик обуривают из буровых штреков скважинами *13*, а потолочину — из ортов *14* выше-

лежащего этажа скважинами *10*. Для лучшего обрушения руды в ряде выработок (штреки скреперования и откаточные орты вышележащего этажа и др.) закладывают минные заряды.

Массовый взрыв проводят в несколько очередей с интервалами в доли секунды.

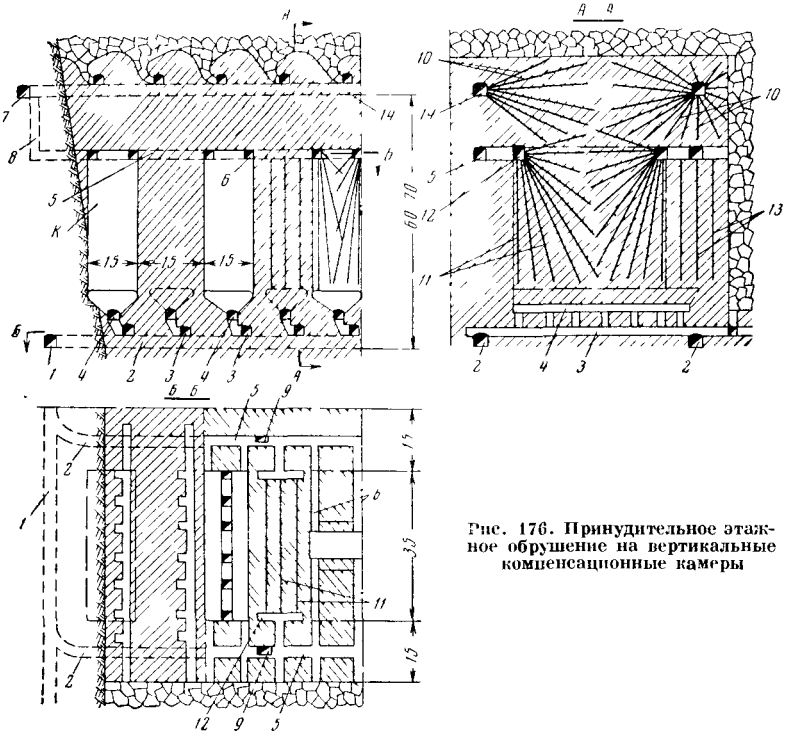


Рис. 176. Принудительное этажное обрушение на вертикальные компенсационные камеры

Сначала взрывают заряды скважин в нескольких междукамерных целиках, затем в междублоковом целике (со стороны отработанного массива). В третью очередь взрывают скважины в потолочине и в последнюю очередь — камерные заряды в выработках скреперования верхнего горизонта.

Общий вес заряда для обрушения целиков составляет 250—280 *т*, а обрушенные запасы руды превышали 1 млн. *т*.

При данной системе достигнуты следующие показатели:

Производительность блока, *т/месяц*	40 000—95 000
Объем подготовительных работ на 1000 *т* руды, *м*	2,7—4,0
Расход ВВ, *кг/т*:	
на первичную отбойку	0 26—0,40
на вторичное дробление	0,14—0,20
Производительность труда скрепериста, *т/смену*	250—300

Способы образования компенсационных камер и обрушения междукамерных целиков. Кроме рассмотренного применяются и другие способы образования компенсационных камер: штанговыми шпурами из подэтажных выработок, сочетанием глубоких нисходящих скважин и восходящих штанговых шпуров, восходящими веерными и параллельными скважинами и т. п.

Расположение скважин для обрушения междукамерных целиков также возможно самое разнообразное: нисходящее параллельное и веерное, восходящее параллельное, горизонтальное и пр.

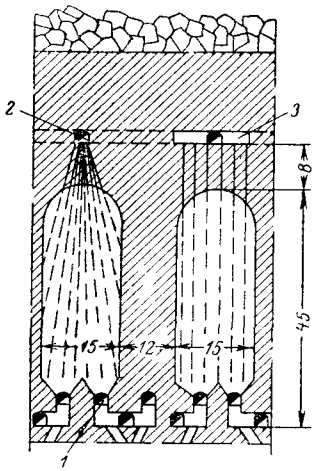


Рис. 177. Образование компенсационных камер скважинами, пробуренными через потолочину

В крепких рудах для обрушения междукамерных целиков иногда применяют сочетание глубоких скважин и камерных зарядов (особенно в нижней части целика). Обрушение междукамерных целиков только камерными зарядами в настоящее время применяют в порядке исключения, поэтому описания этого способа отбойки не приводим.

Одним из направлений дальнейшего совершенствования систем этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры является уменьшение нарезных работ. С этой целью стараются исключить промежуточные буровые горизонты, а бурение для образования компенсационных камер и обрушения целиков вести из выработок откаточного горизонта вышележащего этажа или с горизонта подсечки.

В этом отношении интересен опыт рудника «Таштагол» Кузнецкого металлургического комбината по образованию компенсационных камер скважинами, пробуренными через потолочину (рис. 177).

Отработку вели в рудах крепостью по шкале М. М. Протодьяконова $f = 15$ и вмещающих породах с $f = 10—12$. Высота этажа 70 *м*. Подсечку камер производили веерами штанговых шпуров диаметром 75 *мм*, пробуренных из траншейных ортов *1*. Отрезную щель в камере образовали секционным взрыванием глубоких вертикальных скважин.

Отбойку руды в камерах вели веерными и параллельными скважинами, пробуренными через потолочину из выработок *2* и *3*, расположенных на уровне откаточного горизонта вышележащего этажа. Сетка расположения скважин $d = 105$ *мм* 8,5 × 2,5 *м*. Чтобы придать потолочине камеры сводообразную форму, скважины заряжали на разную длину. Скважины в ряду взрывали электродетонаторами короткозамедленного действия. Одновременно взрывали по одному ряду скважин.

Междукамерные целики обрушили взрывом глубоких скважин и камерных зарядов. Выпуск руды вели через горизонт грохочения.

Производительность камер составила 15—25 тыс. *т* в месяц, выход негабарита 8—15% (при кондиционном куске 300 *мм*), средний расход ВВ 0,8 *кг/т*, в том числе 0,3 *кг/т* на вторичное дробление. Объем нарезных работ сократился на 20%.

Указанный вариант может применяться в крепких монолитных рудах.

Принудительное этажное обрушение без компенсационных камер

При этой системе разработки как и при соответствующем варианте подэтажного обрушения отбойку ведут секциями на массив ранее обрушенной руды или пустой породы без проходки компенсационных камер.

В отличие от подэтажного обрушения высоту секции принимают равной высоте этажа.

Единая технология очистной выемки для всех участков блока этажа характерна для этой системы. Поэтому ее относят к системам с одностадийной выемкой в отличие от этажно-камерных систем, систем этажного обрушения на компенсационные камеры и ряда других, в которых отработка блока осуществляется в две или даже три стадии (выемка камер, отработка потолочины и междукамерных целиков, выемка днища).

Систему можно применять в рудах средней и выше средней крепости при мощности залежи не менее 20—25 *м*. Оруденение вмещающих пород и обрушение их в крупных кусках повышают показатели этой системы, а склонность руд к возгоранию, слеживанию и переуплотнению препятствует ее применению.

Конструкцию системы этажного обрушения с отбойкой руды в зажатой руде рассмотрим на примере рудников комбината «Апатит».

Месторождение апатито-нефелиновых руд имеет форму пластообразной линзы с углом падения 25—35° горизонтальной мощностью 100—350 *м*. Крепость вмещающих пород лежачего бока 8—10, висячего 10—14. Руды, несмотря на трещиноватость, устойчивые и допускают проведение выработок без крепления и обнажения до 1000 $м^2$.

В течение более двух десятилетий (с 1936 г.) на рудниках комбината применяли отбойку руды камерными зарядами с выпуском руды через горизонт грохочения, мелкошпуровую подсечку. В последние годы стали применять скреперную доставку руды, траншейную подсечку и отбойку глубокими скважинами.

Различные способы отбойки руды показаны на рис. 178. Подготовка основного горизонта для всех вариантов отбойки показана одинаковой. В кровле откаточного орта *1* проводятся штреки скреперования *2*. Подсечка траншейная. Высота этажа 40– 60 *м*.

Для отбойки камерными зарядами через 10—12 *м* по вертикали из подэтажных ортов *3* проводят на расстоянии 20 *м* один от другого штреки *4*. Камерные заряды весом 300—1500 *кг* размещают в рассечках *5*.

Руду отбивают лентами шириной 20—40 *м*, расположенными по простиранию. Ленты отбивают вертикальными секциями толщиной 10 *м* по одному-два подэтажа или полностью на всю высоту этажа. Соседние ленты отрабатывают с отставанием на 30—40 *м*. Выпуск руды ведут таким образом, чтобы поверхность контакта с обрушенными породами была наклонной.

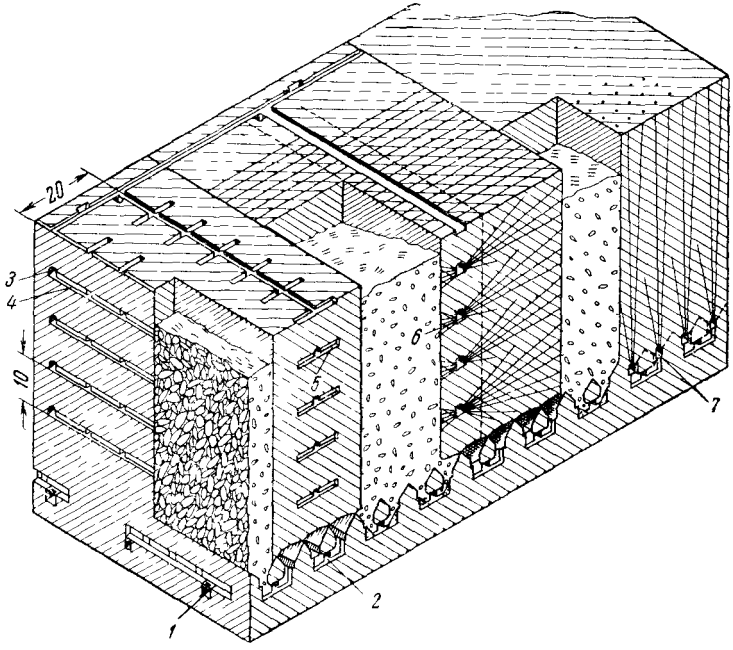


Рис. 178. Схемы отбойки на рудниках комбината «Апатит»

Производительность труда забойного рабочего при описанной технологии 96 *т/смену*, а по участку 36—42 *т/смену*. Большое число подготовительных выработок (4,5 *м* на 1000 *т* запасов) и значительный выход негабаритов (10—35% при кондиционном куске 400 *мм*) привели к отказу от этого способа отбойки и замене его отбойкой глубокими скважинами.

Вертикальные веера скважин глубиной до 40 *м* бурят станками НКР-100 из подэтажных штреков *6*, проведенных на расстоянии 12 *м* по вертикали. Расстояние между веерами 2,6—3 *м*, между концами скважин в веере 3,5—4,0 *м*. Одновременно на каждом подэтаже взрывают четыре-пять вееров скважин с миллисекундным замедлением между взрывами отдельных скважин и «вееров».

На третьем участке показана отбойка восходящими скважинами, пробуренными из траншейных штреков *7*. Этот вариант имеет наименьший объем подготовительных работ (1,5 *м* на 1000 *т* запасов) и наибольшую производительность труда рабочих, но требует бурения глубоких скважин.

Переход на отбойку глубокими скважинами позволил в 1,5—2 раза повысить производительность труда рабочего по участку, снизить выход негабарита и на 30% снизить себестоимость руды.

В последние годы область применения систем с этажной отбойкой глубокими скважинами в зажатой среде значительно расширилась. На Зыряновском свинцовом комбинате эту систему применяют в рудах крепостью $f = 8—16$. Руду отбивают восходящими скважинами, пробуренными с горизонта подсечки. На руднике «Молибден» отбойку ведут вертикальными веерами скважинами из подэтажных выработок ($f = 12—20$), частичным выпуском руды создавая небольшое подконсольное компенсационное пространство. Эту же систему применяют на руднике «Заполярном», «Дегтярском» и др. В большинстве случаев переход на систему с отбойкой в зажатой среде улучшает технико-экономические показатели разработки.

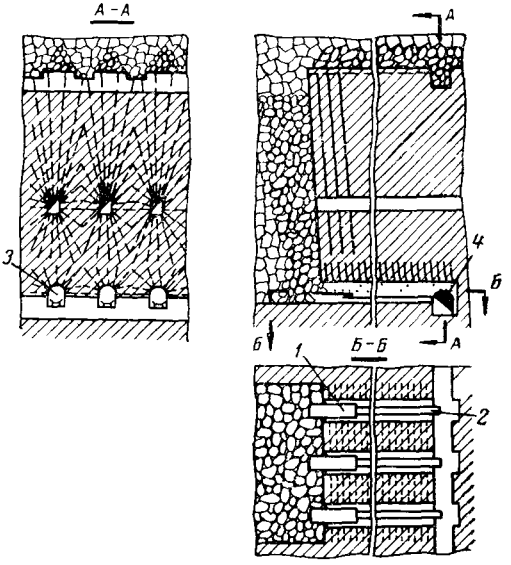


Рис. 179. Отбойка в зажиме с вибровыпуском и вибродоставкой руды:
1 — вибролоток; *2* — виброконвейер; *3* — доставочно-выпускная выработка; *4* — откаточная выработка

Сочетание технологического процесса одностадийной разработки с применением более производительного погрузочно-доставочного оборудования — вибропитателей и виброконвейеров (рис. 179), самоходных вагонеток и т. п. позволит повысить эффективность системы этажного принудительного обрушения и расширить область ее применения.

Глава XII

КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О КОМБИНИРОВАННЫХ СИСТЕМАХ

В класс комбинированных относят системы разработки мощных месторождений, особенностью которых является разделение этажа на регулярно чередующиеся и относительно близкие по размерам камеры и междукамерные 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 для выемки 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 на руднике двух самостоятельных систем разработки. Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, взаимно тесно связаны.

Камеры и целики располагают, как правило, длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Ширина камер от 4 до 25 *м* и целиков от 3 до 20 *м*. Соотношение ширины камер и целиков, а соответственно с этим доли участия каждой из систем в выемке блока колеблется от 1,2 : 1 до 2,5 : 1.

Комбинированные системы обычно делят по способу выемки камер на три основные группы, резко 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 закладкой; камеры по мере очистной выемки заполняются закладочным материалом, иногда в сочетании с постоянной крепью; целик, окруженный с двух сторон закладкой, отрабатывается слоевым и подэтажным обрушением или (редко) системами с креплением и закладкой;

комбинированные системы с магазинированием руды; междукамерные целики вынимают в окружении замагазинированной руды (по мере ее выпуска) путем послойного расстреливания целика сверху вниз или массового обрушения с подсечкой снизу.

Иногда камеры заполняют закладкой после выемки их с открытым очистным пространством или с магазинированием руды. Такие системы занимают промежуточное положение между основными: по условиям и по способу выемки камер они аналогичны комбинированным системам с открытыми камерами или с магазинированием, а по условиям и способам выемки целиков — комбинированным системам с закладкой. Эти системы будем именовать комбинированными системами с последующей закладкой камер.

§ 2. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С ОТКРЫТЫМИ КАМЕРАМИ

Способы выемки камер при аналогичных системах были описаны в главе VII, поэтому ограничимся рассмотрением только способов отработки целиков.

В практике наиболее распространены следующие три схемы отработки целиков.

Одностадийная выемка путем обрушения одного-двух междукамерных 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, как правило, больше целиков и не являются компенсационными.

Метод обрушения целиков во многом определяется способом отбойки руды при отработке камеры. Так, например, если выемка камеры производится с отбойкой камерными зарядами, то и для обрушения целиков применяют камерные заряды. При выемке камеры с помощью глубоких взрывных скважин целики также разбуривают скважинами.

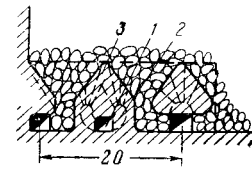


Рис. 180. Выемка днища вариантом «закрытый веер»

Величина потерь руды при одностадийной выемке довольно велика, это объясняется тем, что во время взрыва происходит перемешивание руды с пустой породой, особенно на участках контакта пустой породы с днищем вышележащего этажа, изрезанным горными выработками.

Двухстадийная отработка целиков: после обрушения междукамерного целика, потолочин и выпуска руды отрабатывают во вторую стадию днище камеры одним из вариантов подэтажного обрушения.

Процесс обрушения потолочины и междукамерных целиков здесь аналогичен вышеописанному. Днище извлекается после выпуска руды, обрушенной из потолочины и междукамерных целиков.

При извлечении днища вариантом подэтажного обрушения «закрытый веер» (рис. 180) из выработок скреперования *1* между рудоспусками проходят короткие дучки *2*, из которых разбуривают надштрековый целик пучком штанговых шпуров *3*. После взрыва шпуров руда поступает в выработку скреперования. За один прием шпуры взрывают в одной или нескольких дучках.

Трехстадийная отработка целиков: сначала обрушают потолочину на незаполненную камеру и выпускают руду, затем отрабатывают междукамерный целик подэтажным или слоевым обрушением между камерами, заполненными пустой породой, и в последнюю очередь извлекают днище подэтажным обрушением.

Трехстадийная отработка целиков позволяет снизить потери руды до 25—30%, поэтому в более ценных рудах этот способ применяют довольно часто.

В первой стадии потолочину обрушают взрыванием глубоких скважин или камерных зарядов (реже). Расположение скважин параллельное, веерообразное или пучковое (рис. 181).

Вторая стадия — после обрушения потолочины выпускают руду и отрабатывают междукамерный целик, окруженный пустой породой, заполнившей камеры. Один из распространенных способов выемки

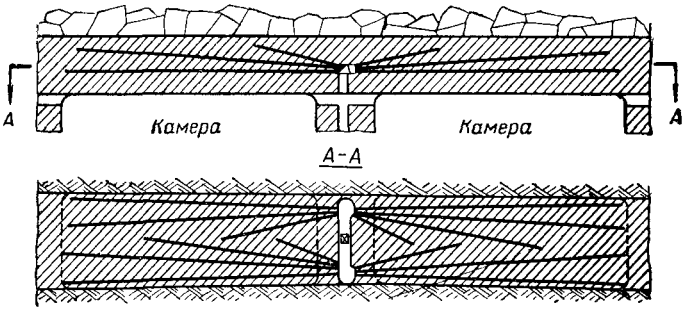


Рис. 181. Обрушение потолочины большой толщины пучком глубоких скважин

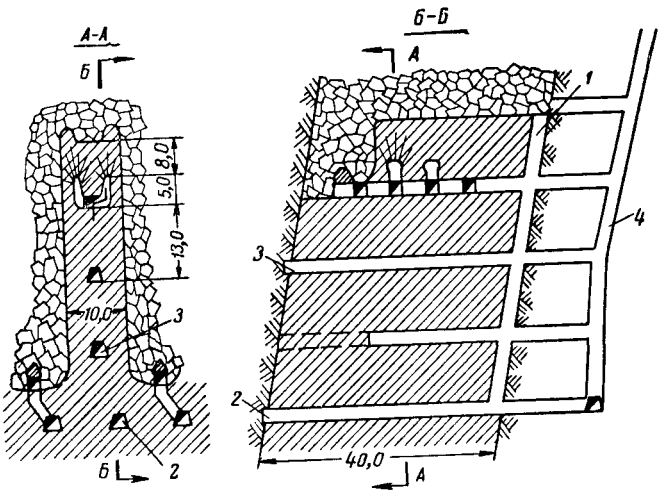


Рис. 182. Выемка междукамерного целика вариантом «закрытый веер»:

1 — рудоспускной восстающий; *2* — откаточный орт; *3* — орт скреперования, *4* — восстающий

междукамерного целика в окружении обрушенных пустых пород (вариант подэтажного обрушения «закрытый веер») изображен на рис. 182.

Третья стадия — выемка днища камеры осуществляется обычно подэтажным обрушением.

Основные мероприятия по безопасности при массовом обрушении целиков

Отработка целиков массовым обрушением, связанная с взрыванием многих тонн ВВ, является одной из ответственных операций очистной выемки, 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 обычно требуется проведение значительного числа выработок как в потолочине, так и в междукамерных целиках, особенно в случае отбойки камерными зарядами. Все эти работы должны быть выполнены до окончания выемки камеры. Камеры для обуривания потолочины необходимо располагать за ее пределами, в местах, безопасных от обрушения. Отработка днища разрешается только под камерами, заполненными пустой 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 и установок, а вентиляционные перемычки 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.

§ 3. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ КАМЕР

Комбинированные системы с закладкой применяют редко, только при разработке месторождения богатых медных и полиметаллических руд.

Камеры вынимают обычно горизонтальными слоями с закладкой или с креплением и закладкой.

Применение комбинированных систем с закладкой обычно бывает вынуждено какими-либо причинами, например: необходимостью сохранить от сдвижения поверхности; опасностью возникновения подземных пожаров при разработке колчеданных руд без закладки; большой глубиной разработки или неустойчивостью руд.

Междукамерные целики отрабатывают обычно сверху вниз системами слоевого или подэтажного обрушения потому, что работать в целике, обнаженном с двух сторон и подсеченном снизу, очень опасно.

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 к возникновению подземного пожара. Чередование участков, вырабатываемых слоевым обрушением, и широких зон, заложенных пустой породой, значительно снижает пожароопасность системы слоевого обрушения.

При отработке междукамерного целика системой слоевого обрушения на рудниках Иртышского комбината (рис. 183) слоевой орт *1*

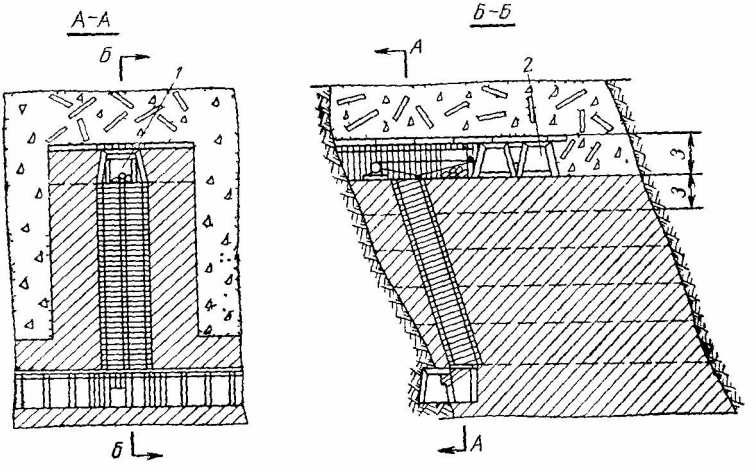


Рис. 183. Выемка междукамерного целика слоевым обрушением

располагают по оси целика, заходки *2* проводят в обе стороны от орта. Технология очистной выемки обычная для системы слоевого обрушения.

Выемка междуэтажного целика вариантом подэтажного обрушения с древесным матом на рудниках того же комбината представлена на рис. 184. Описание этого варианта подэтажного обрушения дано в главе XI.

Большое распространение в практике получили комбинированные системы с последующей закладкой камер. Имеются примеры перехода на такую комбинированную систему на ряде отечественных и зарубежных рудников.

На Красногвардейском руднике камеры после выемки системами с открытым очистным пространством закладывали гранулированным шлаком с последующим заиливанием глинистой пульпой. В дальнейшем целики отрабатывали слоевым или подэтажным обрушением.

Интересный вариант комбинированной системы применяется на крупном медном руднике «Норанда» в Канаде. После выемки из подэтажных ортов камер шириной 18 *м* их заполняют закладкой следующего состава: гранулированный шлак 72%, негранулированный

шлак 25%, пирротиновые хвосты 3%. Образующаяся при окислении пирротина кислота взаимодействует со шлаком, в результате чего получается плотная сцементированная масса. Междукамерные целики толщиной 12—18 *м* в окружении такой плотной сцементированной закладки отрабатывали наклонными слоями с закладкой, что обеспечило относительно высокую производительность труда и небольшие потери руды.

Применение системы с прочной цементированной закладкой камер позволяет вести отработку оставшихся междукамерных целиков подэтажно-камерными системами разработки. Такие системы могут оказаться целесообразными не только для ценных, но и для средней ценности руд.

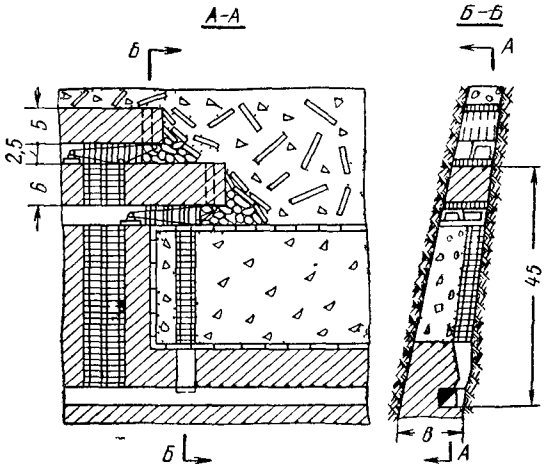


Рис. 184. Выемка междуэтажного целика подэтажным обрушением

На руднике «Флин-Флон» в Канаде ценные полиметаллические руды (медь, цинк, золото, серебро) в устойчивых вмещающих породах разрабатывали системой подэтажных штреков с отбойкой руды глубокими скважинами. Вынутые камеры заполняли закладкой. Оставшиеся целики шириной 20—25 *м* отрабатывали подэтажным обрушением с отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин. Высота подэтажа 15—30 *м*. Диаметр скважин 40 *мм*, толщина отбиваемого слоя 1,5 *м* при расстоянии между концами скважин 2,4 *м*. Доставка руды скреперными лебедками мощностью до 60 *квт*.

§ 4. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

Как уже было сказано ранее, при этих системах камеры вынимают системами с магазинированием руды, а целики — системами с обрушением руды и вмещающих пород.

В зависимости от принятого способа отработки целика можно выделить три основных варианта комбинированных систем с магазинированием: с отработкой целиков подэтажным обрушением; с отработкой целиков этажным самообрушением; с отработкой целиков 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.

Для иллюстрации рассмотрим вариант системы с принудительным этажным обрушением целиков (рис. 185), применяемый (с небольшими изменениями) на шведском руднике «Мальмберget».

Железные руды этого месторождения имеют включения обломков гипса, а также пересечены жилами гранита, сиенита и пегматита, образуя местами брекчию.

Вследствие этого руда, несмотря на ее крепость, недостаточно устойчива для выемки открытых камер больших размеров.

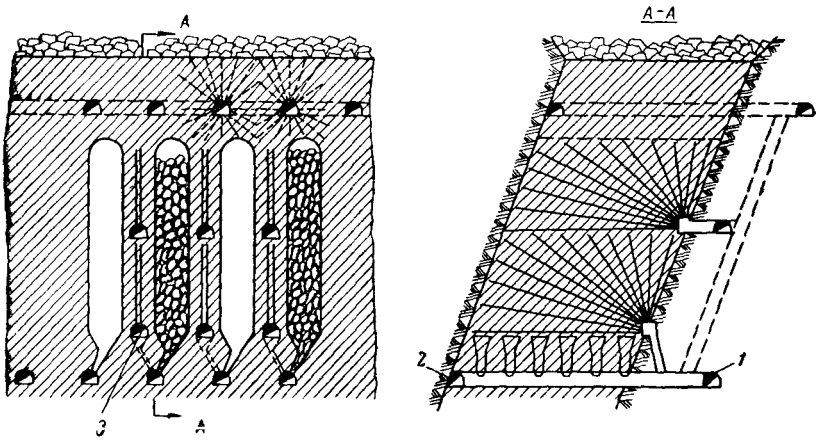


Рис. 185. Комбинированная система с выемкой целиков принудительным этажным обрушением

Подготовительные работы состоят в проходке полевого откаточного штрека *1* в лежачем боку и рудного штрека *2* — в висячем. Через каждые 10 *м* эти штреки соединяются откаточными ортами. 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.

Месторождение разбивается на камеры и целики равной ширины — 5 *м*. После выемки нескольких камер системой с магазинированием приступают к отработке целиков.

Каждый целик обуривают из двух буровых камер *3* веерными комплектами глубоких скважин станками алмазного бурения или тяжелыми колонковыми перфораторами. Диаметр скважин 36—50 *мм*. Из каждой камеры бурят по два параллельных веера скважин на расстоянии 0,5 *м* один от другого.

Для обрушения целиков и выпуска руды возможны две основные схемы. По первой схеме перед обрушением целиков руду из нескольк-

ких камер (обычно через одну) выпускают и одновременно взрывают заряды в междукамерных целиках и потолочине (см. рис. 185). После этого производят выпуск руды под обрушенными породами.

По второй схеме, принятой на руднике «Мальмберget», отработку целиков ведут в две стадии. Сначала выпускают руду из камер и обрушают междукамерные целики, оставляя часть целиков для поддержания потолочины до полного выпуска из камеры обрушенной руды. Потолочину и оставшиеся междукамерные 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.

Описанные выше основные варианты не исчерпывают всего многообразия комбинированных систем разработки. В зависимости от горногеологических условий возможны и другие сочетания разных систем в одном блоке.

§ 5. ЛИКВИДАЦИЯ ПУСТОТ

Выемка руды при системах с открытым очистным пространством и с магазинированием руды приводит к образованию пустот в районе разработки. Такие пустоты, даже в относительно устойчивых породах, угрожают внезапным обрушением рудных целиков и вмещающих пород. Динамические и воздушные удары, которыми сопровождаются эти обрушения, вызывают нарушения действующих выработок, приводят к авариям и несчастным случаям.

Правила безопасности допускают разработку этажа только при условии погашения пустот на вышележащем этаже. Обычно эти пустоты заполняются самообрушающимися породами лежачего и висячего боков в результате отработки междукамерных и междуэтажных целиков массовым обрушением.

Однако в устойчивых вмещающих породах, особенно при небольшой мощности, обрушение целиков не всегда вызывает посадку вмещающих пород. Поэтому для обрушения последних в висячем, а иногда и в лежачем боку залежей проводят по специальному проекту ряд выработок, в которых закладывают камерные заряды. Суммарная величина зарядов при этом достигает 200 *т* и более. Обрушение пород вследствие взрыва камерных зарядов происходит в крупных кусках, что является благоприятным фактором для снижения потерь и разубоживания руды. Подготовительные работы для обрушения вмещающих пород ведут нередко одновременно с очистной выемкой на этаже.

Принудительное обрушение вмещающих пород необходимо и при отработке слепых залежей (линзы, небольших размеров штокообразные тела и т. п.).

При значительной глубине распространения рудного тела обрушать вмещающие породы на всю глубину отработки рудного тела нет необходимости. В этом случае достаточно над отрабатываемым этажом создать породную подушку толщиной 20—30 *м*, которая

обеспечит безопасность работ в случае внезапного обрушения отдельных участков висячего и лежачего боков.

Иногда отработанные камеры заполняют закладочным материалом, перепускаемым с верхних горизонтов на нижние по мере отработки этажей.

Пустоты, образованные при отработке параллельных слепых залежей и соединенные с основной залежью выработками, часто изолируют сооружением в последних прочных перемычек. При последующей разработке основной залежи эти пустоты попадают в зону обрушения и заполняются пустыми породами.

При камерно-столбовых системах разработки нередко пустоты не погашают, а ограничиваются изоляцией их перемычками.

Глава XIII

ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ

§ 1. ФАКТОРЫ, УЧИТЫВАЕМЫЕ ПРИ ВЫБОРЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как: производительность труда рабочих, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, затраты по переработке руды, величина потерь при переработке, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия (концентрата, металла) и, наконец, 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 главных 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 горногеологическими условиями, а правильностью выбора системы разработки и ее конструктивных элементов.

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 производственных процессов, от совершенства организа-

ции 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. Он может оказаться настолько значительным, что полностью поглотит экономический эффект от снижения себестоимости добычи.

Иногда бывает необходимо раздельно добывать из месторождения руды с различным минералогическим составом или с разным содержанием металла, даже если при этом существенно увеличивается себестоимость добычи. Выдача руды по сортам позволяет снизить расходы по ее переработке и сократить потери металла. Экономия на стадии переработки руды в определенных условиях может оказаться больше роста себестоимости добычи, вызванного применением раздельной выемки.

На стоимость чугуна большое влияние оказывает величина разубоживания железных руд породами, содержащими SiO_2. При увеличении разубоживания на 4—5% стоимость 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, а также экономические последствия от потерь полезных компонентов в процессе добычи и переработки.

Размер добычи руды (производственную мощность шахты), в некоторых случаях зависящий от системы разработки.

§ 2. ВЛИЯНИЕ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Безопасность работ может быть достигнута только при полном соответствии условий применения выбранной системы разработки с горногеологической характеристикой месторождения.

Мы уже знаем, что одни системы могут применяться только 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, только 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 горногеологических факторов — мощности, угла падения рудного тела, устойчивости руды

и вмещающих пород — нельзя выбрать безопасную и эффективную систему.

Поэтому указанные горногеологические факторы называют *постоянными* в отличие от факторов *переменных* — ценности руды, состава вмещающих пород, характера их контакта с рудой, гидрогеологических условий, глубины разработки и др., которые не всегда влияют на выбор системы разработки, но существенно отражаются на технико-экономических показателях разработки.

Разделение горногеологических факторов на две группы не следует рассматривать как их деление по степени важности на главные и второстепенные. Хотя постоянные факторы оказывают влияние на выбор системы *всегда* и притом очень большое, влияние факторов второй группы, особенно вместе взятых, может оказаться иногда решающим при выборе системы.

Влияние постоянных факторов нами подробно рассмотрено при изучении отдельных систем разработки. Поэтому ограничимся кратким обобщением и пополнением сведений только о влиянии переменных факторов.

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 стоимости добычи руды. Напротив, для высокоценных руд решающий фактор в выборе системы — наибольшая полнота извлечения.

На выбор системы может оказать влияние *характер распределения рудных минералов в рудном теле*, наличие в нем крупных включений и прослоев пустой породы или забалансовой руды, чередование участков богатой руды с участками бедной или забалансовой. В таких условиях разработка, как правило, затрудняется, эффективные системы, например с магазинированием руды, системы подэтажных штреков и подэтажного обрушения, применить оказывается трудно или нецелесообразно. Напротив, для некоторых систем такие условия не создают затруднений, например для разработки горизонтальными слоями с закладкой, а иногда даже благоприятны, например для сплошной системы с оставлением нерегулярных целиков. Такое же влияние оказывает наличие в рудном теле нескольких сортов руды, которые по требованиям технологии переработки необходимо добывать и выдавать раздельно.

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 (например, систем с магазинированием руды, наклонными слоями с закладкой, этажного самообрушения). 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 сверх 600—800 *м* часто сопровождается значительным ростом горного давления и затрудняет применение некоторых систем. Так, отказ от применения системы с магазинированием и замена ее системой с закладкой на большой глубине обычно бывает вызван ростом горного давления и затруднением выпуска руды из магазинов.

Внезапные выбросы руды — «стреляние» горных пород из целиков, находящихся в напряженном состоянии, на больших глубинах на золотых рудниках Южной Африки (свыше 2 *км* от поверхности) привели к отказу от систем с оставлением рудных целиков и переходу полностью 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, система этажного самообрушения дает удовлетворительные результаты по извлечению и разубоживанию только в том случае, если вмещающие породы являются рудоносными. При выборе между системой с закладкой и с магазинированием руды в жилых, требующих подрывки боков, последняя может оказаться более целесообразной только потому, что вмещающие породы имеют довольно высокое содержание полезных компонентов.

Правильный контакт особенно благоприятен для некоторых систем разработки, например для системы с магазинированием и отбойкой руды глубокими скважинами, для камерно-подэтажной системы с отбойкой веерными или круговыми комплектами глубоких скважин.

Склонность руды и вмещающих пород к возгоранию, окислению и слеживанию. Наиболее опасны в отношении возгорания и самовозгорания медноколчеданные руды, содержащие свыше 40% серы в виде пирита, пирротина и др. Опасность возгорания колчеданных руд особенно возрастает, когда при добыче или обрушении рудная мелочь и пыль смешиваются с деревянной крепью 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.

В медноколчеданных месторождениях с высоким содержанием серы особенно опасна система подэтажного обрушения с древесным матом. Применение системы слоевого обрушения в таких 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 хода процесса выпуска руды приводят 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, и 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 системы камерно-столбовые и с закладкой вместо других более эффективных систем.

Может оказаться 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 крепежных материалов, наличие дешевого закладочного материала и др.

Влияние, которое эти факторы могут оказать на выбор системы разработки, было выяснено в процессе изучения отдельных систем.

§ 3. 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 горногеологической 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 горногеологическим 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 легко исключаются как непригодные и для окончательного технико-экономического сравнения обычно остаются две-три системы.

Следует иметь в виду, что поскольку выбор системы разработки является особо ответственной задачей, нельзя считать существенной экономию времени для ее решения. Главное требование к решению этой важной задачи — правильный и всесторонний учет влияния на выбор системы многочисленных горногеологических факторов, взаимосвязанных в самых разнообразных сочетаниях. Этому требованию метод исключения отвечает.

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 экспериментов и в производственных условиях.

Широкое и постоянное проведение экспериментов по проверке новых эффективных систем и их конструктивных элементов, по усовершенствованию технологии очистной выемки составляет обязательное условие для успешной работы любого рудника.

Технико-экономическое сравнение систем разработки

В себестоимости добычи 1 m руды экономические последствия от разной величины потерь и разубоживания, как мы знаем, в полной мере не отражаются, хотя они обычно значительны. Напротив, нередко системы с высокими потерями и разубоживанием отличаются невысокой себестоимостью добычи.

Поэтому оценивать и сравнивать системы разработки по себестоимости добычи 1 m руды можно только в тех очень редких случаях, когда эти сравниваемые системы не отличаются по величине потерь и разубоживания. Во всех остальных случаях такая оценка приведет к ошибочным результатам.

Можно сравнивать системы разработки по себестоимости конечной продукции горного предприятия — концентрата или металла. Однако и этот показатель не всегда позволяет правильно и полно оценить экономическую эффективность системы разработки, так как он не отражает ущерба от потерь руды.

Оценивать экономическую эффективность систем разработки следует по величине получаемой годовой прибыли от реализации конечной продукции горного предприятия или по величине отношения этой прибыли к сумме капиталовложений в горное предприятие.

Но расчеты по определению суммы годовой прибыли горного предприятия и капиталовложений очень сложны.

Применительно к выбору систем разработки для части месторождения (отдельных блоков, рудных тел) можно пользоваться для экономической оценки себестоимостью добычи 1 m руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разными по величине потерями и разубоживанием для сравниваемых систем.

Себестоимость добычи при таком сравнении должна определяться в расчете на добытую руду с одинаковым содержанием. Удобно вести все расчеты на 1 m добытой руды с балансовым содержанием (c). Экономический ущерб от потери и разубоживания в этом случае следует выражать также на 1 m руды с балансовым содержанием.

Определение себестоимости добычи 1 m руды с балансовым содержанием

На горнорудных предприятиях обычно учитывают себестоимость добычи 1 m товарной руды, т. е. рудной массы, состоящей из смеси балансовой руды и примешанной к ней при добыче породы. Для сравниваемых систем разработки, при одном и том же содержании полезного компонента в балансовой руде c, содержание в добытой товарной руде равно a_1 и a_2.

Чтобы упростить и облегчить решение, можно для сравнения принимать не полную себестоимость добычи 1 m $C_д$, а только ее часть $C_т$ — себестоимость подготовки и очистной выемки с доставкой руды до погрузочного люка, имея в виду, что затраты на 1 m по другим производственным процессам, как правило, не зависят от системы разработки.

Эту часть полной себестоимости называют «себестоимостью по системе» или «себестоимостью франко-люк».

Если содержание полезного компонента в балансовой руде равно c и в добытой рудной массе (товарной руде) a, то на 1 m добытой руды с балансовым содержанием приходится $(c : a)$ тонн добытой товарной руды. Поэтому себестоимость добычи $C_б$ по системе 1 m руды с балансовым содержанием равна себестоимости добычи 1 m товарной руды по системе $C_т$, умноженной на отношение содержаний в балансовой и товарной руде $(c : a)$

$$C_б = C_т \frac{c}{a}, \quad руб/m, \tag{1}$$

т. е. для сравниваемых систем:

$$C_{1б} = C_{1т} \frac{c}{a_1} \quad \text{и} \quad C_{2б} = C_{2т} \frac{c}{a_2}.$$

Определение экономического ущерба от разубоживания руды

Для определения экономического ущерба, вызываемого более высоким разубоживанием руды при одной системе разработки по сравнению с другой, необходимо знать для сравниваемых систем

разницу в количестве породы, примешиваемой на 1 m руды с балансовым содержанием.

При содержании полезного компонента в товарной руде для сравниваемых систем a_1 и a_2 количество примешиваемой породы на 1 m балансовой руды равно:

для первой системы

$$X_1 = \frac{c - a_1}{a_1},\ m,$$

для второй системы

$$X_2 = \frac{c - a_2}{a_2},\ m. \qquad (2)$$

Разница в количестве примешанной пустой породы на 1 m балансовой руды для сравниваемых систем (при $a_1 < a_2$) составит

$$X_д = X_1 - X_2 = \frac{c - a_1}{a_2} - \frac{c - a_2}{a_2} = \frac{c}{a_1} - \frac{c}{a_2},\ m. \qquad (3)$$

Экономический ущерб $У_р$ от более высокого разубоживания при системе первой складывается из дополнительных затрат на добычу и переработку пустых пород в количестве $X_д$ на 1 m руды с балансовым содержанием

$$У_р = X_д (C_д - C_т + C_{пер}),\ руб., \qquad (4)$$

где $C_д$ — полная себестоимость добычи 1 m товарной руды на шахте (франко-поверхность) для первой системы (с более высоким разубоживанием);

$C_т$ — себестоимость добычи 1 m товарной руды по системе, т. е. без учета расходов по другим производственным процессам, а также расходов общешахтных и общерудничных;

$C_{пер}$ — себестоимость переработки 1 m товарной руды, включая расходы на транспорт от шахты до места переработки.

Подставляя значение $X_д$ из формулы (3), получим

$$У_р = \left(\frac{c}{a_1} - \frac{c}{a_2}\right)(C_д - C_т + C_{пер}),\ руб. \qquad (5)$$

Величину $C_д$ можно принимать по практическим данным или определять из выражения $C_д = (1{,}4 \div 2{,}6)\, C_т$. Меньшие значения коэффициента (1,4) 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, аналогичных по условиям, а для приближенных расчетов из выражения $C_{пер} = (0{,}4 \div 1{,}2)\, C_д$. Меньшие значения коэффициента соответствуют наиболее простой и дешевой технологии переработки руды, например гравитационному или мокрому магнитному обогащению.

Величину $У_р$, подсчитанную по формуле (5), нужно прибавлять к себестоимости 1 $т$ руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокое разубоживание; в рассматриваемом нами примере нужно прибавлять к $С_{1б}$, поскольку в расчете принято условие $a_1 < a_2$.

Определение экономического ущерба от потерь руды и полезных компонентов

Общий экономический ущерб от повышенных потерь руды для одной из сравниваемых систем разработки можно выразить формулой

$$Д_п = БК_п d_п, \text{ руб.},$$

где $Б$ — запас балансовой руды месторождения или его части, для которой выбирается система разработки;

$K_п$ — коэффициент увеличения потерь, равный $K_1 - K_2$; K_1 и K_2 — коэффициенты извлечения руды при добыче для сравниваемых систем, причем $K_1 > K_2$;

$У_п$ — экономический ущерб от повышенных потерь, отнесенный на 1 $т$ извлеченных запасов балансовой руды, составит

$$У_п = \frac{Д_п}{БK_2} = \frac{БK_п d_п}{БK_2} = d_п \frac{K_1 - K_2}{K_2}$$

или окончательно

$$У_п = d_п \left(\frac{K_1}{K_2} - 1 \right), \text{ руб.} \tag{6}$$

Экономический ущерб от потери 1 $т$ балансовой руды $d_п$ складывается из нескольких частей

$$d_п = d_{раз} + d_{ам} + d_{пр}, \text{ руб.}, \tag{7}$$

где $d_{раз}$ — величина затрат, вложенных в разведку 1 $т$ балансовых запасов;

$d_{ам}$ — амортизация капитальных затрат, вложенных в рудник на 1 $т$ балансовых запасов руды;

$d_{пр}$ — прибыль, получаемая предприятием в результате реализации продукции, извлеченной из 1 $т$ балансовой руды.

В выражении для $d_п$ не включены затраты, понесенные на подготовку и очистную выемку потерянной руды, поскольку они учтены в себестоимости 1 $т$ балансовой руды [формула (1)], с которой будет суммироваться экономический ущерб от потерь.

Стоимость разведки 1 $т$ данного металла $d_{р.м}$ составляет в среднем от 2 до 10% от государственной оптовой цены 1 $т$ металла $d_м$

$$d_{раз} = 0{,}01 c d_{р.м} = 0{,}01 c \, (0{,}02 \div 0{,}10) \, d_м,$$

или

$$d_{раз} = (0{,}0002 \div 0{,}0010) \, c d_м, \tag{8}$$

где c — процентное содержание металла в балансовой руде.

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 и рассеянных элементов.

По практическим данным, учитываемая часть амортизационных отчислений на 1 m балансовых запасов $d_{ам}$ составляет около 5% полной себестоимости добычи, т. е. $d_{ам} = 0{,}05C_д$.

Более сложным является определение экономического ущерба, связанного с недополучением прибыли на потерянную руду $d_{пр}$. Не останавливаясь на выводе, приведем в готовом виде формулу для определения этой величины

$$d_{пр} = 0{,}01id_м(c - c_м)(C_{1б} - C_{2б}), \text{ руб.}, \tag{9}$$

где i — коэффициент извлечения металла из руды в процессе переработки (обогащения и металлургического передела);

$d_м$ — оптовая цена за весовую единицу (1 m) металла;

$c_м$ — минимальное промышленное содержание металла в руде данного месторождения;

$C_{1б}$ — себестоимость добычи франко-люк 1 m руды с балансовым содержанием по первой системе;

$C_{2б}$ — то же, по второй системе.

Величину $У_п$ экономического ущерба от повышенных потерь, отнесенную на 1 m извлеченных запасов руды с балансовым содержанием [формула (6)] нужно прибавлять к себестоимости 1 m руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокие потери. В рассматриваемом нами примере ее нужно прибавлять к $C_{2б}$, поскольку в этом примере принято условие, что $K_1 > K_2$.

Таким образом, системы должны сравниваться между собой по сумме себестоимости 1 m руды и разницы в величине экономического ущерба от разубоживания $У_р$ и от потерь $У_п$.

Если в нашем случае $C_{1б} + У_р$ окажется меньше, чем $C_{2б} + У_п$, то экономически выгоднее система первая, и наоборот, если $C_{1б} + У_р > C_{2б} + У_п$, то экономически выгоднее система вторая.

Анализ выполненных расчетов для различных горногеологических условий показывает, что экономический ущерб от роста амортизации в несколько раз меньше ущерба, связанного с непроизводительными затратами на разведку; при разнице коэффициентов извлечения руды для сравниваемых систем не более 0,04—0,05 ими можно в расчетах пренебречь, особенно для месторождений с ценной рудой и при крупном масштабе рудника.

Расчеты для руд разной ценности показывают, что можно также не учитывать экономический ущерб в форме недополучения прибыли от потерь рядовой руды на месторождениях с невысоким содержанием металла.

Для месторождений с рудами невысокой ценности важнейшими показателями экономической эффективности системы являются себестоимость добычи руды и ущерб от ее разубоживания при добыче.

Экономический ущерб от потерь в этом случае невелик; иногда им вообще можно пренебречь. Для ценных руд большой размер экономического ущерба от потерь в процессе добычи и переработки может приобрести решающее значение. Поэтому в таких рудах следует отдавать предпочтение системам с высоким коэффициентом извлечения руды из недр, хотя бы стоимость добычи руды при этом была больше.

§ 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

Основными параметрами системы разработки являются:

размеры выемочных блоков и камер (их высота, ширина, длина);

высота подэтажей, слоев, уступов; ширина заходок, панелей, зон;

размеры междукамерных и междуэтажных целиков;

размеры поперечного сечения выработок (рудоспусков, ходков, камер грохочения) и расстояния между ними;

интенсивность (скорость подвигания) очистной выемки в блоке.

Ряд параметров системы разработки тесно связан с общими параметрами рудника — годовой производственной мощностью, размерами шахтного поля, годовым понижением выемки, высотой этажа, сроком его подготовки и отработки и др.

Поэтому наряду с параметрами систем разработки приведем сведения об определении годовой производственной мощности рудника и высоты этажа, которые ранее не рассматривались. Некоторые из общих параметров рудника, например размер шахтного поля, выбор места заложения главного шахтного ствола, размеры поперечного сечения штреков и восстающих были рассмотрены в разделах вскрытия и подготовки.

Для определения параметров конструктивных элементов систем разработки не существует общего расчетного метода. В каждом конкретном случае, даже при одной и той же системе разработки, эти параметры могут существенно отличаться в зависимости от влияния большого числа факторов. Обобщить это влияние и дать общий принцип расчета этих параметров не представляется возможным. Эти параметры определяют на основании данных практики, которые мы приводили в процессе рассмотрения отдельных систем.

§ 5. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГОДОВОЙ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА

В главе II отмечалось, что в условиях социалистической системы хозяйства производственная мощность горного предприятия устанавливается специальными заданиями на основе государственного плана развития данной отрасли горной промышленности и плановой потребности в продукции, вырабатываемой предприятием, в состав которого входит рудник.

Однако во многих случаях, например: при установлении производственной мощности отдельных рудников или шахт, входящих в состав

горного предприятия с заданной планом производственной мощностью; при определении очередности включения в эксплуатацию шахт или реконструкции предприятия с целью увеличения его производственной мощности приходится определять расчетом годовую производственную мощность рудника (шахты).

Для составления годового и перспективного производственного плана работающего рудника также приходится определять возможный размер добычи руды в связи с применением новой техники, интенсификацией производства, изменением горногеологических условий или реконструкцией отдельных элементов рудника.

Расчет годовой добычи по фронту и скорости очистной выемки

Как отмечалось ранее, годовая добыча рудника A определяется через площадь, находящуюся под очистной выемкой S_0, и через среднюю скорость подвигания очистной выемки v_0 по вертикали (*м/год*) по формуле

$$A = \frac{S_0 v_0 \gamma K_и}{1-p}, \quad т, \tag{10}$$

где γ — объемный вес добываемой руды, $т/м^3$;

$K_и$ и p — соответственно коэффициенты извлечения и разубоживания руды.

Ежегодно находящаяся под очистной выемкой рудная площадь S_0, как правило, составляет только часть общей рудной площади S, входящей в поле данного рудника.

Отношение $i = S_0 : S$ называют коэффициентом использования рудной площади.

В зависимости от характера месторождения, способа его вскрытия и подготовки, применяемой системы разработки, числа одновременно разрабатываемых этажей, скорости проходки выработок коэффициент использования рудной площади колеблется от 0,3 до 1,0 и редко опускается ниже 0,3.

Величина коэффициента i может быть больше единицы только в том случае, если очистную выемку ведут на нескольких этажах одновременно.

Практика показывает, что с увеличением рудной площади шахтного поля величина i для большинства систем уменьшается.

Скорость подвигания очистной выемки v_0 в блоке, из практики применения различных систем разработки на рудниках СССР, приведена в табл. 15. Для систем разработки, имеющих разную скорость очистной выемки в различных стадиях (выемка камер, отработка целиков), приведена средняя скорость по блоку в целом.

Приведенным способом расчета возможной годовой добычи можно пользоваться на работающих рудниках для планирования добычи на ближайший год.

Расчет дает достаточно точные и обоснованные результаты, так как исходные величины в расчетной формуле на действующем

Таблица 15

Скорость очистной выемки на рудниках СССР

Системы разработки	Средняя мощность рудного тела, *м*	Скорость подвигания очистной выемки по вертикали, *м/месяц*		
		от	до	средняя
Системы с распорной крепью:				
потолкоуступная в крутопадающих жилах	1—3	6	10	8
слоевое магазинирование	1—2	8	18	12
Система разработки с подэтажной выемкой:				
с выемкой камерами по простиранию (без начальной стадии и выемки целиков)	10—20	6	12	10
с выемкой камерами вкрест простирания	20—40	10	15	12
Системы разработки магазинированием в тонких жилах	0,5—2	6	30	15—20
Система с закладкой (горизонтальными слоями):				
тонкие рудные тела	1—2	4	6	5
мощные рудные тела	10—20	3	7	5
Системы разработки со станковой крепью и закладкой:				
короткие блоки	$\geqslant 15$	8	12	10
вертикальные прирезки	$\geqslant 15$	5	8	6
длинные блоки	$\geqslant 15$	3	6	4
Подэтажное обрушение:				
вариант «закрытый веер»	15—20	1,5	3,5	2,5
обрушение глубокими скважинами	15—20	3	10	6
Слоевое обрушение:				
рудные тела умеренной мощности (до 8—10 *м*)	<10	2	4	3
мощные рудные тела	10—50	1,5	3	2

руднике можно установить с большой достоверностью: площадь S_0, которая будет находиться под очистной выемкой в планируемом году, можно определить по фактическому состоянию подготовительных, нарезных и очистных работ с учетом возможных изменений ее; среднюю скорость v_0 подвигания очистной выемки, а также γ, $K_и$ и p можно определять с достаточной точностью на основе опыта данного рудника.

В формулу (10) вместо значений S_0 и v_0 можно подставить значения S и v, означающие соответственно общую рудную площадь ($м^2$) и среднее годовое понижение выемки по всей рудной площади, *м*.

Практические данные рудников показывают, что величина годового понижения v зависит от многих факторов.

1. Годовое понижение выемки v растет по мере увеличения угла падения рудных тел и уменьшения их мощности.

2. С увеличением длины и площади шахтного поля годовое понижение выемки, как правило, уменьшается.

3. Годовое понижение выемки возрастает при достаточном опережении подготовки над очистной выемкой и вскрытия над подготовкой.

4. Влияние системы разработки не всегда сказывается заметно, так как большее влияние оказывают все другие факторы. Так, для двух основных систем разработки в Криворожском бассейне — подэтажного обрушения и подэтажных штреков, разницы в величине годового понижения нет. По рудникам, разрабатывающим тонкие жилы, также не наблюдается особенно высоких значений v для каких-либо определенных систем. На рудниках, применяющих системы с закладкой, большие значения v (30—40 *м* в год) объясняются, как правило, многоэтажной разработкой. При одноэтажной разработке эти системы, напротив, характеризуются малыми значениями v.

5. Годовое понижение выемки зависит от степени разведанности месторождения, постоянства элементов его залегания, от гидрогеологических и других условий. Величина годового понижения выемки на большинстве отечественных рудников составляет от 15 до 40 *м* и очень редко более.

Полученную расчетом годовую добычу необходимо проверить на соблюдение условия равенства времени отработки этажа, находящегося в эксплуатации, и времени вскрытия и подготовки нового этажа, так как для нормальной работы на рудниках необходимо сохранение резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды.

Принципы определения экономически целесообразной производственной мощности и срока существования рудника

Себестоимость 1 m руды C можно рассматривать как сумму эксплуатационных (текущих) расходов по добыче 1 m руды e и амортизации (погашения) a капитальных затрат на 1 m извлеченных запасов

$$C = e + a, \text{ руб.} \tag{11}$$

Эксплуатационные расходы e являются главной составной частью себестоимости и обычно составляют в ней от 75 до 90%; на амортизацию капитальных затрат приходится 10—15%, очень редко до 25% затрат.

Эксплуатационные расходы между отдельными производственными процессами на горнорудных предприятиях распределяются следующим образом.

Статьи эксплуатационных расходов	Удельный вес в общей сумме эксплуатационных расходов, %
1. Подготовительные работы	5—15
2. Очистная выемка	30—55
3. Откатка	5—10
4. Подъем	3—10
5. Водоотлив	0—10
6. Вентиляция	1—2
7. Ремонт и поддержание выработок	1—10
8. Подземное освещение	До 1
9. Обслуживание поверхности у шахты	3—5
10. Общерудничные и общешахтные расходы	15—30

С увеличением проектной производственной мощности рудника некоторые из этих расходов (статьи 1 и 2) на 1 *т* руды остаются неизменными или изменяются мало. Расходы на 1 *т* по большинству остальных статей с увеличением объема добычи рудника уменьшаются, но не прямопропорционально, а со значительным отставанием. И, наконец, расходы на 1 *т* руды по статьям 5 и 10 снижаются почти пропорционально росту объема добычи рудника (шахты).

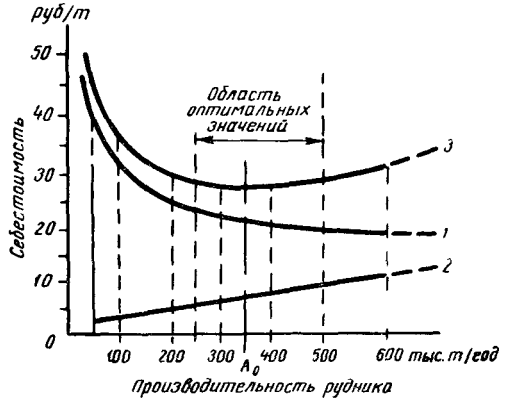


Рис. 186. График зависимости эксплуатационных расходов, амортизационных отчислений и полной себестоимости добычи руды от производительности рудника

В целом эксплуатационные расходы на 1 *т* руды с увеличением производительности шахты снижаются примерно согласно кривой *1* (рис. 186).

В области небольших производительностей эта кривая опускается круто и затем постепенно выполаживается. Это означает, что увеличение производительности рудника резко сказывается на снижении эксплуатационных расходов на 1 *т* при небольшой мощности рудника и заметно слабее проявляется по мере его роста.

В капитальных затратах горнокапитальные работы составляют 40—60%, электромеханическое оборудование 20—40%, технические и хозяйственные сооружения (здания, копры, бункера и др.) 18—35%.

С увеличением производительности размер капиталовложений на строительство рудника возрастает, поэтому погашение капитальных затрат на 1 *т*, т. е. амортизация, увеличивается примерно в такой же степени.

Величина погашения капитальных затрат на 1 m запасов с увеличением проектной производственной мощности рудника растет примерно по закону прямой (см. рис. 186). Поэтому увеличивать производительность рудника экономически целесообразно до тех пор, пока снижение эксплуатационных расходов на 1 m не станет перекрываться ростом погашения капитальных затрат и полная себестоимость 1 m начнет расти.

Таким образом, экономически целесообразная производительность рудника отвечает наиболее благоприятному сочетанию (минимальной сумме) эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат на 1 m добычи.

На рис. 186 такому сочетанию эксплуатационных расходов *1* и погашения капитальных затрат *2* отвечает годовая производственная мощность рудника A_0 — 350 тыс. m. При этом кривая *3*, которая выражает полную себестоимость добычи 1 m руды, т. е. сумму эксплуатационных расходов e и амортизации капитальных затрат a, имеет точку перегиба — минимум. Влево и вправо от этой точки, т. е. при проектной производственной мощности, меньшей и большей 350 тыс. m, себестоимость более высокая.

Однако считать экономически целесообразной какую-то строго определенную годовую производственную мощность, в данном случае 350 тыс. m, нельзя, так как в области точки перегиба ординаты кривой *3* изменяются очень медленно. Практически следует считаться не с какой-то строго фиксированной цифрой, а с довольно широкой областью экономически целесообразной производственной мощности рудника.

Таблица 16

Экономически целесообразные сроки существования рудника (лет) в зависимости от годовой производственной мощности

Годовая производственная мощность рудника, тыс. m	При малой глубине и легких условиях вскрытия и разработки	При большой глубине и трудных условиях вскрытия и разработки
50—100	3—10	4—15
100—200	4—12	5—18
200—500	5—15	6—20
500—1000	8—18	10—25
Свыше 1000	12—25	15—30 и более

Окончательно годовую производственную мощность внутри этой области следует принимать с учетом влияния таких факторов, как ценность руды, перспективы возможного прироста запасов месторождения, продолжительность периода освоения проектной добычи, условия и стоимость переработки руды, величину затрат на непромышленные объекты, экономические и географические условия района.

Для практических целей можно использовать приведенные в табл. 16 соотношения между годовой производительностью рудника и сроком его существования, при которых обеспечивается наиболее благоприятное сочетание эксплуатационных расходов и капитальных затрат.

Для того чтобы иметь возможность в будущем увеличить производственную мощность рудника сверх проектной вследствие совершенствования применяемого оборудования и систем разработки, а также вовлечения в эксплуатацию забалансовых руд, необходимо при проектировании рудника принимать резерв в проектной производственной мощности или предусматривать возможность реконструкции стволов, подъемных установок, надшахтных и транспортных сооружений.

§ 6. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЫСОТЫ ЭТАЖА

Рассматривая в главе II вопрос о высоте этажа и изучая затем системы разработки, мы убедились, что на выбор высоты этажа оказывает влияние много факторов горнотехнического, геологического и экономического характера.

Наиболее существенные из этих факторов: 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 основных экономических факторов относятся: стоимость проходки в этаже околоствольных выработок, квершлагов, выработок основного горизонта, вторичного дробления, горизонта подсечки, расходы по доставке материалов и оборудования в очистные забои, ремонту восстающих, подъему руды и др.

Рассмотрим сначала вопрос о влиянии высоты этажа на себестоимость 1 m руды.

Изменение различных затрат и расходов на 1 m руды, зависящих от принятой высоты этажа, можно выразить графически.

На рис. 187 прямая *1* выражает рост расходов q_1 на 1 m руды по доставке материалов в очистные забои, проходке и ремонту восстающих, подъему руды, водоотливу, а также по передвижению рабочих в очистные забои (из штрека) в зависимости от высоты этажа.

Кривая *2* выражает зависимость от высоты этажа затрат на 1 m руды по проходке обслуживающих этаж квершлагов, околоствольных выработок, выработок основного горизонта с горизонтом дробления и подсечки и др.

С увеличением высоты этажа h затраты q_2 снижаются по гиперболической кривой *2*.

Экономически целесообразной будет такая высота этажа, которая отвечает наименьшей сумме учитываемых расходов и затрат на 1 m руды q

$$q = q_1 + q_2, \text{ руб.}$$

Складывая ординаты прямой *1* и кривой *2* для различных значений h, получим кривую *3*, ординаты которой выражают изменение всей суммы учитываемых расходов и затрат на 1 m руды. С увеличением высоты этажа величина q сначала непрерывно снижается (кривая идет вниз), а затем, опустившись до минимума, начинает увеличиваться (кривая идет вверх).

Абсцисса точки перегиба кривой *3* выражает высоту этажа h_0, отвечающую минимальной сумме учитываемых расходов и затрат на 1 m руды.

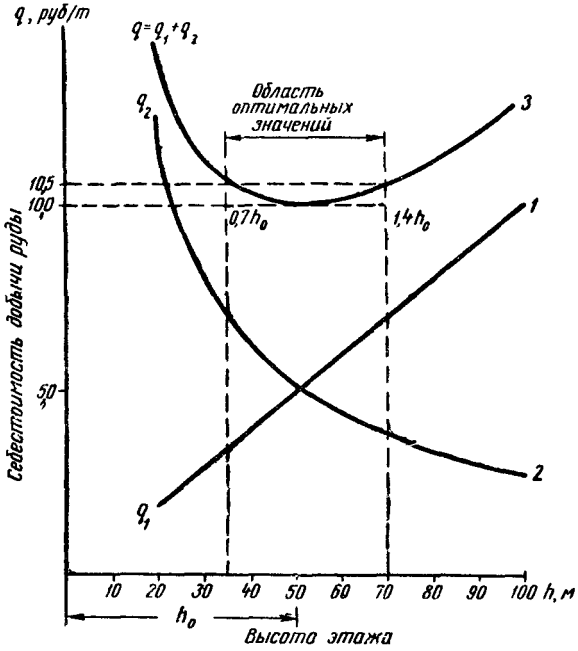


Рис. 187. Влияние высоты этажа на стоимость добычи руды

Специальные расчеты показывают, что уменьшение высоты этажа против h до $0{,}8h_0$ и увеличение до $1{,}3h_0$ практически не оказывают влияния на экономические результаты.

Это объясняется свойством такого вида кривых в области перегиба (минимума) давать очень небольшое приращение ординаты q при значительном изменении абсциссы h.

Ввиду изложенного определять высоту этажа экономическим расчетом по средней себестоимости 1 m руды в этаже, как правило, не имеет смысла.

Поэтому высоту этажа определяют, руководствуясь практическими цифрами (табл. 17).

При выборе высоты этажа в пределах указанных в табл. 17 значений (от — до) необходимо учитывать конкретные условия

Таблица 17

Рекомендуемая высота этажа (*м*) для основных систем разработки

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:		
крутое падение	30 ÷ 60	Применяется
пологое падение	20 ÷ 40	очень редко
Подэтажное обрушение	40 ÷ 80	То же
Этажное обрушение	40 ÷ 100	Не применяется
Комбинированные системы:		
с закладкой камер	30 ÷ 60	То же
с открытыми и с замагазинированными камерами	50 ÷ 100	»

рассматриваемого случая, имея в виду, что наибольшие значения высоты этажа следует принимать при небольших мощностях и длине месторождения (шахтного поля), очень крутом падении рудного тела, спокойных условиях залегания, устойчивых вмещающих породах и руде, высокой ценности руды, большой длине квершлагов до месторождения и большом объеме околоствольных выработок.

В противоположных условиях следует принимать меньшие значения высоты этажа.

В последние годы наблюдается стремление увеличивать высоту этажа против обычной от 50—60 до 75—90 *м* и в порядке исключения — до 100 *м* и больше. Заслуживает внимания прогрессивная и на некоторых рудниках уже осуществленная идея по внедрению лифтов для подъема людей, материалов и оборудования в каждом крупном блоке. Это мероприятие, помимо ряда других его достоинств, позволило бы заметно увеличить высоту этажа и удлинить срок его отработки.

§ 7. ВЫБОР ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЫЕМОЧНОГО БЛОКА

Длина блока. На выбор длины блока для различных систем разработки оказывают влияние разные факторы. Так, например, для систем с открытым очистным пространством решающее значение имеет устойчивость вмещающих пород 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 нескольких 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 прежде всего с учетом эффективных условий работы скреперных установок на уборке руды, а также 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 горногеологических условий нельзя дать единый метод определения длины блока или какие-либо общие рекомендации. Для определения длины блока можно пользоваться теми конкретными соображениями и цифрами, которые были приведены при описании каждой системы разработки.

Ширина камер и междукамерных целиков. При камерно-столбовых и комбинированных системах разработки выбор рациональной ширины камер и междукамерных целиков составляет самую важную задачу конструирования системы.

Ввиду того что выемка камер, как правило, более производительна и происходит со значительно меньшими потерями, чем выемка целиков, обычно стремятся принимать ширину камер как можно большей, а целиков — по возможности меньшей. Ширину камер ограничивает снижение устойчивости кровли камер, потолочины и обнаженной поверхности висячего и лежачего боков. Уменьшение ширины междукамерного целика снижает его устойчивость и надежность.

Расчетных методов для определения безопасной ширины камеры нет. Известные в литературе методы расчета размеров междукамерных целиков — по полному весу поддерживаемых ими пород — пригодны только для рудных тел наклонного и пологого падения и не могут быть использованы для крутопадающих.

Как известно из рассмотрения систем разработки, в практике ширину камер принимают, как правило, не меньше 8—10 и не больше 20 *м*. Очень редко она достигает 30 *м*. В этих пределах ширину выбирают с учетом устойчивости руды и вмещающих пород, скорости выемки камер и целиков. Выбранную ширину камер и целиков всегда корректируют по мере накопления опыта на данном руднике.

Толщина междуэтажных целиков. Маломощные рудные тела можно разрабатывать системами с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с креплением и закладкой как с оставлением, так и без оставления междуэтажных целиков. При разработке маломощных жил системами с магазинированием руды, с закладкой и с открытым очистным пространством вместо надштрековых целиков 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 жилы настолько невелико, что ему может противостоять рамная крепь обычных размеров, поставленная вразбежку, 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. Толщину целика принимают 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 горизонтальной распорной крепи, которую покрывают настилом.

В мощных рудных телах толщину надштрекового целика (днища) обычно определяют графическим построением с учетом: необходимой длины и емкости рудоспусков между основным горизонтом и рудоприемными воронками; принятого расстояния между рудоспусками; наличия горизонта грохочения или скреперования; применяемой системы разработки и способа выемки целиков. Общих правил и рекомендуемых цифровых 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 камеры, устойчивости руды, вмещающих пород и прочности их контакта.

Можно рекомендовать следующие примерные соотношения толщины потолочины h и ширины камеры b:

наиболее благоприятные условия (очень устойчивая руда и бока, очень прочные контакты) $h : b = 0{,}2 — 0{,}3$;

средние условия (руда и бока устойчивы, но с местными ослаблениями, контакты средней прочности) $h = b = 0{,}3 — 0{,}5$;

неблагоприятные условия $h : b = 0{,}5 — 0{,}7$.

Высота подэтажа, выемочного слоя и уступа. Размеры этих конструктивных элементов определяются принятым вариантом системы разработки, способом бурения и глубиной шпуров, способом крепления очистного пространства.

При выборе размеров этих элементов прежде всего имеют в виду: обеспечение безопасности работ; снижение потерь и разубоживания; достижение наиболее высокой производительности труда и необходимой интенсивности очистной выемки.

Без проведения специальных опытных работ или без производственного опыта в конкретных условиях окончательно выбрать размеры конструктивных элементов систем нельзя.

Принятые в практике высоты подэтажа, слоя и уступа для различных горногеологических условий и разных вариантов систем были приведены в описании последних.

Глава XIV

РАСЧЕТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ И СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ОБЩИЙ ПОРЯДОК РАСЧЕТА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

К расчету системы разработки приступают после того, как определены ее основные параметры, взаимное расположение и размеры подготовительных и нарезных выработок и способ очистной выемки.

Для расчета необходим чертеж системы с указанием основных размеров, на основании которого можно определить объемы работ по проходке подготовительных и нарезных выработок и очистной выемке.

Объемы работ с вычисленными промышленными и извлекаемыми запасами руды следует свести в таблицу по приведенной ниже форме 1.

Для позиций *3* и *4* (очистная выемка, отработка целиков) графа 2 не заполняется. Если выработки полевые, то числовые данные вносят только в графы 2 и 3.

Коэффициент разубоживания при очистной выемке и отработке целиков устанавливается исходя из предельно допустимого содержания металла в руде.

Коэффициент извлечения для всех рудных подготовительных и нарезных выработок принимается равным единице, а для очистной выемки с учетом способа отбойки, мощности залежи, свойств руды и вмещающих пород — в пределах, характерных для очистной выемки при данной системе разработки.

Коэффициент извлечения при выемке целиков колеблется в очень широких пределах, в зависимости от их размеров и принятого способа отработки. Если выемка целиков ведется массовым обрушением, коэффициент извлечения следует принимать в пределах 0,5—0,7.

При этом нужно учитывать принятый коэффициент разубоживания: чем он больше (т. е. чем больше допускается снижение содержания металла в рудной массе по сравнению с исходной рудой), тем с меньшими потерями можно отработать блок (рудное тело).

Выбор коэффициентов потерь и разубоживания значительно упрощается, если расчет системы ведется для участка месторожде-

Форма 1

Распределение промышленных и извлекаемых запасов по элементам системы разработки (для одного блока)

Элементы системы разработки	Длина, м	Объем, м³	Промышленный запас		Коэффициент извлечения	Извлекаемый запас		Коэффициент разубоживания	Рудная масса, т
			т	% от общего объема блока		т	% от общего объема блока		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
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									

ния, находящегося в эксплуатации. В этом случае принимаются показатели, достигнутые на руднике.

Извлеченный тоннаж (по рудной массе) определяется путем деления извлекаемого запаса на $(1-p)$.

На основании формы 1 определяются удельный объем подготовительных работ и суммарные коэффициенты потерь и разубоживания.

Расчет подготовительных и нарезных работ. Для каждой подготовительной и нарезной выработки выбирается способ проходки и делается 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;

уборка взорванной массы (способы погрузки и транспортирования горной массы, применяемое оборудование, ориентировочная производительность уборки);

крепление выработки (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 форму 2. В эту форму включаются также нарезные выработки, необходимые для отработки целиков (буровые и минные камеры, выработки для обрушения вмещающих пород).

Итоговый результат определяется для позиций I—2, I—3, II (на весь объем), III—5, IV (на весь объем).

Расход материалов определяют по нормам или непосредственным подсчетом, исходя из параметров проходки. Например, расход огнепроводного шнура можно определить так:

$$\alpha = \frac{l_{ш} N}{V}, \ (м/м^3),$$

где $l_{ш}$ — длина зажигательной трубки, *м*;

N — число шпуров;

V — объем оторванной за взрыв горной массы, $м^3$.

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 $м^3$/*смену* ее нужно умножить на площадь поперечного сечения выработки.

Производительность труда рабочего можно определить, исходя из принятых (в соответствии с нормами или средними показателями) скоростей проходки выработок.

Если приводится детальный расчет системы разработки, то производительность труда рабочих определяется при расчете каждой подготовительной и нарезной выработки, на основании чего выводят среднюю производительность труда одного рабочего (позиция III—3).

В курсовом и дипломном проектах рекомендуется сделать полный расчет основной откаточной выработки (штрека или орта) и блокового восстающего, вывести производительность труда одного рабочего и скорость проходки. Основные показатели по проходке других выработок принимаются ориентировочно.

На основании формы 2 определяется средняя производительность труда проходчика, $м^3$/*смену* (делением итога позиции I—3 на итог позиции III—5).

Расчет очистной выемки. Расчету предшествует описание технологического процесса очистной выемки в таком порядке.

Форма 2

Основные параметры и показатели проходки подготовительных и нарезных выработок

Параметр или показатель	Величина показателя для					Итого
	откаточного штрека	бремсберга восстающего	штрека сбе-ре-пования	бурового штрека	и т. д.	
I. Параметры выработок и проходки						
1. Площадь поперечного сечения, $м^2$ . .						
2. Общая длина, *м*						
3. Общий объем, $м^3$						
4. Средняя глубина шпуров, *м*						
5. Уходка за цикл, *м*						
6. Число шпуров на забой						
II. Расход материалов и энергии						
на $м^3$ (числитель)						
и на весь объем (знаменатель) . .						
1. ВВ, *кг*						
2. Огнепроводный шнур, *м*						
3. Капсюли-детонаторы						
4. Крепежный лес, $м^3$						
5. Металл, *кг*						
6. Твердый сплав, *кг*						
7. Электроэнергия, *квт·ч*						
8. Сжатый воздух, $м^3$ и т. д.						
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 ПА-23						
2. Погрузочная машина ПМЛ-9						

1. Начальная стадия очистной выемки (подсечка, отрезка и т. п.); 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, заряжание и взрывание, проветривание, поддержание выработанного пространства, организация работ.

3. Отработка целиков: способ выемки, параметры отбойки, организация буровзрывных работ, проветривания, выпуска руды.

В необходимых случаях требуется обоснование основных положений технологического процесса (диаметр шпуров или скважин, способ бурения и взрывания и т. п.).

Расчет начальной и нормальной стадии очистной выемки ведется на один цикл (слой, секцию и т. д.) в следующей последовательности.

Бурение: параметры сетки скважин, производительность бурового оборудования (по нормам или практическим данным), время обуривания слоя, секции и т. п.; расход материалов и энергии (по нормам или практическим данным).

Заряжание и взрывание: производительность труда рабочих, расход материалов (ВВ, средств взрывания), продолжительность заряжания.

Доставка руды: производительность доставки (скреперами, конвейерами, погрузочно-доставочными машинами и т. п.) 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 и т. п.

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 m. Результаты расчета заносятся в форму 3, 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 операции подсечки и отрезки. Итоговый результат подсчитывается для позиций 1, 2, 3, 4, 6, 7.

Некоторые позиции данной формы (8, 9, 10) заполняются после построения графиков и циклограмм.

Построение графиков на отработку блока. Этот раздел расчета включает: 1) построение графика цикличности нормальной стадии очистной выемки; 2) построение циклограммы или сетевого графика подготовительно-нарезных работ и начальной стадии (до момента начала нормальной стадии очистной выемки); 3) построение циклограммы отработки целиков и обрушения вмещающих пород; 4) построение сводного графика (линейного или сетевого) отработки блока.

Определение себестоимости 1 m руды с учетом подготовительных и нарезных работ (франко-люк откаточного штрека). Ниже приводятся упрощенные формы смет для подсчета себестоимости 1 m руды, которые можно использовать при курсовом и дипломном проектировании, а также в других случаях, когда требуется выявление экономической целесообразности запроектированной системы разработки.

Форма 3

Основные показатели очистной выемки по блоку

Показатели	Начальная стадия			Нормальная стадия			Отработка целиков			Итого в целом по очистной выемке
	Подсечка	Отрезка	Итого	Подрезка	Отбойка	Итого	Обрушение целиков	Обрушение вмещаемых 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, $кг$										
буровые штанги, $м$										
крепежный лес, $м^3$										
электроэнергия, $квт \cdot ч$										
и т. д.										
5. Выход рудной массы с 1 $м$ шпура (скважины), $т$										
6. Средняя производительность труда одного рабочего по забою $т/смену$:										
бурильщика										
скреперист										
7. Трудоемкость работ, *чел-смен*:										
бурильщиков										
скреперистов										
крепильщиков										
взрывников										
8. Производительность блока, $т/месяц$										
9 Продолжительность цикла (смены или часы) по процессам:										
бурения										
заряжания и взрывания										
проветривания										
выпуска (доставки)										
поддержания										
10. Общая продолжительность каждой стадии, смен										
11. Расход машинного времени (в станко-сменах):										
перфоратор ПТ-29										
буровой станок НКР-100										
и т. д.										

Определение затрат на подготовительно-нарезные работы

Форма 4

Фонд заработной платы

	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 тарифной заработной платы)				
Всего по основной заработной плате				

Указанная форма расчета фонда заработной платы (форма 4) применяется 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 уходку за цикл (с последующим определением стоимости 1 *м* выработки).

Если затраты труда определены на проходку всех выработок (см. форму 2), то фонд заработной платы определится по форме 5. Здесь средняя тарифная ставка определяется в соответствии со средним разрядом членов проходческой бригады.

Форма 5

Форма определения фонда заработной платы

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.

Форма 6

Затраты на материалы и энергию

Наименование	Количество на блок	Цена единицы, руб.	Сумма затрат, руб.
Материалы			
Аммонит № 6, *кг*	Принимается по данным формы 2	Принимается по прейскурантам	
Детонирующий шнур, *м*			
Крепежный лес, *м³*			
и т. д.			
Итого			
Неучтенные материалы (5% от учтенных)			
Всего			
Транспортные расходы и наценки для снабженческих и сбытовых организаций (10—15%)			
Всего по материалам			
Энергия			
Электроэнергия	Принимается по данным формы 2		
Сжатый воздух и т. п.			
Итого по энергии . . .			

Форма 7

Амортизационные отчисления

Оборудование	Число единиц	Стоимость единицы с учетом монтажа и транспортирования, руб.	Общая стоимость, руб.	Процент амортизации (годовой)	Сумма амортизации за год (единицы оборудования), руб.	Сумма амортизации за период проходки выработок блока
1	2	3	4	5	6	7
Перфоратор ПА-23						
Погрузочная машина ПМЛ-9						
и т. д.						
Итого . . .						

Примечания к форме 7:

1. Стоимость единицы оборудования принимается по прейскурантам (№ 19-02, 20-01 и др.). 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 отпускной 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 задолженность оборудования при проходке выработок.

4. Итоговый результат подсчитывается по графам 4, 7.

Форма 8

Сводная смета затрат на подготовительно-нарезные работы

Статья затрат	Сумма руб.
Основная заработная плата	По форме 5
Материалы	По форме 6
Энергия	По форме 6
Амортизационные отчисления	Итог графы 7, формы 7
Итого прямых затрат	
Вспомогательные работы (откатка, подъем, вентиляция, водоотлив и пр.)	25—35% от прямых затрат
Накладные расходы (дополнительная зарплата, начисления на зарплату, охрана труда и прочие административно-хозяйственные расходы)	27% от прямых затрат
Всего	
Средняя стоимость подготовительно-нарезных выработок: 1 $м^3$ / 1 $м$	Определяется делением общей суммы затрат на общий объем или длину выработок (форма 1)

Определение расходов на очистную выемку

Приведенные выше формы смет 4, 6, 7 и 8 используются для определения себестоимости 1 $т$ руды при очистной выемке. Расходные показатели в сметах принимаются из итоговой графы формы 3 (на блок). В случае необходимости можно вывести себестоимость руды

Форма 9

Сводная смета затрат на очистную выемку (по блоку)

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			

для отдельных стадий очистной выемки, принимая в сметах соответствующие показатели из формы 3. Сводная смета расходов на очистную выемку приведена в форме 9.

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).

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 форме 1
Коэффициент извлечения	По форме 1
Коэффициент разубоживания	По форме 1
Рудная масса, *т*	По форме 1
Удельный объем подготовительных работ, %	Деление объема подготовительных и нарезных выработок (форма 1) 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 (форма 2)
Производительность труда одного забойного рабочего, *т*/*смену*	Форма 3
Производительность труда одного рабочего по системе (с учетом подготовительно-нарезных работ), *т*/*смену*	Деление рудной массы (форма 1) на сумму позиций III—5 (форма 2) и 7 (форма 3)
Месячная производительность блока при нормальной стадии, *т*	По форме 3
Общая продолжительность отработки блока, месяцев	График отработки блока
Себестоимость 1 $м^3$ подготовительно-нарезных выработок, руб.	По форме 8
Себестоимость 1 *т* рудной массы при очистной выемки, руб.	По форме 9
Себестоимость 1 *т* рудной массы (франко-люк откаточной выработки) с учетом подготовительно-нарезных работ, руб.	Сумма затрат на подготовительно-нарезные работы (форма 8) и расходов на очистную выемку (форма 9) делится на рудную массу (форма 1).

* Для пояснения приводится источник или способ определения показателя.

§ 2. ЭЛЕМЕНТЫ РАСЧЕТА ЭТАЖНО-КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Исходные данные. Разработка участка месторождения запроектирована этажно-камерной системой с отбойкой вертикальных слоев руды встречными веерами веерных комплектов глубоких скважин. Мощность вертикального пласта 20 *м*, руда магнетитовая (Fe — 42%)

с коэффициентом крепости по шкале профессора М. М. Протодьяконова $f = 8 \div 10$. Вмещающие породы — устойчивые сиениты и габбро ($f = 10 \div 12$). Объемный вес руды 3,5 $т/м^3$, вмещающих пород 2,8 $т/м^3$.

Подсечка траншейная, выпуск руды производится на горизонт скреперования, расположенный в кровле откаточных ортов.

Схема расположения подготовительно-нарезных выработок показана на рис. 188. Выработки *1*, *2*, *3*, *6* пройдены до начала подготовки блока. На рис. 189 изображена система после завершения начальной стадии очистной выемки.

Распределение промышленных и извлекаемых запасов по элементам системы разработки приведены в табл. 18 (по форме 1).

В первой графе указан номер выработки (по рис. 188 и 189).

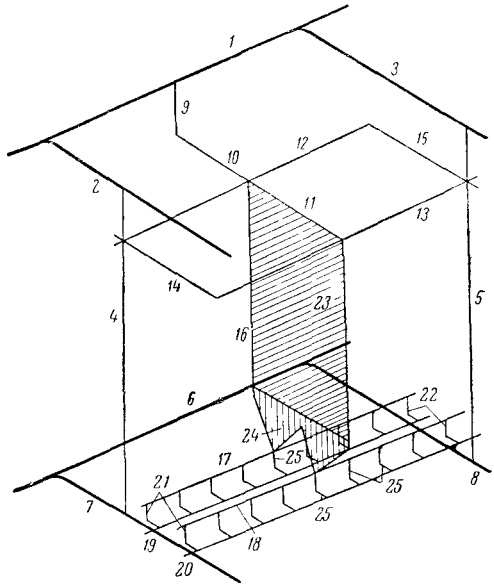


Рис. 188. Схема подготовки блока при этажно-камерной системе разработки

Один блоковый восстающий и откаточный орт в таблицу не включены, так как они будут служить для отработки соседнего блока.

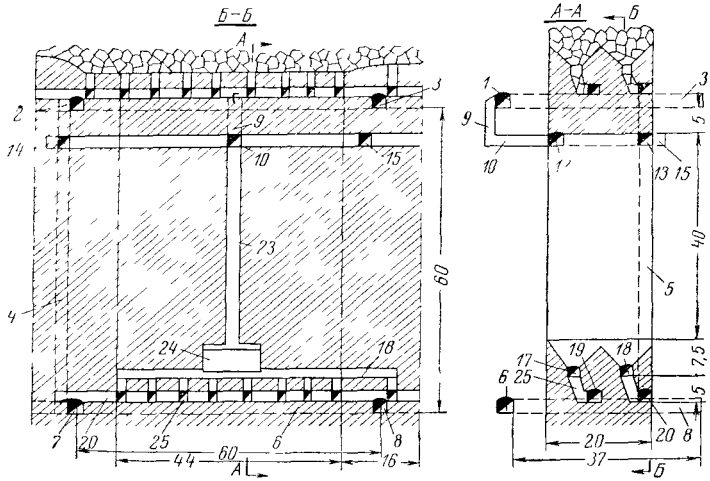


Рис. 189. Этажно-камерная система разработки

Таблица 18

Промышленные и извлекаемые запасы по элементам систем разработки

Элементы системы разработки	Длина, *м*, количество	Объем, *м*³	Промышленный запас		Коэффициент извлечения	Извлекаемый запас		Коэффициент разубоживания	Рудная масса, *т*
			т	%		*т*	%		
Подготовительные работы									
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 траншейные *17, 18*	55×2	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	3 882	10 899	4,3	1	10 899	5,3	0,05	11 450
Очистная выемка									
Отрезная щель *23*		1 600	5 400						
Подсечка первоначальная *24*		900	3 350						
Подсечка параллельно с очистной выемкой		1 740	6 090		0,95	5 800		0,1	6 430
Нормальная стадия		33 000	115 500	46	0,95	110 000	53	0,1	122 000
Итого		37 240	130 340	52	0,95	124 000	60	0,1	138 000
Отработка целиков		31 646	110 761	43	0,65	72 000	34	0,2	90 000
Всего		72 768	252 000	100	0,82	207 000	100	0,136	239 500

Разубоживание при проходке выработок принято 5% (0,05) в связи с тем, что ряд нарезных выработок *12*, *13*, *20* проходят по контакту с пустыми породами.

Суммарные коэффициенты потерь и разубоживания определены после вычисления извлекаемого запаса и рудной массы.

Удельный вес подготовительных работ составляет

$$\frac{3882}{72\,000}\,100 = 5{,}4\%.$$

Содержание металла в рудной массе

$$\frac{20\,700 \cdot 42}{239\,500} = 36{,}5\%.$$

Не касаясь расчета подготовительных и нарезных выработок (так как эти вопросы рассматриваются в курсе проведения и крепления горных выработок), покажем на примере нормальной стадии расчет технологического процесса *очистной выемки*. Расчет начальной стадии и отработки целиков ведется аналогично.

Расчет нормальной стадии очистной выемки

Нормальная стадия очистной выемки (см. рис. 189) состоит в бурении из штреков *12* и *13* встречных веерных комплектов глубоких скважин с последующим их заряжанием 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, доставку руды ведут скреперной лебедкой ЛС-45 со скрепером емкостью 0,35 $м^3$. В каждом штреке скреперования установлено по две лебедки.

На основании практических данных при скважинах диаметром 100—110 *мм* и коэффициенте крепости пород $f = 8$—10 принимаем толщину отбиваемого слоя 3,5 *м* при расстоянии между концами скважин 4 *м*. Объем слоя без учета потерь и разубоживания руды равен $20 \cdot 40 \cdot 3{,}5 = 2800$ $м^3$.

Суммарная глубина скважин на слой

$$\frac{2AB}{a} = \frac{2 \cdot 40 \cdot 20}{4} = 400 \text{ м}.$$

Суммарный заряд на слой при вместимости 1 *м* скважины 7 *кг* и коэффициенте заполнения скважин 0,75 составит $7 \cdot 400 \cdot 0{,}75 = 2100$ *кг*.

1. Продолжительность обуривания одного слоя одним буровым станком (при сменной производительности по породам данной крепости 6,9 *м*) $\frac{400}{6{,}9} = 58$ смен.

2. Сменная производительность лебедки ЛС-45 со скрепером емкостью 0,35 $м^3$ при среднем расстоянии скреперования 15 *м* равна 38,3 $м^3$ (в массиве).

При загрузке одного состава одновременно двумя скреперными лебедками определяем производительность двух лебедок (с учетом поправочного коэффициента 0,9) $38{,}3 \cdot 0{,}9 \cdot 2 = 69$ *м³/смену*.

Тогда продолжительность уборки руды с одного слоя (с учетом 210 *м³* подсечки на каждый отбитый слой, которая ведется параллельно с отбойкой скважин) $\frac{2800+210}{69} = 45$ смен.

3. В расчете очистной выемки при этажно-камерных системах разработки очень важна увязка буровых работ с уборкой руды.

Предельное время обуривания слоя должно равняться времени уборки отбитой руды.

В нашем случае уборка займет $\frac{45}{3} = 15$ суток, а бурение двумя станками (из двух буровых штреков) $\frac{58}{2 \cdot 3} = 9{,}7$ суток. Продолжительность операций можно уравнять, приняв двусменную работу станков в сутки, тогда время обуривания слоя составит $\frac{58}{2 \cdot 2} = 14{,}5$ суток.

4. Принимаем на заряжание и взрывание двух слоев (с учетом доставки ВВ) две смены. При норме 850 *кг/смену* расход рабочей силы только на заряжание составит $\frac{2 \cdot 2100}{850} = 5$ *чел/смен.*

5. Принимаем две смены на проветривание и две смены на приведение выработок в безопасное состояние и текущий ремонт оборудования. Буровые станки можно ремонтировать также 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 *м* равно $\frac{44-2{,}1}{3{,}5} = 12$; число циклов (взрывов) $\frac{12}{2} = 6$.

На период взрыва буровые станки, во избежание поломок их взрывной волной, целесообразно переносить из буровых штреков в орты *14* и *15* (см. рис. 188 и 189).

В расчете при определенных условиях может оказаться, что уравнять время бурения и скреперования нельзя, не вызывая низкого коэффициента использования бурового оборудования. В таком случае необходимо добиться увеличения производительности выпуска (применением более производительных машин, изменением технологии выпуска и т. п.).

Уравнивание времени бурения и выпуска необходимо в тех случаях, когда невозможно бурить с опережением вследствие сильного нарушения взрывом скважин последующего слоя. Если руды монолитные, не имеют тектонических нарушений и возможно опережающее бурение нескольких слоев, расчеты при построении циклограммы упрощаются. Бурение ведется до полного обуривания блока, после чего станки переносятся в соседний блок. При этом

на буровом горизонте поблизости от отрабатываемой камеры необходимо иметь один буровой станок для чистки или восстановления нарушенных скважин.

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, взрываемых за один прием, так же как и интервалы между взрыванием, обычно непостоянны.

6. Подсечка ведется параллельно с очистной выемкой. Объем подсечки 1740 $м^3$ (сюда не входят 900 $м^3$, извлеченных из подсечки до начала очистной выемки).

Для подсечки принимаем штанговые шпуры диаметром 72 *мм*; перфоратор ПТ-29. Толщина отбиваемого при подсечке слоя 2 *м*; расстояние между концами штанговых шпуров 2 *м*. Выход горной массы с одного шпурометра при таких параметрах составит 2 $м^3$; удельный расход аммонита № 6 — 1,5 $кг/м^3$.

Приняв производительность труда бурильщика 8 *м/смену*, определим производительность подсечки (одним бурильщиком)

$$\frac{1740}{2 \cdot 8} = 108 \text{ смен (36 суток)}.$$

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 зависания 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* равны

$$\frac{1{,}5 \cdot 1740}{400} = 6 \text{ чел-смен}.$$

9. Затраты труда 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
Рудная масса, *т*	128 430
Расход материалов и энергии на весь объем:	
аммонит № 6, *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)	95
буровые штанги, *м*	144
буровые коронки (для перфоратора)	18
пневмоударник	4
канат скреперной лебедки, *м*	1200
электроэнергия, *квт · ч*	75 000
сжатый воздух, *м³*	1 700 000
вода, *м³*	3240
Выход рудной массы с 1 *м* скважины, *т*	25
Среднесменная производительность труда, *т*:	
забойного рабочего за период нормальной стадии очистной выемки	43,5
бурильщика (на станке)	76
скрепериста	109
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/месяц*	39 000
Продолжительность цикла, *смен*	50
Общая продолжительность стадии, *смен*	345
Задолженность оборудования (в станко-сменах):	
буровой станок НКР-100	1200
перфоратор ПТ-29	108
скреперная установка с лебедкой ЛС-45	1180
погрузочный скреперный полок	1180

Построение графиков на отработку блока

На основе проведенных расчетов построены циклограммы на отработку слоя и камеры (рис. 190). Рабочая неделя принята непрерывная.

Общая продолжительность нормальной стадии очистной выемки камеры 345 смен. Месячная производительность блока $\frac{128\,430 \cdot 90}{295} =$ $= 39\,000$ *т*.

Построим методом сетевого планирования график подготовительных и нарезных работ, включая начальную стадию очистной выемки — образование отрезной щели и первоначальную подсечку. Расчет усложним установлением срока подготовки — 3 месяца (начало работ 1/VIII, окончание 31/X).

Данные граф 4, 5, 6 в табл. 19 принимаются из расчета подготовительно-нарезных выработок.

Первоначально принятый порядок проходки показан на сетевом графике (рис. 191, *а*). Здесь цифры в кружках означают условно окончание соответствующей операции (проходки той или иной выработки). Цифры над сплошными линиями указывают продолжительность операции в сутках, под линией — число занятых рабочих. Штриховые линии, соединяющие отдельные позиции графика, уна-

зывают 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 $м^3$) до момента проходки отрезного восстающего и остальной подсечки к началу образования отрезной щели.

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 (подноской ВМ)	2	
Проветривание	2	
Приведение выработок в безопасное состояние	2	
Текущий ремонт оборудования, переноска станков до взрыва и после взрыва	4	

б

Наименование операций	Месяцы, декады 1 (1 2 3) 2 (1 2 3) 3 (1 2 3) 4 (1 2 3)
Бурение (в 2 смены)	
Скреперование (в 3 смены)	
Заряжание, взрывание, проветривание и прочие операции	
Продолжительность (смены)	

Рис. 190. Циклограмма на отработку слоя *а* и блока *б*

Проходка бурового штрека (см. рис. 189) предусматривается раньше проходки отрезного восстающего; последний проходит из бурового штрека путем секционного взрывания глубоких скважин.

Ниже приводится расшифровка отдельных позиций графика:

0—1 — проходка откаточных ортов *7*, *8* (см. рис. 188 и 189) двумя забоями одновременно;

1—2 — проходка восстающих *4*, *5* двумя забоями одновременно;

1—3 — проходка штреков скреперования *19*, *20* четырьмя забоями одновременно;

2—4 — проходка ортов *14*, *15* двумя забоями одновременно;

Таблица 19

Исходные данные для расчета графика

Выработки (в скобках количество)	Длина, *м*. Объем одной выработки, *м*³	Номера выработок	Скорость проходки в месяц одним забоем, *м*	Продолжительность проходки одним забоем, сутки	Среднесуточное число выходов рабочих на один забой, *чел-смен*
1	2	3	4	5	6
Штрек откаточный (1)	—	6	Пройден		
Штрек вентиляционный (1)	—	1	То же		
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

2—5 — проходка буровых штреков *12*, *13* двумя забоями одновременно;

5—6 — проходка отрезного восстающего *16*;

6—7 — проходка отрезного орта *11*;

7—8 — проходка вентиляционных сбоек *10* и *9*;

8—9 — образование отрезной щели *23*;

9—10 — проходка четырнадцати дучек и четырех ходков двумя забоями одновременно;

10—11 — проходка траншейных штреков *17*, *18* из дучек двумя забоями одновременно;

11—12 — подсечка для отрезного восстающего (225 *м*³);

12—13 — подсечка оставшаяся (675 *м*³).

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 суток, т. е. не укладывается в установленный заданием срок 92 дня.

Кроме того, график занятости рабочей силы свидетельствует о недостаточно равномерном распределении объема работ по времени.

Дальнейшее совершенствование графика должно заключаться в сокращении продолжительности операции на критическом пути и изменении продолжительности или очередности (если это возможно) операции по линиям *1—3—10—11—12—13—8* и *2—4—5* с целью более равномерного распределения работ во времени.

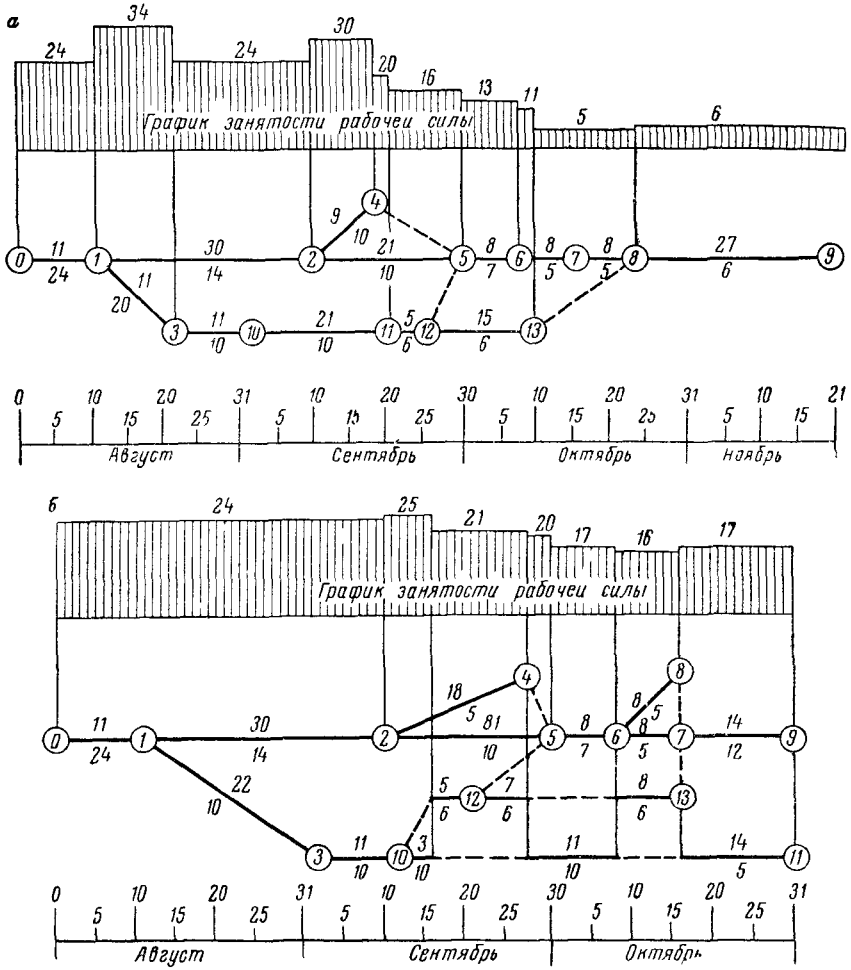


Рис. 191. Календарно-сетевые графики и графики занятости рабочей силы при подготовке блока

Для сокращения критического пути совместим проведение отрезного орта *11* (операция *6—7*) с проходкой вентиляционных сбоек *10*, *9* (см. рис. 191). Кроме того, обуривание отрезной щели будем вести двумя станками с соответствующим увеличением числа рабочих. Оба эти мероприятия позволяют сократить продолжительность подготовки на 21 день, т. е. уложиться в намеченный срок.

Для более равномерного распределения объема работ во 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 проходку штреков скреперования *19*, *20* (операция *1—3*), сокращая в два раза число одновременно работающих забоев и рабочих;

3) принимая во внимание, что первоначальная подсечка и проходка 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 графике (рис. 191, *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 человек и равномернее распределить объем работ на период подготовки блока.

Таким образом, в новом графике измененные позиции означают:

1—3 — проходка штреков скреперования *19*, *20* (см. рис. 188 и 189) двумя забоями одновременно;

2—4 — проходка ортов *14*, *15* одним забоем;

6—8 — проходка вентиляционных сбоек *9* и *10* одним забоем;

7—9 — образование отрезной щели *23*;

10—12—13 — подсечка блока *24*;

10—11 — проходка 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.

Составление смет (по формулам 4—9) не вызывает затруднений, поэтому конкретно примера этой операции не рассматриваем.

§ 3. РАСЧЕТЫ ПАРАМЕТРОВ СЕТКИ СКВАЖИН

Выбор схемы расположения скважин

Выбор того или иного расположения скважин определяется в первую очередь техническими возможностями. Например, веерное расположение скважин иногда невозможно из-за сильного разрушения междукамерных целиков, направленными в них скважинами,

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 проходку буровых выработок в том и другом случае

$$P = pL + qV, \tag{2}$$

где P — полные затраты на буровые работы (с учетом проведения буровых выработок), руб.;
p — стоимость 1 *м* скважины, руб.;
L — суммарная длина скважин (на блок, слой), *м*;
q — стоимость 1 $м^3$ буровой выработки, руб.;
V — объем буровых выработок (на блок, слой), $м^3$.

Суммарная длина скважин на слой при веерном расположении равна

$$L_в = \frac{2AB}{a}; \tag{3}$$

при параллельном расположении

$$L_п = \frac{AB}{b} + A, \tag{4}$$

где A, B — 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

$$L_п = \frac{AB}{b}. \tag{5}$$

Если толщина слоя будет равна расстоянию между скважинами, то суммарная глубина скважин на весь блок размерами $A \times B \times C$ $м^3$ составит:

$$L_в = \frac{2ABC}{a^2} \text{ — для веерного расположения;} \tag{6}$$

$$L_п = \frac{ABC}{b^2} \text{ — для параллельного расположения;} \tag{7}$$

$$L_{пч} = \frac{3ABC}{c^2} \text{ — для пучкового расположения скважин} \tag{8}$$

(здесь 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 комплектами скважин при толщине слоя и расстоянии между концами скважин 5 *м* (рис. 192). Целесообразен ли переход на пучковое обуривание этого подэтажа из нижней буровой камеры, если стоимость 1 *м* скважин $p = 2$ руб., стоимость 1 $м^3$ буровых выработок $q = 12$ руб.

Решение.

1. Разница в суммарной длине скважин при пучковом и веерном расположении составит ($a = c$)

$$\Delta L = L_{пч} - L_{в} = \frac{3ABC}{a^2} - \frac{2ABC}{a^2} = \frac{ABC}{a^2} = \frac{15 \cdot 12 \cdot 20}{5} = 720 \text{ м}.$$

Таким образом, при пучковом расположении скважин стоимость обуривания на $2 \cdot 720 = 1440$ руб. выше, чем при параллельном.

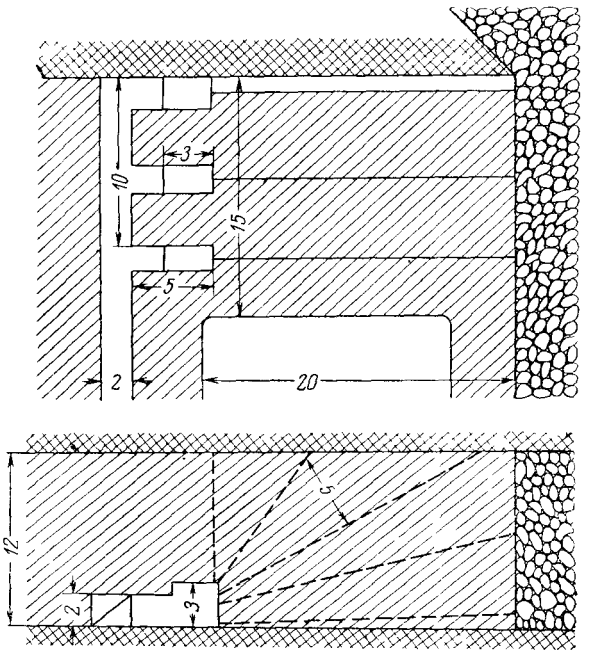


Рис. 192. Веерное расположение скважин при подэтажном обрушении

2. Экономия от сокращения объема буровых выработок при пучковом расположении будет равна

$$(26 \cdot 2 + 4 \cdot 10)\,12 = 1100 \text{ руб.},$$

где 26 — объем одной буровой камеры, $м^3$.

Следовательно, веерное расположение позволяет в данных условиях получить экономию 1440 — 1100 = 340 руб.

Пример 2. Определить экономическую целесообразность отбойки веерными комплектами глубоких скважин (рис. 193, *а*) по сравнению с отбойкой параллельными скважинами (рис. 193, *б*), если стоимость 1 *м* буровых выработок 50 руб., стоимость 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

$$L_{в} = \frac{2AB}{c} = \frac{2 \cdot 20 \cdot 30}{4} = 300 \text{ м};$$

при параллельном расположении

$$L_{\text{п}} = \frac{AB}{b} + A = \frac{20 \cdot 30}{3} + 30 = 230 \text{ м}.$$

2. Длина буровых выработок на слой:
при веерном расположении 4 *м*;
при параллельном 5 + 18 = 23 *м*.

3. Суммарная стоимость обуривания (с учетом проходки 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. Стоимость 1 $м^3$ буровых работ:
при веерном расположении

$$\frac{1100}{20 \cdot 30 \cdot 4} = 0{,}46 \text{ руб.};$$

при параллельном расположении

$$\frac{1840}{20 \cdot 30 \cdot 5} = 0{,}61 \text{ руб.}$$

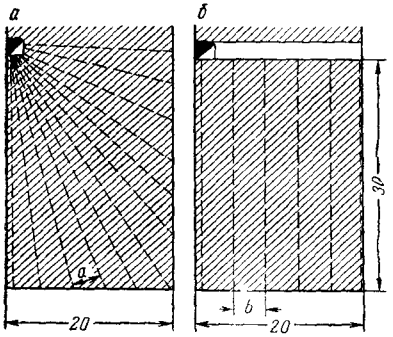


Рис. 193. К сравнению веерного и параллельного расположения скважин

Следовательно, даже без учета других преимуществ веерного расположения скважин (меньше объем мелкошпурового бурения при проходке буровых выработок, большая безопасность и др.) оно для данных условий целесообразнее параллельного.

Расчет сетки скважин при известном удельном расходе ВВ

Общий заряд на отбиваемый слой

$$Q = qABm, \tag{9}$$

где q — удельный расход ВВ, $кг/м^3$;
A, B, m — соответственно длина, ширина и толщина отбиваемого слоя, *м*.

Общая длина скважин в слое соответственно при параллельном, веерном и пучковом расположении, *м*:

$$L_{\text{п}} = \frac{AB}{b}; \quad L_{\text{в}} = \frac{2AB}{a}; \quad L_{\text{пч}} = \frac{3AB}{c^2}, \tag{10}$$

с другой стороны

$$L = \frac{Q}{Q_1} = \frac{qABm}{Q_1}, \tag{11}$$

где Q_1 — среднее количество ВВ, помещаемое на 1 *м* скважины,

$$Q_1 = \alpha \frac{\pi d^2}{4} 10\gamma\varphi, \tag{12}$$

α — средний коэффициент заполнения скважин по длине; 0,9—1,0 — при параллельном расположении; 0,6—0,7 — при веерном расположении; 0,4—0,45 — при пучковом расположении;

d — диаметр скважины, *дм*;

γ — плотность ВВ, *кг/дм*^{3};

φ — коэффициент заряжания; 0,8—0,9 — при ручном заряжании; 0,9—1,0 — при механическом заряжании.

Приняв $m = ka$ ($k = 1$—$1{,}2$ при параллельном расположении; $m = kb$ ($k = 0{,}8$—1 при веерном расположении) и приравняв (10) и (11), найдем из них a, b или c.

Пример 3. Рассчитать сетку скважин, если отбойка ведется вертикальными веерами глубоких скважин из бурового штрека (см. рис. 193, *а*). Диаметр скважин 110 *мм*, удельный расход ВВ 0,2 *кг/т*, объемный вес пород 3,6 *т/м*^{3}. Количество ВВ на 1 *м* — 7,5 *кг* (при полном заполнении).

Решение.

Приравниваем равенства (10) и (11) для веерного расположения скважин

$$\frac{qABm}{Q_1} = \frac{2AB}{a};$$

при $m = a$ получим

$$\frac{qa}{Q_1} = \frac{2}{a},$$

откуда

$$a^2 = \frac{2Q_1}{q}; \quad a = \sqrt{\frac{2Q_1}{q}} \quad \text{или} \quad a = 1{,}4\sqrt{\frac{Q_1}{q}}. \tag{13}$$

$$Q_1 = \alpha \times 7{,}5 = 0{,}7 \times 7{,}5 = 5{,}2 \ кг.$$

$$q = 0{,}2 \cdot 3{,}6 = 0{,}72 \ кг/м^3.$$

$$a = 1{,}4\sqrt{\frac{5{,}2}{0{,}72}} = 3{,}8 \ м.$$

Принимая $a = 3{,}8$ *м* (см. рис. 193, *а*), строим сетку скважин. При зарядке коэффициенты заполнения скважин по длине чередуются в веере в последовательности: 1, $^2/_3$, $^1/_2$, 1, $^2/_3$, $^1/_2$ и т. д.

Проверка. Общая длина скважин

$$L_в = \frac{2AB}{a} = \frac{2 \cdot 20 \cdot 30}{3{,}8} = 315 \ м.$$

Общий расход ВВ = $315 \cdot 7{,}5 \cdot 0{,}7 = 1640$ *кг*.

Удельный расход ВВ

$$q = \frac{Q}{ABm} = \frac{1640}{20 \cdot 30 \cdot 3{,}8} = 0{,}72 \ кГ/м^3,$$

что соответствует условию.

Часть третья

РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

●

Добыча полезных ископаемых непосредственно с поверхности земли путем проведения горных выработок, имеющих в поперечном разрезе незамкнутый контур, называется открытой разработкой месторождений. Она известна с древнейших времен. В нашей стране открытая разработка широкое развитие получила в послевоенный период благодаря созданию мощных средств механизации.

Открытым способом в СССР добывают около 60% руд цветных и редких металлов, около 70% железных руд, до 85% неметаллических руд и флюсового сырья, около 25% угля, почти 100% строительных материалов, разрабатывают большую часть россыпных месторождений.

Область применения открытой разработки непрерывно расширяется благодаря ряду ее преимуществ по сравнению с подземной: лучших санитарно-гигиенических условий труда и большей безопасности; возможности применения мощных высокопроизводительных машин для бурения, отбойки, выемки, погрузки и транспортирования горной массы и, как следствие, более высокой производительности труда и низкой себестоимости добычи полезного ископаемого; более простой организации работ. Существенное значение в ряде случаев имеет возможность селективной выемки и более полного извлечения полезного ископаемого из недр.

Расширению применения открытой разработки главным образом препятствуют большая глубина залегания рудных тел от поверхности или малая их мощность, вследствие чего при вскрышных работах приходится удалять в несколько (иногда в десятки) раз большее количество покрывающих пород, чем количество руды. Открытым способом разрабатывают преимущественно мощные и средней мощности месторождения.

На мощных месторождениях глубина карьеров достигает нескольких сот метров и имеет тенденцию к дальнейшему увеличению.

Месторождения небольшой мощности, как правило, разрабатывают подземным способом.

Разработка открытым способом месторождений в районах с продолжительной и суровой зимой, значительными снежными осадками и буранами усложняется.

Виды открытой разработки рудных месторождений различают по применяемому оборудованию для добычи руды и вскрыши пустой породы. Наиболее распространена экскаваторная разработка; менее — землеройно-транспортная; особое место занимает гидравлическая. Последняя обычно применяется для удаления пустых пород (вскрыши) и очень редко для добычи руды.

Глава XV

МЕХАНИЗАЦИЯ ВЫЕМОЧНЫХ, ПОГРУЗОЧНЫХ И ТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ

На открытых разработках основным средством производства горных работ является механизация. Основные принципы механизации и организации открытых горных работ: поточность производства, совмещение и вместе с тем независимость отдельных операций и технологического процесса. Поточность достигается при использовании машин непрерывного действия — роторных и цепных экскаваторов, конвейеров, транспортно-отвальных мостов, средств гидромеханизации, драг; при одноковшовых экскаваторах и транспорте цикличного действия — железнодорожном и автомобильном организация производства по своей экономичности может конкурировать с поточной технологией. Совмещение производственных процессов достигается при применении мощной механической лопаты или драглайнов, крупного колесного скрепера или бульдозера, т. е. такой машины, которая способна самостоятельно выполнять весь комплекс операций по выемке, транспортированию и укладке породы в отвал. При независимости операций каждая из них выполняется одной машиной, например выемка — экскаватором, транспортирование — автосамосвалами, укладка породы в отвал — отвальным экскаватором. Все эти отдельные операции взаимосвязаны и в целом представляют единую технологическую схему.

Лучшая организация производства на открытых горных работах — поточная, но она возможна пока только на мягких породах с применением многоковшовых экскаваторов, конвейеров, транспортно-отвальных мостов, средств гидромеханизации, драг.

В настоящее время на большинстве рудных предприятий производственный процесс имеет цикличный характер. В ряде случаев совмещение производственных процессов, имеющих цикличный характер, в одном механизме не уступает по своим показателям поточной организации производства.

Горногеологические и технические условия, в которых производятся открытые горные работы, чрезвычайно разнообразны, и это обусловило применение большого числа видов и типов горных машин различного назначения. Так как их устройство и работа освещаются в специальном курсе «Горные машины», то в настоящем учебнике даются только краткие производственно-технические характеристики наиболее распространенных горных машин и некоторые сведения об организации их работы.

§ 1. ЭКСКАВАТОРЫ НА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

На открытой разработке рудных месторождений наибольшее распространение получили одноковшовые экскаваторы типа прямая механическая лопата (рис. 194, *а*) и драглайн (канатно-ковшовый экскаватор (рис. 194, *в*). Экскаваторы типа обратная механическая лопата (рис. 194, *б*) применяются значительно реже, большей частью на вспомогательных работах. В мягких рудах и породах последнее время стали широко использовать многочерпаковые экскаваторы — цепные и главным образом роторные.

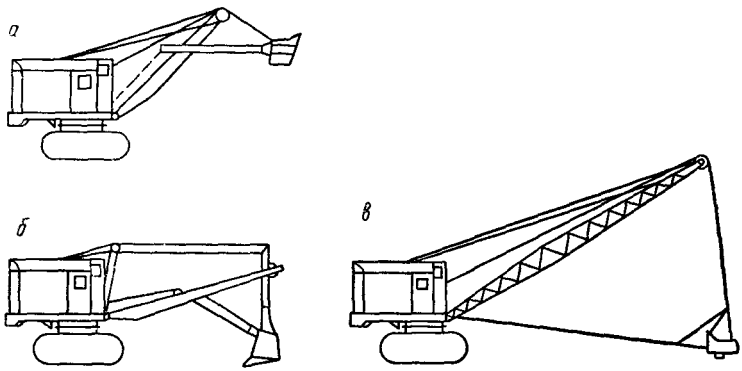


Рис. 194. Схемы одноковшовых экскаваторов

Механические лопаты и драглайны. По распространенности на открытых разработках рудных месторождений первое место принадлежит экскаваторам типа прямая механическая лопата. Их применяют на вскрышных и добычных, а также на отвальных работах. Прямой лопатой можно разрабатывать без предварительного рыхления породы до IV категории крепости, а при большей — с предварительным рыхлением буровзрывным способом. Прямая лопата разрабатывает породы выше уровня установки, обратная лопата, как правило, производит нижнее черпание. Уступ отрабатывают отдельными заходками с торцовым, реже — тупиковым и, как исключение, фронтальным расположением забоев. Размеры и очертания последних зависят от основных рабочих параметров механической лопаты: емкости ковша, длины и угла наклона стрелы, длины рукоятки. Эти параметры определяют также возможности применения данного типа экскаватора в тех или иных условиях.

Техническая характеристика механических лопат отечественного производства дана в табл. 20.

Благодаря большим рабочим размерам драглайны применяются при бестранспортных системах разработки. Вскрышные драглайны изготовляют с ковшом емкостью от 4 до 25 $м^3$ и радиусом разгрузки 40—100 *м* (табл. 21).

Таблица 20

Основные технические данные по механическим лопатам, изготовленным в СССР

Параметры	Карьерные		Вскрышные			
	ЭКГ-4,6	ЭКГ-8	ЭВГ-4	ЭВГ-6	ЭВГ-15	ЭВГ-35/65
Емкость ковша, $м^3$	4,6	6—8	4—5	6—8	15	35
Длина стрелы, *м*	10,5	12	20,5	30	36	65
Длина рукоятки, *м*	7 26	8,74	12,88	20	19	44
Угол наклона стрелы, *град*	45	45	55	45	45	45
Наибольший радиус черпания, *м*	14,3	17,38	22,7	32,02	40	65
Радиус черпания на горизонте установки экскаватора, *м*	8,66	11,88	13,6	21,5	20,5	37,0
Наибольшая высота черпания, *м*	10,0	12,74	20,4	26 85	30	40
Наибольший радиус разгрузки, *м*	12,6	15,5	20,9—21,5	33,3	37.8	62,0
Наибольшая высота разгрузки, *м*	6,6	8,2	16,0	22,2	26,0	45,0
Радиус вращения кузова, *м*	5,25	7,0	7 0	10	12	18,95
Рабочий вес экскаватора, *т*	185	340	360	660	1150	2650
Продолжительность цикла при работе в грунтах IV категории, *сек*	23	26	35	45	50	55

Одним из наиболее совершенных отечественных экскаваторов является шагающий драглайн ЭШ-15/90, выпускаемый Уралмашзаводом. Емкость ковша в зависимости от крепости пород и других производственных условий может быть увеличена до 20 $м^3$.

Таблица 21

Основные технические данные изготовляемых в СССР драглайнов

Показатели	ЭШ-5/45	ЭШ-10/60	ЭШ-15/90	ЭШ-25/100	ЭШ-50/125	ЭШ-80/100
Емкость ковша, $м^3$	5	10	15	25	50	80, 100
Длина стрелы, *м*	45	60	90	100	125	100, 125
Угол наклона стрелы, *град*	30	30	30	30	30	
Наибольший радиус разгрузки, *м*	38	57	83	94	121	98—119
Наибольшая высота разгрузки, *м*	15,4	24	32	40	58	40, 53
Радиус вращения хвостовой части кузова, *м*	8,85	13 2	18,5	25,14	29—30	29,5
Наибольшая глубина черпания, *м*	16	36	41	47	48	45, 57
Рабочий вес экскаватора, *т*	180	682	1250	2600	4600	8400
Продолжительность цикла, *сек*	55	60	68	70	70	60

По сравнению с механическими лопатами драглайны имеют некоторые преимущества: большой радиус разгрузки, большая глубина черпания, возможности выемки находящегося под водой грунта и зачистки кровли рудного тела, обычно имеющей неправильную

гипсометрию. Но применение драглайнов на разработке рудных месторождений ограничено имеющимися у этих экскаваторов недостатками: пониженная производительность при погрузке в бункера или транспортные средства, меньшая скорость черпания и в результате этого меньшая удельная производительность, невозможность применения в зимнее время и в суровых климатических условиях, повышенный расход энергии и большой износ тяговых канатов из-за трения о породу.

Многоковшовые экскаваторы в отличие от одноковшовых производят экскавацию породы непрерывно и производительность их при меньшем расходе энергии значительно выше. На рудных месторождениях их применяют редко — при незначительной крепости руд и вмешающих пород. В нашей стране многоковшовые экскаваторы в сочетании с транспортно-отвальными мостами эффективно используются, например, на разработке Керченского месторождения буровых железняков.

Применяемые на карьерах многоковшовые экскаваторы по виду рабочего оборудования подразделяют на цепные (рис. 195) и роторные (рис. 196).

Основные части цепного экскаватора: рабочая, силовая и ходовая.

Многоковшовые цепные экскаваторы ведут разработку забоя, непрерывно двигаясь вдоль уступа. В зависимости от емкости черпаков различают экскаваторы малой мощности (с черпаками емкостью 300 *л*), средней мощности (до 600 *л*), мощные (до 1000 *л*), и весьма мощные (более 1000 *л*). На карьерах применяются цепные экскаваторы средней мощности и мощные на железнодорожном ходу. Малые модели имеют обычно гусеничный ход и используются на вспомогательных горных работах и на добыче песков и глин. Несмотря на высокую производительность и другие достоинства, цепные многоковшовые экскаваторы на разработке рудных месторождений большого распространения не получают, так как применимы только в породах с определенными физико-механическими свойствами (не крепкие, легкоизмельчаемые, сухие и т. п.) и в благоприятных для работы климатических условиях.

Из класса многоковшовых экскаваторов более распространены роторные экскаваторы (рис. 196), отличающиеся своеобразной конструкцией рабочего органа и большой производительностью. Рабочий орган представляет собой роторное колесо диаметром от 18 до 25 *м*, на котором жестко закреплены ковши числом от 6 до 12 и емкостью от 40 до 4000 *л*. Соответственно емкости ковшей производительность экскаватора изменяется от 1,5 до 100 тыс. $м^3$ в сутки.

Эти экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах при разработке мягких или средней крепости пород, когда требуется большая производительность (300—8000 $м^3/ч$) или селективная выемка пластов ископаемого. Обычно они работают верхним черпанием, максимальная высота которого достигает 50 *м*. Предел нижнего черпания в данное время 20 *м*. При использовании конвейеров

с верхней прижимной лентой или других специальных конструкций обеспечивается подъем породы при наклоне до 40°.

Разработка забоя ведется преимущественно с торца уступа. При вращении роторного колеса и постепенном выдвижении его со стрелой на забой происходит черпание породы. По мере выработки ископаемого корпус экскаватора поворачивается вправо и влево на угол 90—150°. Порода из ковшей разгружается на конвейер, размещенный на роторной стреле или внутри ее, а затем поступает на разгрузочный конвейер.

Недостатки 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: меньшим конструктивным весом 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 кромке черпаков ротора, меньшим удельным расходом электроэнергии (на 1 $м^3$ породы).

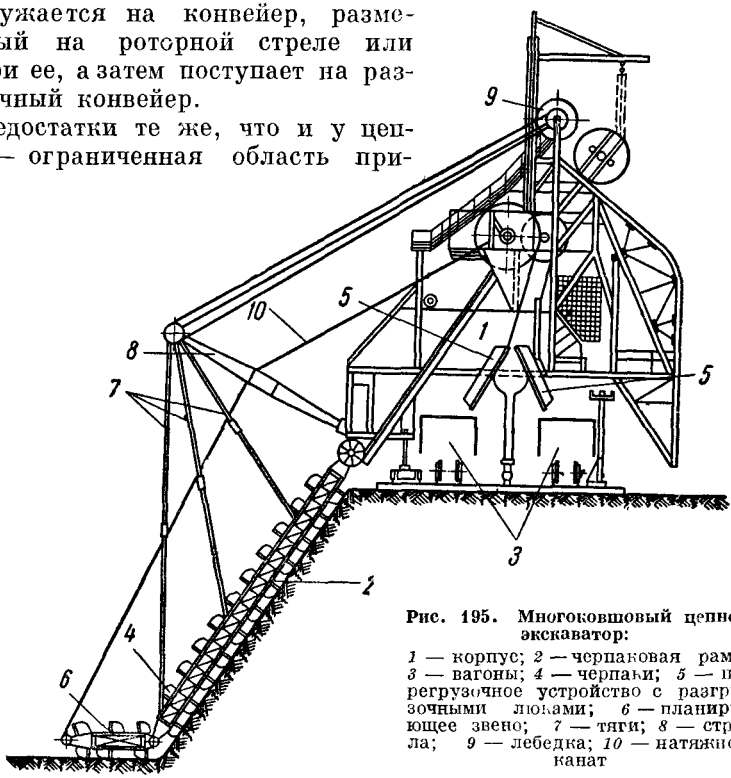


Рис. 195. Многоковшовый цепной экскаватор:
1 — корпус; *2* — черпаковая рама; *3* — вагоны; *4* — черпаки; *5* — перегрузочное устройство с разгрузочными люками; *6* — планирующее звено; *7* — тяги; *8* — стрела; *9* — лебедка; *10* — натяжной канат

Отечественная промышленность выпускает роторные экскаваторы нескольких марок. Техническая характеристика отечественных роторных экскаваторов дана в табл. 22.

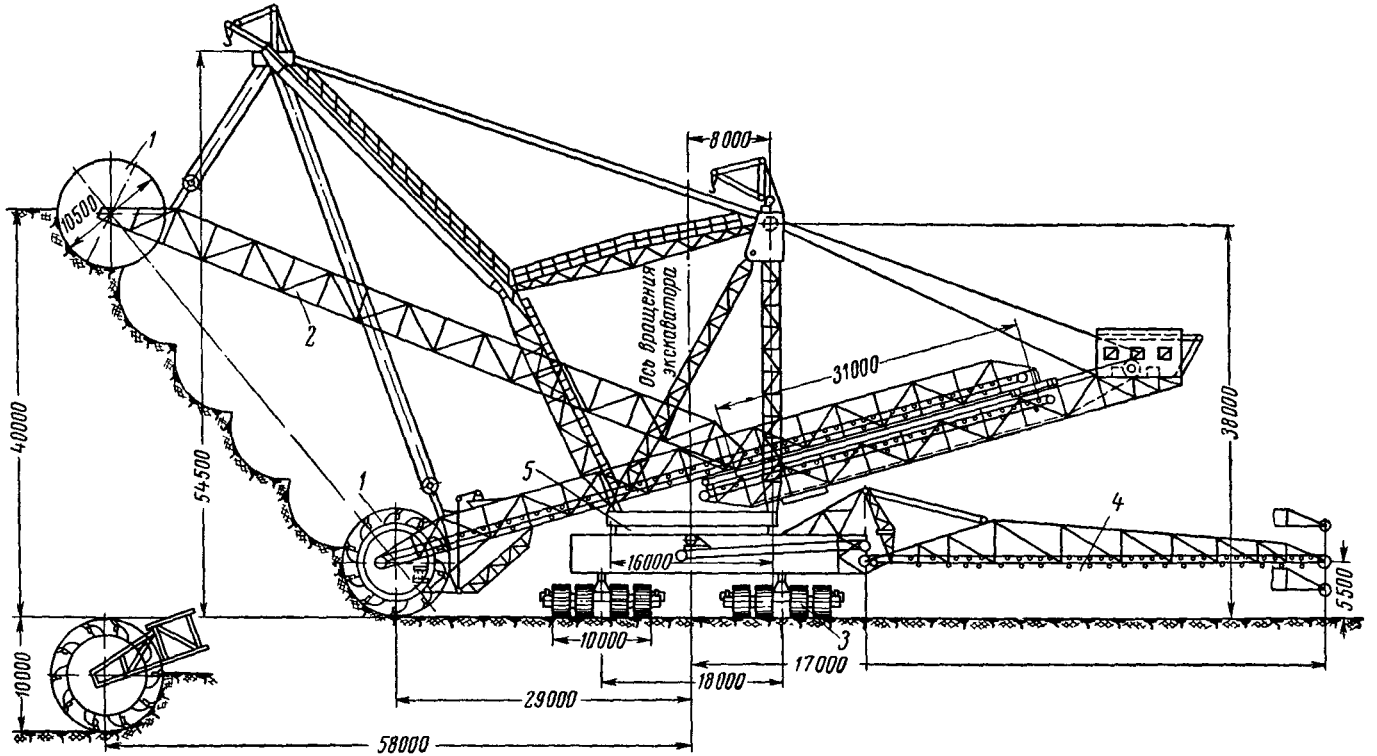


Рис. 196. Схема роторного экскаватора:

1 — роторное колесо; *2* — роторная стрела; *3* — ходовая часть; *4* — разгрузочный конвейер; *5* — поворотное устройство

Таблица 22

Основные технические данные роторных экскаваторов, изготовляемых в СССР

Показатели	ЭР-1	ЭЭР-500	ЭРГ-400	ЭРГ-1600
Диаметр колеса, *м*	3,25	4,54	6,45	11,5
Число ковшей	8	8	9	10
Емкость ковша, *л*	100	200	400	1500
Радиус копания максимальный, *м*	8,7	17,5	24,2	66,0
Высота копания максимальная, *м*	7,0	12,5	17,0	40,0
Глубина копания максимальная, *м*	0,5	0,5	2,0	10,0
Средняя производительность, $м^3/ч$	300	600	1000	3000
Рабочий вес, *т*	35	184	560	3200

Запатентованный в Советском Союзе панельно-фрезерный экскаватор является новой разновидностью многоковшовых экскаваторов. Первый его промышленный образец, изготовленный трестом «Марганец», предназначался для выемки пород вскрыши. По своим технико-экономическим показателям экскаватор этого типа эффективнее роторных.

§ 2. СХЕМЫ РАБОТЫ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРОВ

Схема работы экскаватора, т. е. последовательность выемочно-погрузочных работ в забое, зависит от условий его применения. Прежде всего необходимо правильно, соответственно рабочему оборудованию экскаватора, определить основные конструктивные элементы забоя.

Экскаваторные забои при выемке бывают двух типов: траншейный (тупиковый) — ограниченный с трех сторон массивом (рис. 197, *а*) и фронтальный (рис. 197, *б*), ограниченный только с двух сторон.

Разгрузка породы в тупиковом (траншейном) забое производится в средства транспорта, расположенные на одном уровне с экскаватором или на борту траншеи. Экскаватор должен при этом поворачиваться на 150—180°, из-за чего время цикла увеличивается. Производительность экскаватора в таком забое при погрузке в средства транспорта, расположенные на дне траншеи, на 25—40% ниже, чем в фронтальном. Работа драглайна в траншейном забое показана на рис. 197, *в* (*1—61* — последовательность выемки элементов забоя).

На мягких породах и погрузке в транспортные сосуды, расположенные на одном уровне с экскаватором, забой имеет форму, показанную на рис. 198, *а*. Ширина его устанавливается равной одному или полуторам радиусам черпания экскаватора, а высота — не более максимальной высоте черпания, чтобы не образовались опасные для людей и механизмов навесы породы, но не менее $^2/_3$ высоты напорного вала, чтобы обеспечить наполнение ковша за одно черпание.

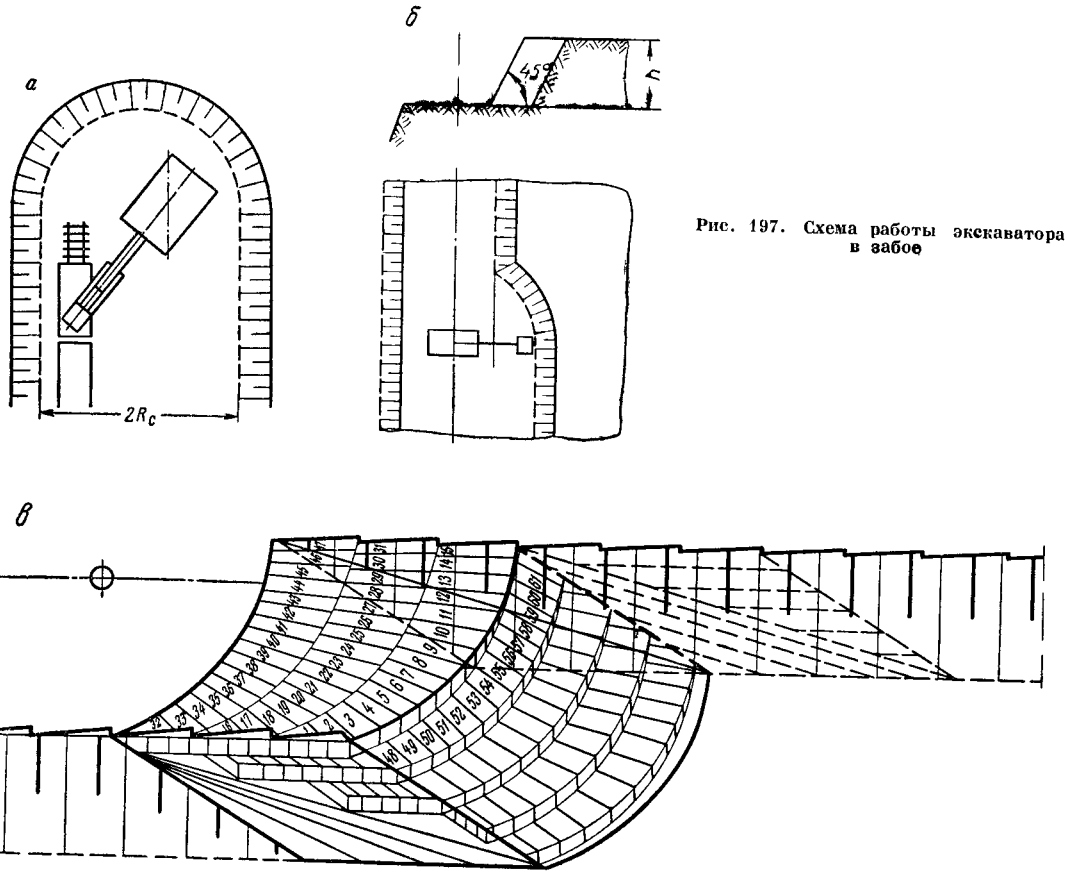


Рис. 197. Схема работы экскаватора в забое

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. 198, *б*) сначала экскаватор грузит породу из первой, более широкой заходки, а из

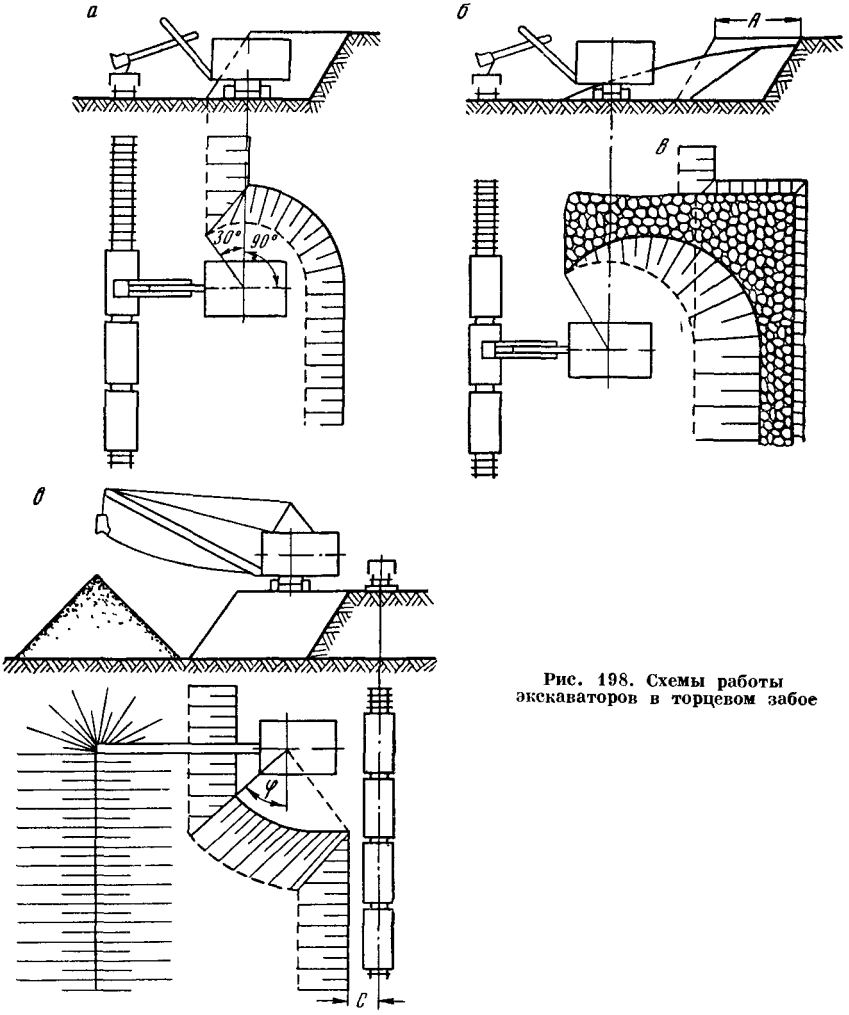


Рис. 198. Схемы работы экскаваторов в торцевом забое

второй — обратным ходом после передвижки железнодорожных путей ближе к забою.

Рабочие размеры драглайна определяют ширину и высоту его забоя (рис. 198, *в*). Угол рабочего разворота экскаватора от 30 до 45°. Разгрузка породы производится в отвал — на нижнюю или верхнюю площадку уступа — или в транспортные сосуды, располо-

женные 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 $м^3/ч$ или $т/ч$.

Длину уступа, приходящуюся на один экскаватор, называют фронтом работы экскаватора. Правильное определение длины фронта для производительной работы экскаватора имеет большое значение. При слишком коротком фронте — трудно рационально разместить добычное и транспортное оборудование и создать необходимый запас подготовленной горной массы. У экскаватора с ковшом емкостью 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 целесообразно вести работы на нескольких горизонтах одновременно.

Емкость транспортных средств и их расположение у забоя также влияют на производительность экскаватора. Когда емкость транспортной единицы не менее чем в четыре-пять раз больше емкости ковша, экскаватор работает производительнее. Наиболее производительна работа экскаватора в отвал, без погрузки в транспортные сосуды при б е с т р а н с п о р т н о й схеме. Эта схема возможна только при определенных горногеологических условиях и при таких размерах стрелы экскаватора, которые позволяют работать с большим радиусом разгрузки. Подробно об этой схеме говорится в разделе, в котором рассматриваются системы открытой разработки.

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, подготовленности принятой схемы экскавации.

За исходную целесообразно принимать часовую производительность экскаватора, определяемую по формуле

$$Q = \frac{3600}{t} V \frac{R_1}{R_2} \eta, \; м^3/ч,$$

где t — продолжительность цикла, $сек$;
V — емкость ковша, $м^3$;
R_1 — коэффициент наполнения ковша;
R_2 — коэффициент разрыхления экскавируемого материала;
η — коэффициент использования рабочего времени экскаватора.

Сменная, месячная, годовая производительность вычисляются путем умножения на соответствующее число часов, дней работы

экскаватора. В формуле часовой производительности продолжительность цикла определяется как время полного оборота ковша (время наполнения ковша, его подъема поворота, опоражнивания, обратного поворота в рабочее положение; причем 50—60% времени занимают повороты); емкость ковша — это его геометрические размеры. Коэффициент наполнения зависит от физического состояния породы (наполнение ковша сыпучими породами больше, скальными — меньше) и от качества дробления и принимается в пределах от 0,6 до 0,95. Коэффициент разрыхления экскавируемого материала зависит от физических свойств породы (крепости): 1,2—1,4 для мягких пород и 1,5—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 четкой организации работы экскаватора и соответствующего ему транспорта, а также при работе в отвал коэффициент использования рабочего времени на практике бывает не менее 0,75.

Формула часовой производительности применима и для механической лопаты и для драглайна. При этом надо учитывать, что производительность последнего всегда меньше, так как продолжительность цикла у него больше, чем у механической лопаты, а емкость ковша при одном и том же силовом оборудовании меньше; 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 $\frac{60}{n}$, где n — число ковшей, разгружающихся в 1 *мин*.

Для одноковшовых экскаваторов повышение производительности достигается путем уменьшения продолжительности рабочего цикла (за счет совмещения операций, создания оптимальных условий работы экскаватора и т. п.), сокращения задержек, увеличения коэффициента наполнения ковша, правильного подбора транспортных средств и четкой организации работы транспорта, улучшения взрывного дробления породы. При планировании горных работ производительность экскаватора устанавливают исходя из нормы выработки машиниста и коэффициента перевыполнения норм выработки (1,05—1,2).

§ 3. ГОРНЫЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ БУЛЬДОЗЕРОВ И СКРЕПЕРОВ

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) снимают послойно грунты, транспортируют их и затем разгружают.

Колесные скреперы в сцепе с трактором-тягачом (рис. 199) используют на вскрышных, подготовительных (при проходке траншей) и на вспомогательных — при зачистке кровли пласта, для нарезки новых уступов, при планировке площадок и других работах. Скреперы оборудуют ковшом емкостью от 3 до 45 $м^3$.

Машины с ковшом емкостью 6—30 $м^3$ широко применяются на вскрыше мощностью от 5 до 20 *м*.

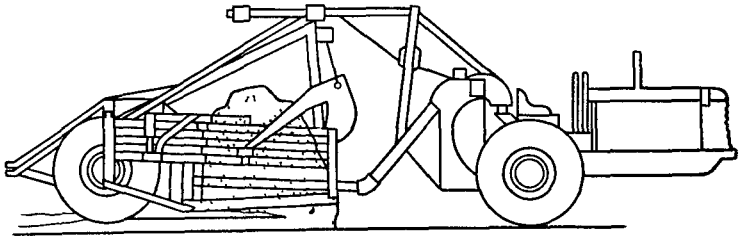


Рис. 199 Одноосный колесный скрепер с одноосным тягачом

Скрепер состоит из прицепного устройства, рамы, ковша и механизма управления. Ковш при помощи специальной рукоятки можно опустить, и тогда он, при движении, врезается 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, опоражнивания на отвале, перемещения порожнего скрепера от отвала к забою.

Заполняется скрепер на расстоянии от 10 до 30 *м* обычно в течение 45—90 *сек* в зависимости от крепости грунта и глубины резания. На разгрузку уходит от 15 до 60 *сек*. 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%.

Для рыхлых пород, содержащих каменистые включения с размерами не более 300 *мм*, применяют скреперы с ковшом емкостью 6 $м^3$ и при размере камней до 600 *мм* — с ковшом емкостью более 6 $м^3$. После предварительного рыхления плугом можно вынимать и транспортировать скрепером плотные породы, а после рыхления взрывными работами — скальные. При липких породах скреперы обычно не применяются. На переувлажненных породах они малопроизводительны и практически почти не используются. Применение колесных скреперов целесообразно при расстоянии транспортирования породы до 2 *км*. При расстоянии до 4 *км* используют только крупные скреперы.

Для ориентировочных расчетов можно использовать рациональные расстояния перемещения грунта скреперами, приведенные в табл. 23.

Таблица 23

Рациональные расстояния перемещения грунта скреперами

Емкость скрепера, $м^3$	Рациональное расстояние перемещения в один конец, м	Часовая производительность, $м^3$
3—4	30—120	30—50
6—8	60—180	50—98
11—15	90—240	60—112

При работе скреперов в крепких грунтах усилий тягача часто оказывается недостаточно. В этих случаях применяют трактор-толкач, располагая его сзади скрепера по оси движения. Когда работает одновременно несколько скреперов, толкач помогает загрузке каждого из них попеременно.

В определенных, наиболее благоприятных для них условиях колесные скреперы начинают вытеснять драглайны, так как они экономичнее последних, при небольших расстояниях дают высокую производительность и в два-три раза меньшую по сравнению с драглайнами стоимость вскрыши.

Совмещая операции добычи и транспортирования породы, колесные скреперы имеют высокие коэффициенты использования и производительность при соответствующих грунтах; не требуют крупных капитальных вложений. Они особенно выгодны на вскрышных работах и для разработки небольших месторождений.

На их производительность наибольшее влияние оказывает расстояние транспортирования пород. Поэтому следует стремиться к уменьшению расстояний между пунктами загрузки и разгрузки.

Кольцевая схема движения скреперов наиболее удобна, так как в этом случае трактор-толкач успеет помочь каждому очередному загружающемуся скреперу.

К числу недостатков скреперов относятся небольшой срок их службы, резкое снижение 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 их 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 (рис. 200) представляет собой гусеничный трактор, реже колесный тягач, оборудованный лемехом, выполненным из вогнутого стального листа, к нижней части которого крепится нож.

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 40 до 380 *л. с.* с лемехом длиной от 2,5 до 5,7 *м*. Наиболее мощный и совершенный бульдозер модели Д-365, дающий тяговое усилие до 22 *т*.

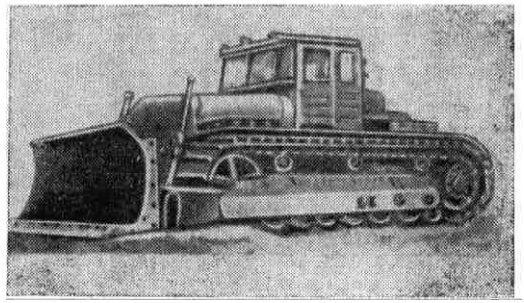


Рис. 200. Бульдозер Д-385А

Универсальные модели снабжены сменным рабочим оборудованием: отвалом, рыхлителем, дереворезом и кусторезом, снегоочистителем.

Бульдозеры применяют на основных (при разработке россыпей) и на вспомогательных работах: для выемки и перемещения грунта в карьере и на отвалах, проведения траншей, планировки площадки, зачистки кровли и почвы пласта и для других целей. Наиболее производительны они в рыхлых породах; крепкие породы требуют предварительного разрыхления специальными рыхлителями или буровзрывными работами. За один ход бульдозер перемещает до 10 $м^3$ 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.

§ 4. КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Карьерный транспорт органически связан со всем технологическим комплексом добычи полезного ископаемого. Правильный выбор транспортных средств обеспечивает четкую работу экскаваторов и всего горного оборудования карьера.

Обычно карьерный транспорт разделяют на три основных вида: рельсовый, автотракторный и конвейерный. Канатный и гидравлический транспорт используются редко. Для перемещения пустых пород применяют транспортно-отвальные мосты и консольные отвалообразователи. На рудных карьерах в последнее время стали успешно применять комбинированный транспорт, представляющий сочетание двух, а то и всех трех видов.

К числу главных факторов, определяющих выбор вида транспорта относятся: объем горной массы, подлежащий транспортированию, физико-механические свойства пород, расстояние транспортирования, глубина разработки. Вследствие непрерывного подвигания

фронта вскрышных и добычных работ на открытых разработках транспортные трассы как в карьере, так и на отвалах часто перемещаются. Объем и сложность вскрышных работ при этом обычно имеют доминирующее значение. Они также в значительной степени определяют работу карьерного транспорта, так как значительная его часть обеспечивает перемещение пород в отвалы.

Размеры, грузоподъемность и другие основные параметры транспортного оборудования, как уже отмечалось выше, находятся в прямой зависимости от емкости 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 кузовом емкостью 25, 40 *т* и более использование автотранспорта значительно расширяется. Растет объем применения конвейерного транспорта, обеспечивающего поточную технологию на карьерах. В последние годы с успехом применяют комбинированный транспорт: автомобильный в забое, конвейерный или железнодорожный на доставке по магистрали к фабрике.

Рельсовый транспорт широко применяется 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 и мотовозы, очень редко — паровозы, которые 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 троллейные электровозы (рис. 201). От преобразовательных подстанций ток по контактному проводу поступает через токоприемник электровоза к расположенным между осями моторам. Иногда переменный ток преобразуется в постоянный с помощью мотор-генераторов, установленных на электровозе.

Так как подвешенный над серединой пути троллейный провод будет мешать погрузке вагонов экскаваторами, его на забойных и отвальных путях чаще располагают сбоку от рельсового пути, а электровозы дополнительно оборудуют боковым токоприемником. Применяемые на карьерах современные промышленные электровозы IV-КП-1, В-Е-1, Е-1, Е-2 и др. имеют сцепной вес, т. е. вес, приходящийся на его ведущие оси, от 75 до 150 *т*, тяговое усилие 13—25 *т* и могут развивать скорость 60—70 *км/ч*, преодолевать с груженым составом подъем до 0,04 (для паровой тяги руководящий уклон не более 0,025). Мощность электровозов 800—2100 *квт*.

Другим перспективным видом карьерных локомотивов являются тепловозы. Они имеют высокий к. п. д. (25—27%, тогда как у элек-

тровозов 14—15%), значительную силу тяги и в отличие от электровозов не требуют контактной сети. Отечественной промышленностью выпускается тепловоз ТЭ-2 со сцепным весом 170 *т* и мощностью двигателей 2000 *л. с.*, налажен выпуск электровозов марок ТЭМ-1 и Э-3 (рис. 202).

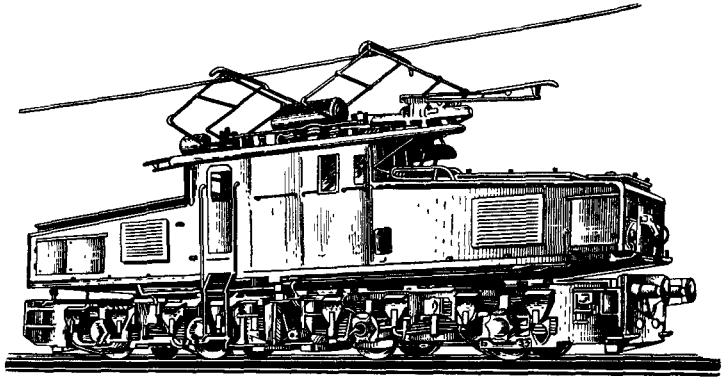


Рис. 201. Промышленный электровоз

Ограниченное применение на открытых работах имеют мотовозы, иногда используемые для вспомогательных перевозок.

В прямой зависимости от способа тяги находятся тип вагона и ширина колеи.

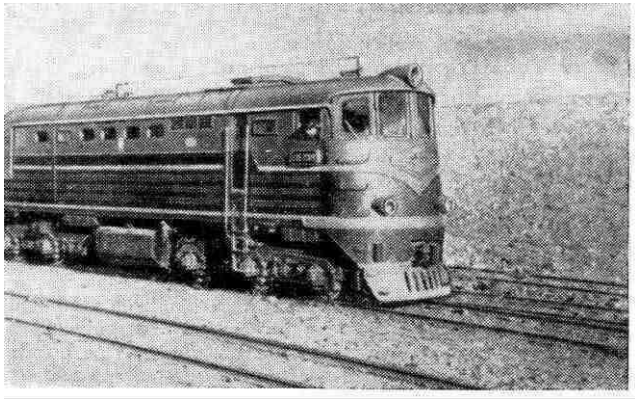


Рис. 202. Тепловоз ТЭ-3

Вскрышные породы и руды на современных карьерах перемещают в саморазгружающихся вагонах-думпкарах (рис. 203) с поднимающимися или, более распространенными, откидывающимися бортами.

Думпкары опрокидываются автоматически, чаще повагонно, при помощи сжатого воздуха, от компрессора, установленного на локомотиве.

Думпкары большой емкости выпускают заводы Днепродзержинский и Калининградский. Грузоподъемность думпкаров для тяжелых условий работы (погрузка крепких крупнокусковатых руд и пород): четырехосных — 40—80 *т*, шестиосных — 95 *т*, но достигает 140—150 *т* при погрузке мягких пород. Отечественная промышленность

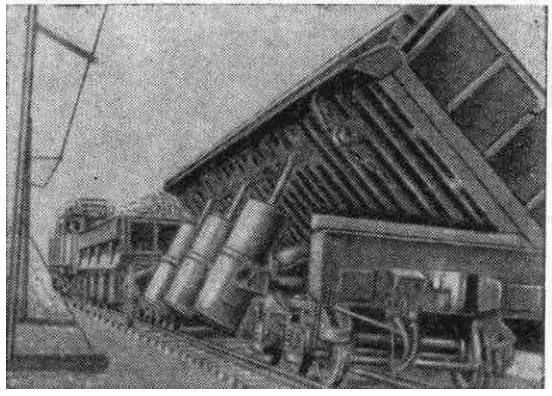


Рис. 203. Думпкар грузоподъемностью 100 *т*

стала выпускать думпкары ВС-180 грузоподъемностью 180 *т*. Перспективный вид карьерного транспорта — самоходные и моторные думпкары, оборудованные типовыми электродвигателями. Так как их сцепной вес представляет сумму весов собственного и транспортируемой руды или породы, то они способны преодолевать значительные подъемы.

Гондолы и хопперы, т. е. вагоны с глухим металлическим кузовом емкостью до 90 *т* с разгрузкой через дно или через круговой опрокидыватель применяют на карьерах значительно реже. Они очень эффективны в глубоких карьерах.

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 весом 43,6 *кг/м*, Р-50 весом 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 карьер разделяют на стационарные, укладываемые на продолжительный срок в капитальных траншеях, на транспортных бермах, на съездах и др., и передвиж-

ные — забойные внутрикарьерные и отвальные пути, переносимые по мере подвигания 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, водоотводными сооружениями в нем или под ним).

Земляное полотно для одноколейного постоянного пути должно быть между бровками на прямых и кривых участках не уже 5,5 *м* при обыкновенном грунте и 5,0 *м* при скальном грунте, щебне, чистом песке и гравии; для передвижного пути на всех грунтах 4,6 *м*. Ширина земляного полотна на прямых участках постоянного двухколейного пути не меньше 9,1—9,6 *м*.

На путях, расположенных в забое карьера, производится погрузка вагонов и обмен груженых 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 подвигания 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 (рис. 204, I); при одновременной работе двух и больше экскаваторов на одном горизонте она значительно усложняется (рис. 204, II).

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 груженые составы также выводят одновременно. Но если останавливается один экскаватор, то по всему фронту прекращается погрузка; это крупный недостаток данной простейшей организационной схемы. Значительное преимущество по сравнению с ней имеет тупиковая, когда погрузку производят все экскаваторы, независимо один от другого.

Наиболее эффективна двухпутная схема со съездами, дающая возможность непрерывно вести погрузку. При нижней и верхней

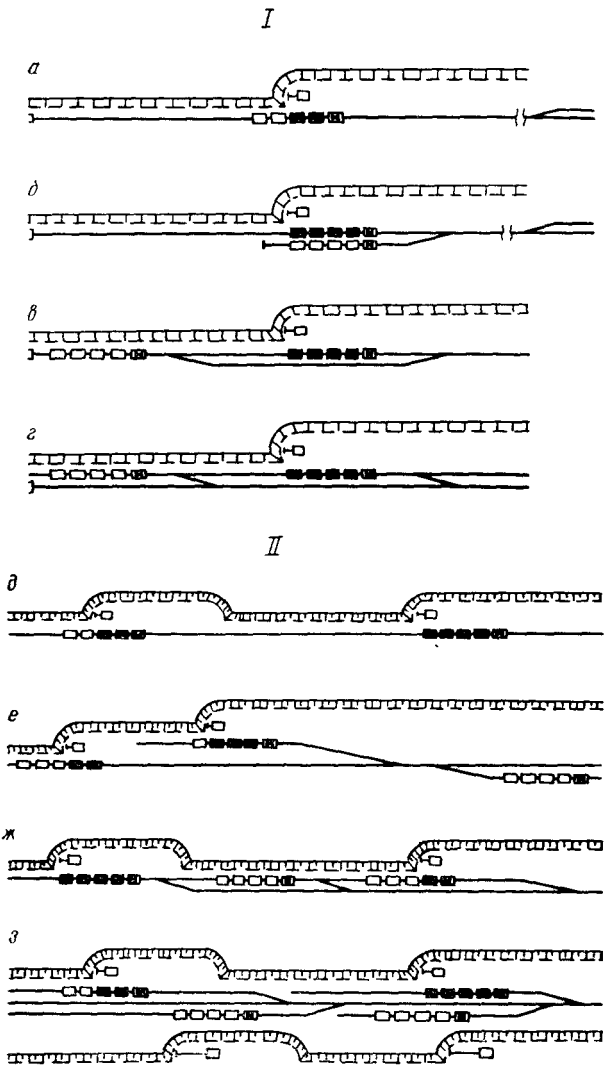


Рис. 204. Схемы забойных путей на погрузочно-разгрузочных участках:

I —при одном экскаваторе: *а* — однопутная тупиковая; *б* — с переносным тупиком; *в* — с разъездом; *г* — двухпутная, *II* — при нескольких одноковшовых экскаваторах: *д* — однопутная; *е* — тупиковая; *ж* — двухпутная со съездами; *з* — однопутная с самостоятельными тупиками

экскаваторной погрузке применяют однопутную схему с самостоятельными тупиками. Каждый экскаватор при ней имеет независимый погрузочный тупик. На разгрузочных участках, на отвалах обычна однопутная тупиковая схема, реже — кольцевая. При длине тупика более 1,5—2 *км* кроме основного разъезда в пункте, где от главных путей отходит отвальный 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 месторождения. Если разность отметок в пределах карьерного поля значительна, то трасса развивается в виде тупиковых, спиральных, петлевых (только для автомобильного транспорта) съездов или их комбинаций.

Необходимость переноса карьерных путей вслед за подвиганием забоев 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 путепередвигателями. Площадку, прежде чем приступить к перемещению пути, обычно зачищают экскаваторами, а затем выравнивают бульдозерами.

Рельсовые пути перемещают двумя способами. При способе переукладки путь разъединяют в стыках и переносят отдельными звеньями обычно кранами, причем шаг переукладки на уступах равен ширине экскаваторной заходки, на отвалах 22—24 *м*. При способе передвижки производят последовательное при шаге 2—3 *м* сдвижение рельсового пути до нового положения без разъединения его в стыках. Передвижка применяется обычно на многониточных путях многочерпаковых экскаваторов и транспортно-отвальных мостов, на плужных отвалах. Она производится путепередвигателями консольного, мостового и комбинированного типа, прерывного или непрерывного действия, самоходными или прицепными. Производительность путепередвигателя прерывного действия 150—250 $м^2/ч$, непрерывного действия 1000—2000 $м^2/ч$.

Для механизации самых трудоемких — путевых работ на карьерах также применяют вагоны-дозаторы для насыпки балласта на путях, рельсорезные и рельсосверлильные станки, самоходные шпалоподбоечные машины, съемные путеподбивщики, костылезабойщики и т. п.

В зимнее время на железнодорожном карьерном транспорте необходимо бороться с примерзанием влажной горной массы к стенкам вагона. Наиболее употребительный способ — поливка стенок вагонов перед погрузкой руды или породы насыщенным раствором поваренной соли или креозотом. Существуют и другие способы: посыпка

кузова шлаком, обогрев днища газовыми печами, электроподогревом, установка на днищах пневматических и электрических вибраторов.

Автотракторный транспорт получает все большее применение на разработке рудных месторождений СССР. Подвижной состав автотракторного транспорта представлен: автосамосвалами (рис. 205), гусеничными тракторными тягачами с прицепами, автотягачами с прицепами и полуприцепами, троллейвозами. Карьерные автосамосвалы имеют грузоподъемность от 5 до 70 *т*, емкость кузова 3,5—40 *м*, 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; кузов разгружается путем опрокидыва-

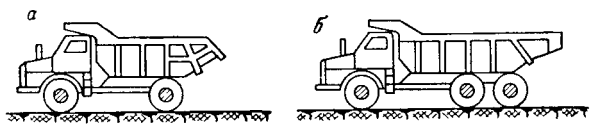


Рис. 205. Карьерные автосамосвалы:
а — одноосные, *б* — двухосные

ния 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: МАЗ-525, ЯАЗ-210Е, БелАЗ-540, МАЗ-205, БелАЗ-548 грузоподъемностью от 5 до 40 *т*. Технические характеристики большегрузных автосамосвалов и тягачей с полуприцепами даны в табл. 24. При погрузке экскаваторами с ковшом небольшой емкости целесообразно применять машины малой и средней грузоподъемности, а при емкости ковша 4,0 $м^3$ и более — грузоподъемностью 10—20 *т*. Наиболее производительно одноковшовый экскаватор работает с автосамосвалом, емкость кузова которого превышает емкость ковша экскаватора в несколько раз.

Колесные тягачи с прицепами (рис. 206, *а*, *в*) **и полуприцепами.** Последние называются так потому, что прицеп опирается одним концом на шасси тягача (рис. 206, *б*), которое 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, большой 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.

Таблица 24

Техническая характеристика большегрузных автосамосвалов и тягачей с полуприцепами

Показатели	Автосамосвал БелАЗ-540	Тягач БелАЗ-540 с полуприцепом 5271	Автосамосвал БелАЗ-548	Тягач БелАЗ-548В с полуприцепом 5272	Тягач БелАЗ-531 с сменным оборудованием	Тягач МАЗ-504В	Тягач МАЗ-529В	Тягач МАЗ-525Г	Тягач МАЗ-525С
Грузоподъемность, *т*	27	45	40	65	—	12,5	17	36—40	40
Вес (без груза), *т*	21	30 4	27	39 5	15	—	15,7	30,8	30
Коэффициент тары	0 78	0 675	0 675	0 60	—	—	—	—	—
Емкость кузова, *м*³	15 3	23 4	21 7	34 0	—	—	—	—	—
Мощность двигателя, *л. с.*	360	450	520	520	360	180	165	375	375
Удельная мощность, *л. с./т*	7 5	6 0	7,8	5,0	—	—	—	—	—
Максимальная скорость, *км/ч*	55	55	57	57	55	75	40	30	40
Основные размеры, *мм*:									
длина	7210	10 900	8170	12 480	4800	9980	—	14 100	11 220
высота	3415	3650	3780	4000	—	—	—	—	—
ширина	3480	3480	3700	4000	—	—	—	—	—
Минимальный радиус поворота, *мм*	8 32	8 5	9 5	9,5	—	—	6 0	9,5	9 5
Угол опрокидывания кузова, *град*	55	65	55	65	—	—	—	—	—
Число осей	2	3	2	3	—	—	—	—	—
База (тягача), *мм*	3550	3550	4200	4200	—	—	—	—	—
База полуприцепа, *мм*	—	4700	—	5670	—	—	—	—	—
Колея передних колес (тягача), *мм*	2800	2800	2800	2800	—	—	—	—	—
Колея задних колес (тягача), *мм*	2400	2400	2510	2510	—	—	—	—	—
Колея колес полуприцепа, *мм*	—	2400	—	2510	—	—	—	—	—

Гусеничные тракторные тягачи с прицепами (рис. 207) от обычных тракторов отличаются главным образом большей мощностью двигателя (от 60 до 250 *л. с.*). Гусеничные тракторные тягачи используют с несколькими прицепами, образующими автопоезд.

Отечественная промышленность выпускает тракторные прицепы на колесном ходу моделей: Д-179 грузоподъемностью 15 *т*, разгру-

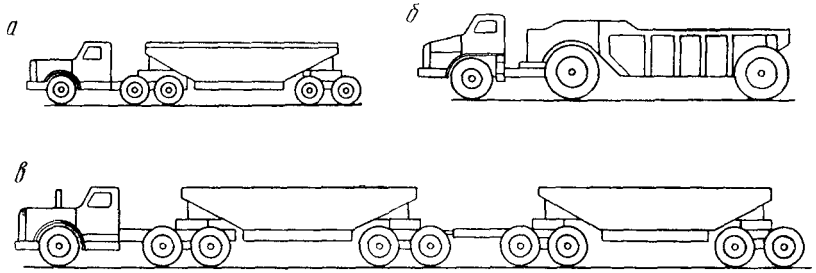


Рис. 206. Колесные тягачи

жающиеся через дно; Д-258 грузоподъемностью 15 *т*, разгружающиеся на обе стороны с помощью телескопического гидроподъемника; МАЗ-5210 грузоподъемностью 40 *т*.

Основной недостаток тракторного транспорта, ограничивающий его применение, — небольшая по сравнению с другими видами автотранспорта скорость (от 3 до 30 *км/ч*).

Троллейвозы (рис. 208) — самосвалы с электрическим тяговым двигателем, питающимся от двухпроводной контактной сети постоянного тока. Троллейвозы просты в эксплуатации и ремонте, работают

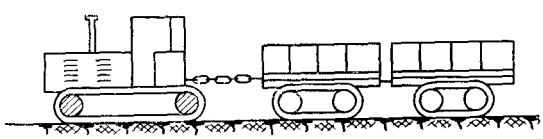


Рис. 207. Гусеничный тракторный тягач

при любой температуре и на дешевой электроэнергии, имеют достаточно высокий коэффициент полезного действия. Основной недостаток — сложность установки и обслуживания контактной сети, которая к тому же значительно снижает маневренность троллейвозов. Этот недостаток менее ощутим при применении дизель-троллейвозов, которые, соединяя преимущества автосамосвалов и троллейвозов, по стационарным трассам движутся, питаясь от контактной сети, а по забойным путям — на дизельных моторах. Белорусский автозавод выпустил 65-тонный дизель-троллейвоз.

Автодороги. Успешное применение автомобильного транспорта в значительной степени зависит от состояния автодорог. Их на открытых разработках разделяют на стационарные, прокладываемые

в капитальных траншеях и на поверхности, и временные — забойные и отвальные. Основные элементы автодороги: проезжая часть, обочины, кюветы.

Строят, 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.

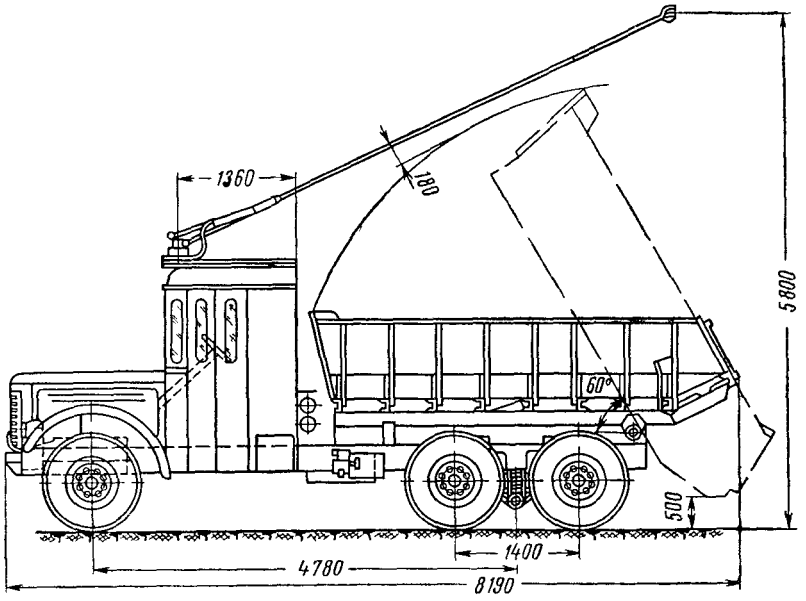


Рис. 208. 10-тонный троллейвоз

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, сравнительно немного расходует электроэнергии, экономичен, может перемещать руду или породу под углом до 18°, несложен в изготовлении.

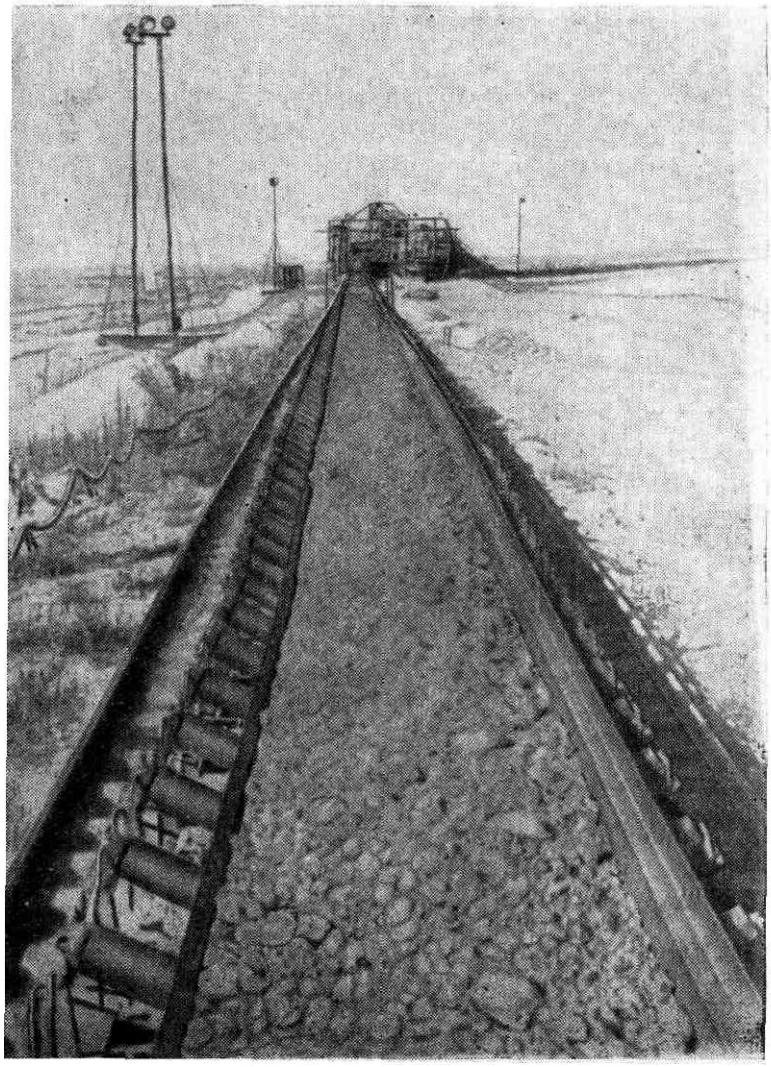


Рис. 209. Ленточная конвейерная линия

На карьерах преимущественно применяются ленточные конвейеры (рис. 209) в сочетании с многоковшовыми и одноковшовыми экскаваторами. Одноковшовые экскаваторы грузят руду в специальный бункер, который переносят вслед за продвижением экскаватора, причем тот же экскаватор используют в качестве крана.

Ленточный конвейер любого типа состоит из приводной станции с редуктором и электродвигателем; станины, составленной из отдельных секций с роликоопорами (верхними и нижними), натяжной станции, прорезиненной или иной эластичной 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 конвейеры имеют обычно ленты шириной от 900 до 2200 *мм*. Конвейерный транспорт успешно применяется для транспортирования мягких руд и пород, угля и малоабразивных скальных пород при условии, что крупность кусков не превышает 300—350 *мм*.

В карьерах малой производительности, при небольшой высоте уступа и раздельной выемке применяют легкие конвейеры. Наиболее простым является передвижной конвейер на колесном ходу, который перемещается обычно при помощи трактора.

Чаще всего применяют конвейеры длиной 10—15 *м*, устанавливая их так, чтобы руда или порода могли быть погружены в находящиеся на борту карьера транспортные сосуды. Благодаря этому исключается проходка выездных траншей и упрощается организация внутрикарьерного транспорта.

В зависимости от условий разработки схема расстановки конвейеров может быть самой разнообразной.

Производительность и эффективность работы конвейерных установок находится в прямой зависимости от эксплуатационных качеств конвейерных лент: прочности, эластичности, долговечности, коэффициента трения.

Основные недостатки, ограничивающие применение ленточных конвейеров: некоторая зависимость их работы от климатических условий и времени года, повышенный износ ленты при транспортировании руды из-за ее абразивности, ограничение кусковатости транспортируемых пород до фракции 350 *мм*, что при существующих методах взрывных работ не всегда можно достигнуть.

Конвейерные установки могут иметь большую протяженность. Например, длина става конвейера КР-900 при горизонтальном положении достигает 3400 *м*.

Основные направления совершенствования ленточных конвейеров: создание износоустойчивых лент, позволяющих транспортировать крупнокусковую, абразивную горную массу; повышение скорости движения ленты до 5—6 *м/сек*, 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.

Глава XVI

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

§ 1. ЭЛЕМЕНТЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Комплекс образующихся в земной коре в результате проведения открытых горных работ больших выемок (траншей, котлованов и др.) называют *карьером* (на россыпных месторождениях и в угольной промышленности — разрезом). В каждый данный момент карьер ограничен *верхним контуром* — линией, ограничивающей карьер на уровне земной поверхности по его бортам, и *нижним контуром* — линией, ограничивающей подошву карьера. Верхний и нижний контуры карьера в процессе разработки изменяются. Контуры, достигнутые при погашении открытых горных работ, т. е. при конечной глубине и конечных размерах карьера в плане, называют *конечными контурами*.

В административно-хозяйственном значении карьером называют предприятие, ведущее разработку полезного ископаемого открытым способом.

Месторождение или его часть, разрабатываемые открытым способом, называют *карьерным полем*.

В зависимости от рельефа поверхности и условий залегания месторождения открытые разработки имеют два различных вида: разнос и снос.

Разнос, когда выработки расположены ниже уровня земной поверхности, и снос, когда выработки расположены на склоне горы.

Выемка полезного ископаемого, а также покрывающих и вмещающих пород в пределах контуров карьеров производится отдельными горизонтальными слоями.

Верхнюю и нижнюю площадки, на которых размещают добычные транспортные и прочие механизмы при выемке слоя, называют *горизонтом*. Обозначают их абсолютными или относительными топографическими отметками.

По мере развития выемки на одном горизонте, работы начинают на следующем, нижележащем. Как правило, выемочные работы производятся одновременно на нескольких горизонтах карьера.

Отработка горизонтального слоя месторождения ведется *лентами* или *заходками*.

В результате послойной выемки покрывающих пород и полезного ископаемого образуется поверхность выработанного пространства, имеющая в разрезе ступенчатую форму (рис. 210, I).

Работы по удалению пород, покрывающих рудное тело, называются *вскрышными работами*. Они состоят из выемки и погрузки пород, транспортирования и размещения их в отвалы.

Доступ к месторождению с поверхности, а также к его отдельным горизонтам осуществляется по *траншеям* — открытым горным выработкам трапецеидального сечения.

Поверхность, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в процессе горных работ, называется забоем. Забои в зависимости от направления бывают тупиковые, торцовые и фронтальные. Часть выработанного пространства, прилегающая непосредственно к забою и предназначенная для размещения рабочих и оборудования, называется призабойным пространством.

Слой полезного ископаемого, покрывающих или вмещающих пород определенной высоты, имеющий рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемый самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспортирования, называется уступом. Иногда уступ разделяют по высоте на подуступы, являющиеся его частями, разрабатываемыми самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемыми общим для всего уступа транспортом.

Различают следующие элементы уступа (рис. 210, II).

Откос уступа *а* — нижняя площадка; *б* — верхняя площадка; *в* — верхняя бровка; α — угол откоса.

Угол откоса уступа зависит от применяемого способа выемки и составляет обычно 60—90°.

Угол погашения борта карьера подбирают так, чтобы не происходило самопроизвольное обрушение и оползание уступов. Он зависит от многих факторов, в первую очередь от крепости пород, трещиноватости их, гидрогеологических и атмосферных условий.

Нижнюю площадку уступа (нижнюю берму) иногда называют подошвой уступа.

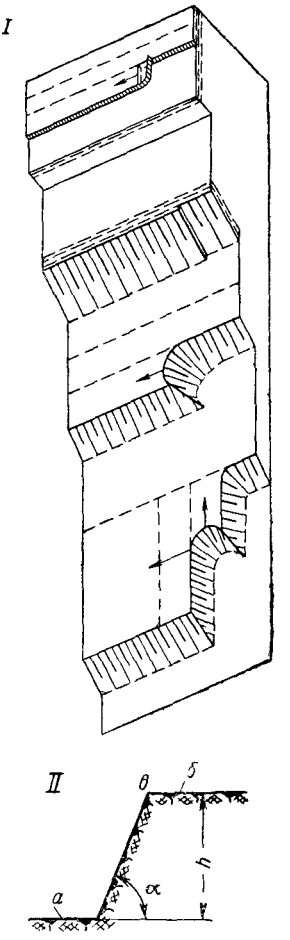


Рис. 210. Схема открытой разработки по фронту уступа

Различают бермы рабочие и предохранительные. Их ширина составляет от 30 до 50 *м* и больше. Она зависит от типа горного и транспортного оборудования, его размещения и от высоты уступа. Предохранительную берму образуют путем недоработки нижнего уступа по отношению к верхнему. Ее назначение — предохранение карьера от обрушения (сползания) отработанных уступов, а главным образом — от падения отдельных кусков породы, отслаивающихся с уступов. Минимальная ширина этих берм по правилам безопасности должна быть не менее 0,2 высоты непосредственно прилегающего

к ней уступа; через каждые 30 *м* оставляют площадки шириной не менее 6 *м*.

На нерабочем борту карьера оставляют транспортные бермы, на которых размещают пути для откатки породы или полезного ископаемого из карьера на поверхность.

Верхняя бровка уступа образуется пересечением откоса уступа с бермой или верхней его площадкой.

Высота уступа по вертикали зависит от многих факторов, прежде всего от размеров применяемых машин и способа ведения горных работ. На высоту и угол откоса уступа значительное влияние оказывают водоносность пород и климатические условия. При сухих породах допустимы больший угол откоса и большая высота уступа. В рыхлых породах, выемка которых производится экскаваторами без взрывных работ, высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания ковша экскаватора. В плотных и крепких породах при добыче с применением взрывных работ и экскаваторной погрузке высота уступа находится в прямой зависимости от рабочих размеров экскаватора, условий транспортирования и от залегания полезного ископаемого. При разработке скальных пород высота добычного уступа чаще 10—15 *м*, реже порядка 20 *м*.

Совокупность откосов и берм, ограничивающих выработанное пространство карьера с его боков, называют б о р т о м к а р ь е р а, а нижнюю его поверхность — п о д о ш в о й к а р ь е р а.

На устойчивость бортов карьера оказывает отрицательное влияние водоносность пород. Она также затрудняет ведение буровзрывных работ, снижает производительность экскаваторов, усложняет работу транспорта в карьере, особенно безрельсового. Поэтому обводненное месторождение предварительно необходимо осушать. К числу осушительных мероприятий относятся: бурение скважин, установка забивных фильтров и проходка горных выработок. Расположенные в один или несколько рядов скважины обычно надежно ограждают карьер от поступления в него подземных вод. В скважинах устанавливают всасывающие насосы, которые поднимают воду на поверхность подчас с большой глубины. В тех случаях, когда горизонт подземных вод находится недалеко от поверхности, проводят осушительные канавы, траншеи. В условиях значительного притока воды в карьерах применяют водоотливные установки.

Одним из основных показателей экономичности открытой разработки является коэффициент вскрыши. Он представляет собой относительный объем пустых пород, приходящихся на 1 *т* или 1 $м^3$ добываемого полезного ископаемого, выраженный численно. Коэффициент вскрыши бывает п р о м ы ш л е н н ы й, с р е д н и й, к о н т у р н ы й, г р а н и ч н ы й и т е к у щ и й. П р о м ы ш л е н н ы й к о э ф ф и ц и е н т вскрыши — отношение объема пустых пород к промышленным запасам полезного ископаемого.

С р е д н и й — отношение всего объема вскрыши ко всему объему полезного ископаемого, подлежащего извлечению в пределах контура карьера до его конечной глубины.

К о н т у р н ы й — отношение объема пустых пород к запасам полезного ископаемого для данного, расчетного, горизонта.

Г р а н и ч н ы й — условный индекс, получаемый в результате сравнительного анализа экономических показателей открытых и подземных работ для данного месторождения.

Т е к у щ и й — 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, можно ориентировочно определить глубину карьера аналитическим методом. Приближенно она может быть

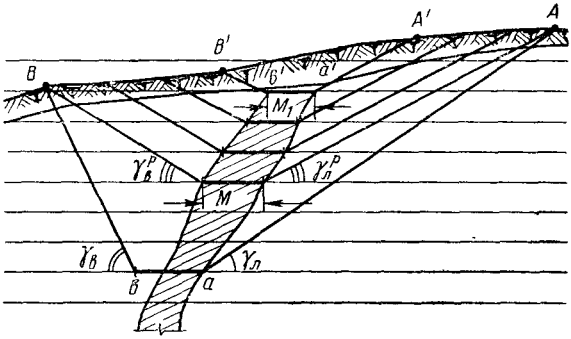


Рис. 211. Графическое определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши

определена как функция установленного положения верхних бровок и углов откоса бортов на момент погашения по выражению

$$H = \frac{(B - Ш_д)\sin\gamma_л \cdot \sin\gamma_в}{\sin(\gamma_в - \gamma_л)}, \ м,$$

где B — размер верхнего контура карьера в плане на данном геологическом профиле, *м*;

$Ш_д$ — ширина дна карьера (ширина подошвы разрезной траншеи), *м*;

$\gamma_в$ и $\gamma_л$ — углы откоса рабочих бортов на момент погашения, *град*.

При сложном рельефе поверхности и сложной конфигурации залежи аналитические расчеты могут дать неверные результаты.

В. В. Ржевский предложил приближенное графическое определение глубины карьера: п о т е к у щ е м у к о э ф ф и ц и е н т у в с к р ы ш и, — поперечный профиль месторождения делят по высоте горизонтальными прямыми на расстояния, кратные или равные высоте уступа (рис. 211); на этих прямых фиксируются точки дна карьера для каждого этапа работы (*а'*, *б'* и т. д.), от которых под углами откоса рабочих бортов карьера $\gamma_в$ и $\gamma_л$ (17—20°) проводят

наклонные прямые до пересечения с дневной поверхностью. Раствор бортов ($A'B'$ и т. д.) по каждому этапу замеряется и полученная величина делится 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 под углами погашения горных работ $\gamma_в$ и $\gamma_л$. В случаях когда прямые $Bв$ и Aa пересекаются на нижних горизонтах за пределами залежи, контуры карьера на уровне поверхности уточняются: из точек, фиксирующих действительное положение дна установленной глубины карьера, проводят до пересечения с дневной поверхностью наклонные прямые под углами $\gamma_в$ и $\gamma_л$, что дает уточненные точки A и B по контурному коэффициенту вскрыши, — на ориентировочно возможной глубине карьера замеряется горизонтальная мощность залежи M. На поверхности от любой приближенно фиксирующей верхнюю бровку конечного контура карьера точки A откладывается отрезок, равный произведению $K_{гр}M$, определяющий точку B. Из этих точек проводятся наклонные прямые под принятыми углами откоса бортов на момент погашения карьера $\gamma_в$ и $\gamma_л$. Точка пересечения прямых приближенно соответствует отметке конечной глубины карьера. Для проверки измеряют горизонтальную мощность залежи на уровне полученной точки и если мощность залежи M_1 мало отличается от принятой мощности M, то конечная глубина карьера определена правильно. Если же расхождение велико, то от точки A откладывают отрезок AB', равный $K_{гр}M_1$, и повторяют построение.

§ 2. ВСКРЫВАЮЩИЕ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ И ИХ ПРОХОДКА

Перед началом разработки рудную залежь вскрывают, т. е. проходят специальные горные выработки, по которым пустые породы доставляют на поверхность. Впоследствии по этим же выработкам обычно доставляют на поверхность и руду.

Основные горные выработки для вскрытия и подготовки месторождений — траншеи — по своему назначению подразделяются на к а п и т а л ь н ы е или в ъ е з д н ы е — для вскрытия всего месторождения или его части; их проходят за пределами контура карьера (в н е ш н и е) или внутри карьера (в н у т р е н н и е), обычно с уклоном; ширина въездной траншеи (понизу) зависит от размеров проходческого оборудования и транспортных средств; в среднем эта ширина составляет 10—20 *м*, р а з р е з н ы е — для подготовки вскрытого горизонта к эксплуатации; их, как правило, проходят без уклона; с п е ц и а л ь н ы е — для водоотлива, дренажа или дополнительного соединения с поверхностью.

В прямой зависимости от вида применяемого транспорта находится уклон капитальной траншеи, который составляет: 0,015—0,045

при железнодорожном транспорте (при электровозной тяге 0,030—0,045); 0,050—0,150 при автотранспорте; 0,250—0,330 при конвейерном транспорте.

Уклон капитальных траншей подбирают в зависимости от возможностей транспорта, а также с учетом того, что при меньшем уклоне объем работ по проходке увеличивается, но зато условия эксплуатации транспорта на весь период существования карьера становятся более благоприятными.

Основные параметры траншеи — ее глубина H, уклон i и длина L связаны отношением

$$H = Li,$$

где $i = \operatorname{tg} \alpha$ (α — угол наклона дна траншеи к горизонтальной плоскости).

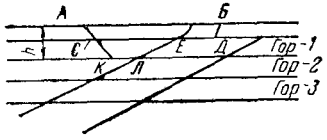


Рис. 212. Первоначальные вскрышные работы

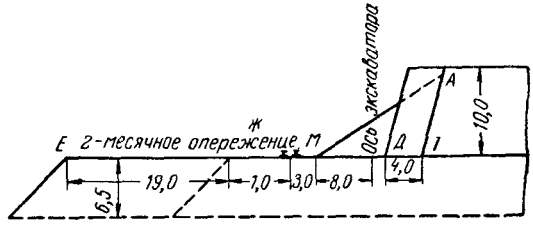


Рис. 213. Разработка вскрышного уступа с помощью взрывных работ

Работы по проходке траншей (в расчете на 1 $м^3$ породы в целике) дороже обычной выемки уступов заходками. Поэтому стремятся к минимальному объему траншей. Однако по условию размещения взорванной горной массы первой заходки (по одному из бортов траншей) ширина траншеи понизу должна быть не менее 20—25 $м$.

Первая стадия вскрышных работ (рис. 212) представляет собой зачистку от наносов той части карьера, где будет расположена разрезная траншея *СКЛЕ*. Для этого по сечению *АСДБ* вынимают наносы. После их удаления и проходки разрезной траншеи будет обнаружен первый уступ *ДЕЛ*. Ширина его рабочей площадки *ЕД* должна обеспечивать свободное размещение используемого для выемки уступа по наносам *БД* горного и транспортного оборудования, а также обеспечить опережение вскрышных работ над выемкой руды.

Примерные размеры опережения и рабочей площадки показаны на рис. 213, на котором изображен вскрышной уступ высотой 10 $м$, разрабатываемый с помощью взрывных работ. Опережение *ЕЖ* зависит от организации работ и от производительности карьера по руде. Ширина площадки *ЕД* должна быть такой, чтобы в случае остановки работ на верхнем уступе добычу руды на нижнем можно продолжать в течение двух-трех месяцев без снижения производительности карьера и уменьшения ширины рабочей бермы *ЖД*. Величина *ЕД* колеблется в пределах от 30 до 50 $м$. При определении

ширины площадки *ЕД* прежде всего учитывается ширина развала взорванной породы *МТ*.

В тех случаях, когда вскрытие ведут сезонно (в летний период), а добычу руды круглый год, опережение вскрышных работ должно быть более значительным. Опережение принимают равным 6—7 месяцам, с колебаниями в зависимости от продолжительности зимнего периода.

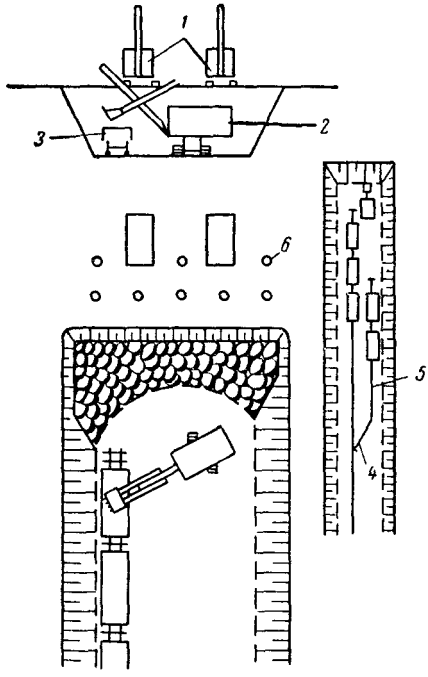


Рис. 214. Проходка траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой:

1 — буровые станки; *2* — прямая лопата; *3* — думпкар, *4* — ж.-д. пути, *5* — ж.-д. тупик; *6* — буровые скважины

Для обеспечения независимой работы добычных и вскрышных забоев и равномерной производительности карьера по руде созданное опережение вскрышных работ должно сохраняться в процессе работы карьера.

Вскрытие и подготовка новых горизонтов продолжаются и в стадии полного развития очистной выемки.

В зависимости от принятых размеров поперечного сечения траншеи и ее местоположения физико-механических свойств пород и типа применяемого проходческого оборудования определяют способ их проведения. Существуют следующие основные способы проведения траншей:

транспортные — с вывозкой пустых пород в отвалы, а попутной руды на обогатительную фабрику; бестранспортные — с размещением породы на бортах траншеи; специальные.

Транспортные способы проходки в зависимости от взаимного расположения погрузочного и транспортного оборудования подразделяют на ряд вариантов. Один из самых распространенных — проведение сплошным забоем с нижней погрузкой (рис. 214).

Расположенный на дне траншеи экскаватор типа прямая механическая лопата грузит породу в стоящие сбоку на одном уровне с ним думпкары. Погрузка каждого думпкара чередуется маневровыми работами по замене заполненного думпкара порожним. После погрузки их откатывают до ближайшего разъезда и на освободившееся место подают порожняк. При небольшой ширине траншеи откаточные пути (обычно два) располагают позади экскаватора.

Достоинства этого способа: траншею проходят сразу на всю глубину; возможно применение механической лопаты любого типа; удобство производства выемочно-погрузочных работ.

К существенным недостаткам способа относятся: необходимость постоянно наращивать откаточные пути; ограничение длины погрузочного фронта наибольшим радиусом действия экскаватора, из-за чего на одном пути под погрузкой может находиться один или, максимум, два вагона; возможные перерывы в подаче порожняка, что влечет за собой снижение производительности экскаватора; удлинение срока подготовки карьера к эксплуатации из-за того, что при проходке траншеи может быть занят лишь один экскаватор.

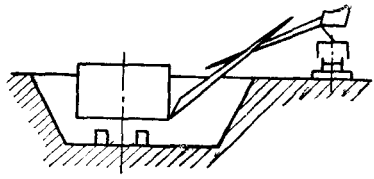


Рис. 215. Проходка траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой

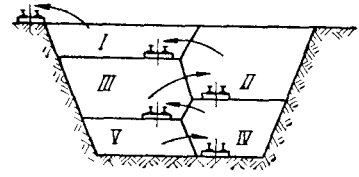


Рис. 216. Послойный способ проходки траншеи

При проходке траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой применяют автотранспорт, который обеспечивает значительное повышение использования забойного экскаватора и высокие темпы проведения траншей. При транспортировании породы на расстоянии более 4 *км* экономически более выгоден комбинированный транспорт: автосамосвалы — как забойный транспорт, железнодорожный — как основной; при этом в определенном месте строится специальный перегрузочный пункт.

Проходка траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой является более рациональным способом, чем с нижней погрузкой. При этом способе экскаватор грузит породу в вагоны, расположенные на борту траншеи (рис. 215). Этот способ применим, когда глубина траншеи плюс высота вагона, шпал и рельсов меньше максимальной высоты разгрузки экскаватора при необходимой ее дальности. Будучи более простым и не имея недостатков, присущих проходке сплошным забоем с нижней погрузкой, данный способ позволяет проводить траншеи только ограниченной глубины, зависящей от рабочих параметров экскаватора. Она не превышает 2—4 *м* для экскаватора обычного типа. При большей глубине траншеи приходится применять специальные вскрышные экскаваторы типа ЭВГ-4, ЭВГ-6.

При послойном способе проходки разделяют по высоте на несколько заходок. Этот способ применяют когда отсутствуют экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием.

На рис. 216 изображен один из вариантов ведения работ таким способом. Стрелками показано направление погрузки при ведении работ в каждой заходке. Вначале разрабатывают заходку траншейного

типа I с погрузкой в вагоны, расположенные на борту траншеи. После окончания данной заходки откаточные пути переносят на ее подошву и породу из заходки II грузят в расположенные на них вагоны. Окончив работы в заходке II, откаточные пути переносят на ее подошву и начинают работу в заходке III и т. д. Основное достоинство способа заключается в подаче под погрузку целых составов, но большой объем работ по переноске путей является его существенным недостатком.

Бестранспортный способ проходки траншей применим в том случае, когда породу от проходки траншеи можно оставлять на ее бортах; необходимость в каком-либо транспорте при этом отсутствует (рис. 217). Рабочие параметры экскаватора и

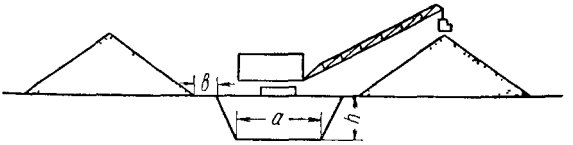


Рис. 217. Бестранспортный способ проходки траншеи

физико-механические свойства пород определяют допустимые размеры траншеи a, h. Размеры площадки безопасности b, оставляемой между отвалом и верхней бровкой борта траншеи, зависят от глубины последней и от устойчивости пород. Этот способ получил распространение при проходке въездных траншей в тех случаях, когда их располагают за пределами контура карьера. Как правило, в мягких породах при бестранспортном способе обычно применяют драглайны или многоковшовые экскаваторы, если они запроектированы для последующей эксплуатации карьера. Месячная скорость проходки траншей в зависимости от принятого способа составляет 100—200 *м*, наибольшая производительность экскаватора достигается при проходке сплошным забоем с верхней погрузкой в железнодорожные вагоны.

К специальным способам относится проходка траншеи путем взрыва на выброс или на сброс. При этом параллельно оси предполагаемой траншеи располагают скважинные, котловые или камерные заряды в количестве, зависимом от объема и глубины выемки, и производят направленный взрыв на выброс (при вскрытии нагорных месторождений — на сброс).

§ 3. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

Способ вскрытия рабочих горизонтов карьерных полей подразделяют в зависимости от вида основных горных выработок — капитальных траншей, их расположения относительно контура карьера и основного назначения. Траншеи, расположенные вне контура карьера, называют внешними; расположенные внутри кон-

тура — внутренними. Траншеи, находящиеся постоянно за контуром карьера или на его нерабочих бортах и не перемещающиеся при разработке месторождения, называют стационарными; проведенные внутри контура карьера по рабочему борту и перемещающиеся вместе с ним — скользящими съездами. Траншеи делятся также в зависимости от числа одновременно обслуживаемых уступов. Траншея, обеспечивающая один уступ независимым транспортом, называется отдельной. Капитальные траншеи, вскрывающие несколько уступов, называются группами. При вскрытии групповыми траншеями одна группа траншей вскрывает добычные, а другая — вскрышные уступы. Прямая наклонная траншея, оборудованная механическим подъемником, обычно называется уклоном или крутой траншеей. Траншея, служащая только для въезда в карьер, называется въездной, а для выезда транспорта — выездной. Если траншеи обслуживают несколько горизонтов, их называют общими.

В зависимости от топографических, горногеологических и производственно-технических условий месторождение вскрывают одним из следующих основных способов: отдельными траншеями; групповыми траншеями; спиральными съездами; тупиковыми съездами; уклонами. Иногда вскрытие для открытой разработки производят подземными выработками, комбинированным или бестраншейным способом.

Вскрытие отдельными и групповыми траншеями. Горизонтальные и пологие, неглубоко залегающие месторождения обычно вскрывают отдельными внешними траншеями, а значительно более мощные и глубоко залегающие — внутренними отдельными траншеями. Горизонтальные и пологие большой мощности месторождения вскрывают групповыми траншеями.

Вскрытие отдельными внешними или внутренними траншеями *1* и *2* (рис. 218) обеспечивает независимость транспортирования породы с каждого горизонта. Но объем траншей с увеличением глубины вскрываемого горизонта резко возрастает и соответственно увеличивается объем горнокапитальных работ. Поэтому внешними отдельными траншеями обычно вскрывают не более двух-трех уступов и только в благоприятных топографических условиях (например, на косогоре) число вскрываемых уступов может быть больше, так как благодаря проведению полутраншей общий объем выработок не возрастает.

При применении групповых *1* и *2* общих или внешних траншей (рис. 219) общими траншеями вскрывают до пяти-шести уступов. Траншеи, вскрывающие нижележащие уступы, проходят внутри траншей верхних уступов. Объем горнокапитальных работ при этом способе меньше, чем при вскрытии отдельными внешними траншеями.

Объем породных работ значительно сокращается при расположении траншей внутри контура *3* карьера, т. е. при вскрытии внутренними траншеями (отдельными, групповыми или общими). Для средних и глубоких карьеров (глубиной 300—400 *м*) при всех формах

и независимо от угла падения месторождения наиболее распространено вскрытие общими внутренними траншеями. Из общих траншей чаще всего применяют тупиковые и спиральные съезды.

Вскрытие спиральными и тупиковыми съездами. Спиральным съездом называют траншею, расположенную на бортах карьера, огибающую контур залежи по спирали и имеющую уклон для железнодорожного или автомобильного транспорта (рис. 220).

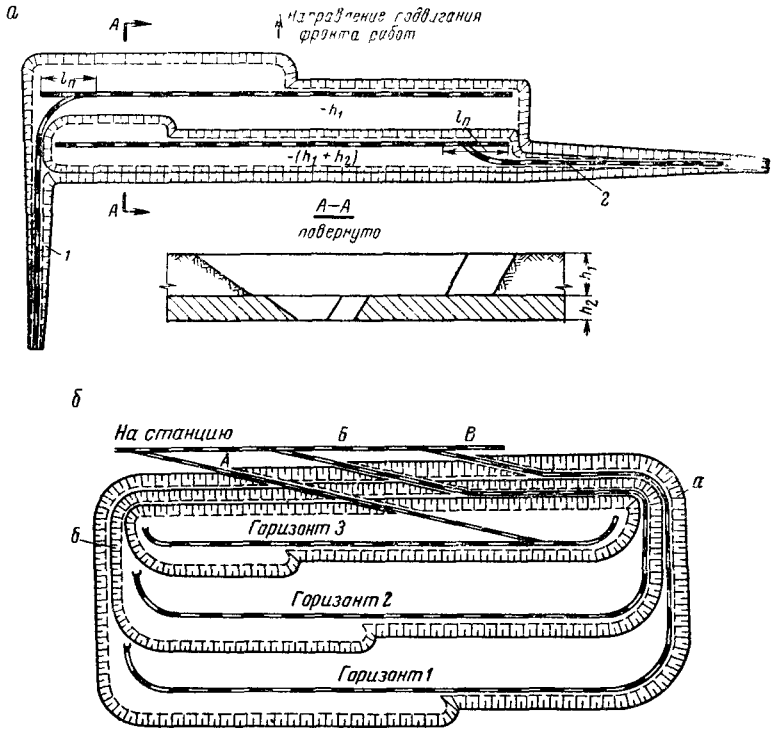


Рис. 218. Вскрытие отдельными внешними *а* и внутренними траншеями

На каждом эксплуатационном горизонте спираль имеет горизонтальную площадку, называемую пунктом примыкания, от которого начинается проходка разрезной траншеи горизонта и развиваются внутрикарьерные откаточные пути.

После полной отработки горизонта пункт его примыкания к спирали ликвидируют и переносят на следующий, нижележащий горизонт.

Основные достоинства вскрытия спиральными съездами по сравнению со вскрытием уклонами и тупиковыми съездами: поточность движения; исключается необходимость маневров поездов при переходе с внутрикарьерных путей на выездные спирали. К недостаткам

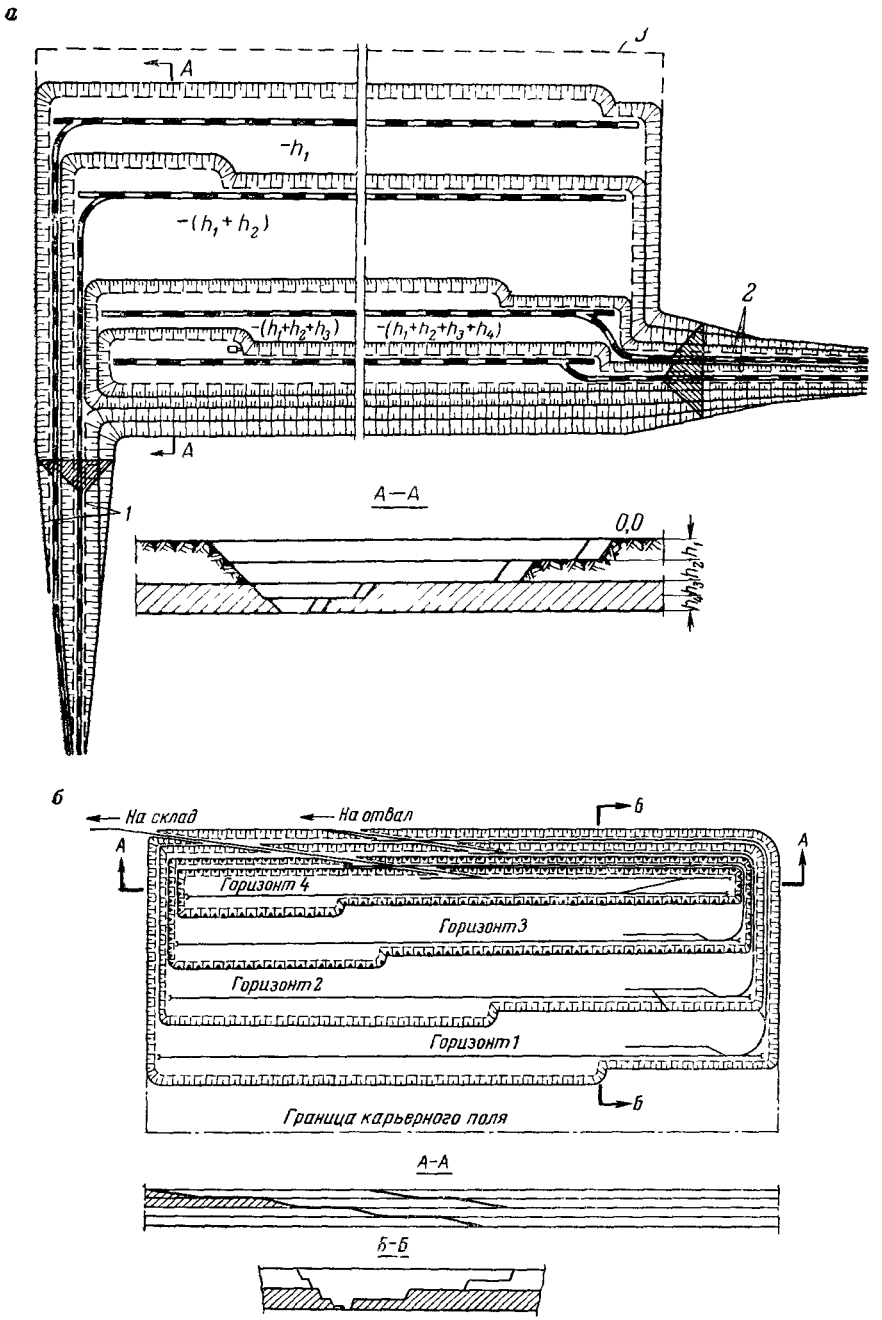


Рис. 219. Вскрытие групповыми внешними *а* и внутренними *б* траншеями

относится ограниченность применения вследствие необходимости большого разноса боковых пород при неблагоприятной форме рудного тела и применимость только для месторождений со значительными поперечными размерами.

Данный способ вскрытия применяется в том случае, когда контуры залежи не очень извилисты и позволяют делать радиусы закруглений необходимого размера, а также когда карьер имеет достаточную ширину.

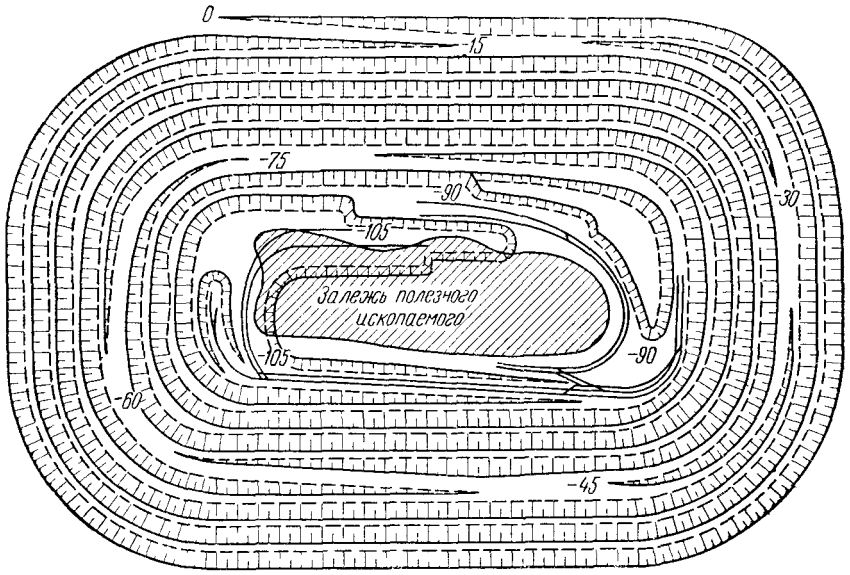


Рис. 220. Вскрытие спиральными съездами

Вскрытие спиральными съездами обычно применяют при крутом угле падения залежи, перекрытой наносами большой мощности, а также в месторождениях, которые залегают на горе. Главный недостаток спиральных съездов состоит в том, что им сопутствует жесткий режим горных работ.

Тупиковым съездом называют комплекс траншей, проходимых с небольшим уклоном по борту карьера в противоположных направлениях и оканчивающихся горизонтальными тупиковыми площадками, служащими для перемены направления движения железнодорожных составов (рис. 221).

Вскрытие тупиковыми съездами применяют при большой глубине разработки и при вытянутой форме залежи, когда длина карьера значительно больше ширины. Так как все последующие траншеи не выходят за предположенный разнос бортов, то это дает значительное преимущество по сравнению со спиральными съездами, при которых объем снимаемых пустых пород бывает намного больше.

Обычно капитальные траншеи при тупиковых съездах располагают по нерабочему борту карьера. При расположении вскрывающих траншей в висячем боку для подхода к залежи приходится предварительно снять большой объем породы, либо проходить дополнительные траншеи для транспортирования руды.

Так как примыкания тупикового съезда к рабочим горизонтам располагают поочередно через горизонт, то поочередно на одном торцовом борту карьера и на другом, необходимо для проезда к обоим местам примыкания устраивать дополнительную горизонтальную

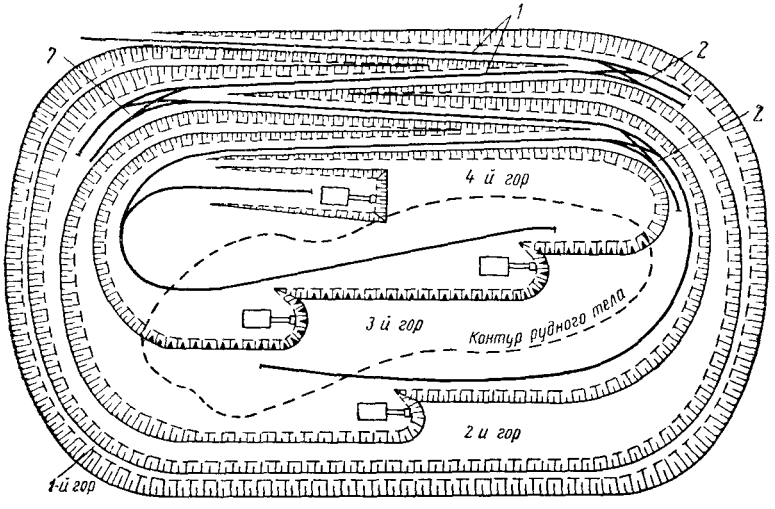


Рис. 221. Вскрытие тупиковыми съездами

откаточную берму. Без нее и на другом торцовом борту карьера пришлось бы устраивать закругления.

Тупиковые съезды имеют большее распространение, чем спиральные, так как меньше зависят от условий залегания месторождения.

Основные достоинства способа: возможность размещения съездов на одном борту. Недостатки: большая длина съезда *1* за счет тупиковых горизонтальных площадок *2* в местах перемены направления движения, что дает дополнительный объем вскрыши; низкая средняя скорость движения поездов из-за их остановок в пути для перемены направления движения и увеличения времени оборота за счет маневров на тупиковых площадках.

При применении автотранспорта вскрытие осуществляется не тупиковыми, а петлевыми съездами, представленными в разрезе и в профилях *1—1*, *2—2*, *3—3*, *4—4* (рис. 222).

Вскрытие уклонами. Этот способ заключается в проведении с земной поверхности до рабочих горизонтов карьера прямых крутых траншей, в которых устанавливают подъемники прерывно действующие

канатные — клетевые, скиповые (рис. 223) — или непрерывно действующие конвейерные. Для вскрытия уклонами благоприятна значительная глубина карьера.

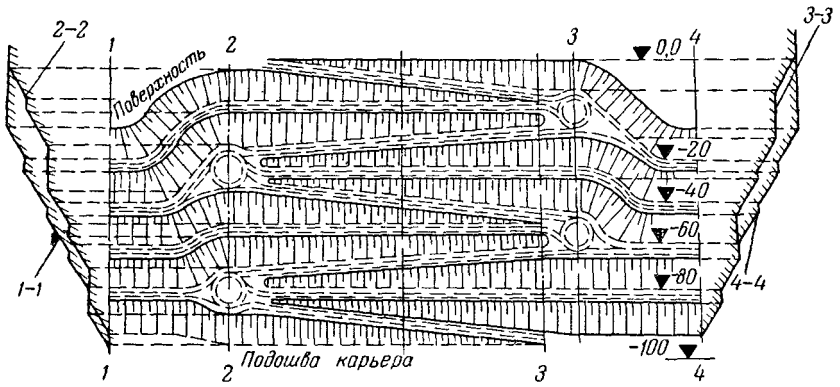


Рис. 222. Вскрытие петлевым съездом

Уклоны закладывают на нерабочем, наиболее устойчивом борту, обычно на породах лежачего бока или в торцах карьера. Так как крутые траншеи имеют большой угол наклона, близкий или даже равный углу погашения борта карьера, то объем их небольшой и проведение их сводится подчас только к планировке трассы.

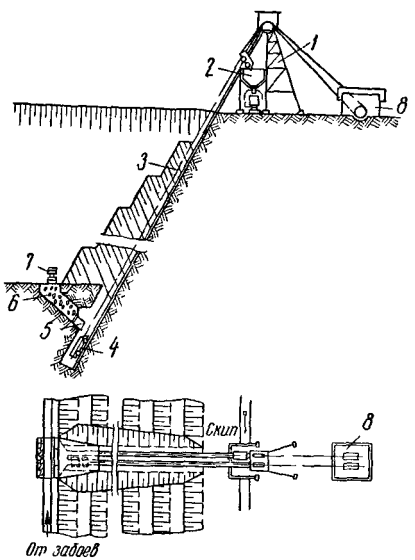


Рис. 223. Схема скипового наклонного подъемника:

1 — копер; *2* — бункер, *3* — канат, *4* — скип; *5* — дозатор, *6* — бункер; *7* — вагон; *8* — подъемная установка

Подъем горной массы по уклонам производят в вагонетках или в скипах в зависимости от характера сооружений на верхней приемной площадке, угла наклона траншеи. При угле наклона не больше 20° возможен непосредственный подъем в вагонетках. Когда угол больше 20°, вагонетки помещают на специальные платформы.

При больших углах наклона применяют скипы. На горизонте для их загрузки устраивают специальные воронки или бункера, а около последних — разгрузочные станции.

Достоинства вскрытия уклонами: сравнительно малый срок подготовки карьера к эксплуатации; подъем горной массы со значительной глубины кратчайшим путем; небольшой объем работ по

вскрыше при проведении капитальных траншей; возможность оборудования нескольких подъемников на карьере, что обеспечивает одновременную разработку на нескольких горизонтах; возможность закладывать капитальные траншеи по наиболее устойчивым породам.

Основные недостатки наклонных подъемников: затруднена подготовка новых горизонтов через действующую капитальную траншею; при одновременной разработке нескольких горизонтов сильно осложнена приемка груза на одну капитальную траншею; трудность организации ритмичной работы отдельных звеньев транспорта.

В связи с расширением области применения автотранспорта скиповые и клетевые наклонные подъемники в сочетании с доставкой рудной массы по рабочим горизонтам автосамосвалами получают все большее распространение.

Конвейерные подъемники оборудуют ленточными конвейерами с углом наклона, как правило, до 18°. Основные элементы конструкции такого подъемника: конвейерная лента, однобарабанный привод с отклоняющим или прижимным роликом и двухбарабанный с приводными муфтами различных типов, роликоопоры и рамы; тормоза; натяжные, очистные и погрузочные устройства. Транспортируемый материал на ленту конвейера нагружается через воронки и бункера. Для защиты от дождя и снежных заносов ленточные конвейерные подъемники помещают в крытой галерее.

Достоинства конвейерных подъемников — простота оборудования и несложность обслуживания; непрерывность транспортирования, дающая высокую производительность и возможность максимального использования мощных экскаваторов; минимальное расстояние доставки, применение автоматизации и дистанционного управления; обеспечение ритмичности работы дробилок и обогатительной аппаратуры; минимальные объемы горноподготовительных работ; меньшие капитальные затраты и численность обслуживающего персонала, чем при использовании железнодорожного транспорта. Недостатки аналогичны недостаткам забойных конвейеров: быстрый износ ленты и других элементов конструкции; пробуксовка ленты и ее обледенение в зимнее время; налипание породы на ленту и т. п.

Для получения больших углов подъема при гладкой ленте разрабатывают специальные конструкции конвейеров с особыми устройствами, прижимающими породу второй конвейерной лентой и т. д., препятствующими сползанию или скатыванию породы вниз.

Конвейерные подъемники находят все более широкое применение.

Вскрытие подземными выработками (стволами, штольнями с рудоспусками), комбинированное и бестраншейное. Подземный способ вскрытия применяется в особых случаях при разработке месторождений, расположенных в гористой, с крутыми косогорами местности, когда для вскрытия обычными способами потребуется удалять очень большое количество породы, что значительно удорожит стоимость вскрытия. При вскрытии подземными выработками рабочие горизонты карьера (каждый или через несколько) соединяют квершлагами с шахтным стволом. Добытая руда доставляется

мощными автосамосвалами к рудоспускам *2* (рис. 224), сбрасывается по ним в штольню *1* и погружается через бункер в вагоны поезда, транспортирующего ее затем из штольни и по железнодорожной ветке на обогатительную фабрику. В сложных условиях высокогорного залегания месторождения и в тяжелых климатических условиях Заполярья такой способ вскрытия полностью себя оправдал, обеспечивая непрерывную работу карьера и высокую его производительность.

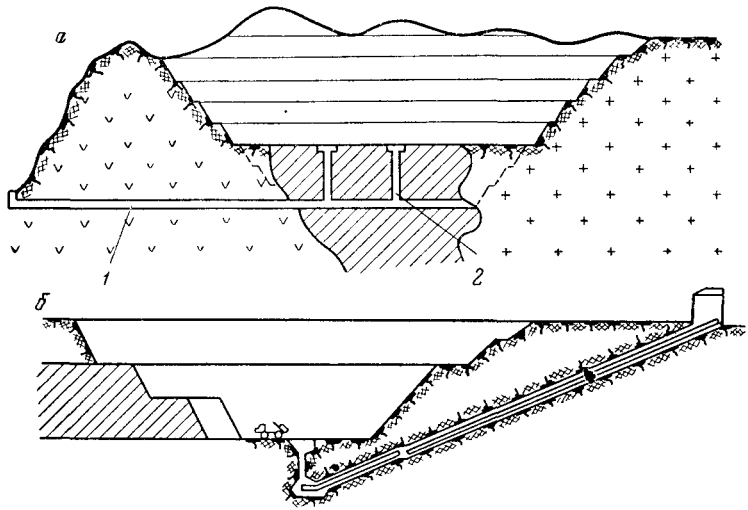


Рис. 224. Вскрытие штольней горизонтальной *а* и наклонной *б*

Бестраншейное вскрытие применяют для горизонтальных неглубоко залегающих месторождений. При этом траншей для соединения горизонтов карьера с поверхностью не проводят, а используют для этого кабельные краны или башенные экскаваторы или средства гидромеханизации.

Комбинированное вскрытие применяют на некоторых месторождениях при резких изменениях с глубиной условий его залегания в гористых местностях. Оно обычно представляет собой сочетания: траншейных способов с бестраншейными; траншейных способов с подземными; нескольких различных способов.

Глава XVII

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

Буровзрывные работы являются основным процессом при открытой разработке полезных ископаемых. Основная задача буровзрывных работ — отделение крепких руд и пород от массива и получение при этом горной массы регламентированной, оптимальной для

выемки и дальнейшей переработки кусковатости. При этом надлежит обеспечить достаточные для бесперебойной работы экскаваторов запасы взорванной горной массы, максимальную экономичность и безопасность. При разработке большинства рудных месторождений выдвигается дополнительное требование — обеспечение селективности выемки, т. е. при буровзрывных работах разубоживание руды и перемешивание разносортных руд должны быть минимальными.

Наибольшее применение на рудных карьерах получил метод скважинных (иногда котловых) зарядов, значительно реже применяются шпуровые и камерные заряды.

§ 1. БУРОВЫЕ РАБОТЫ

Основной объем бурения на карьерах приходится на проходку скважин различных диаметров, так как массовую отбойку руды производят скважинными зарядами. Применяемое обычно при разделке негабарита бурение шпуров имеет вспомогательное значение. На рудных карьерах успешно внедряют прогрессивные методы бурения — шарошечное, ударно-вращательное, огневое. Часть общего объема бурения выполняется станками шнекового и ударно-канатного бурения.

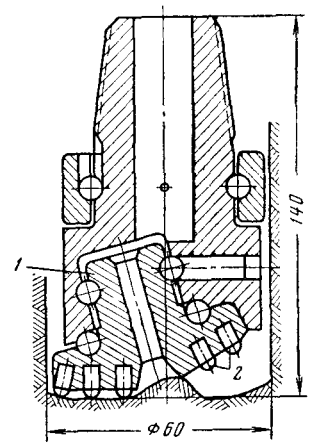


Рис. 225. Шарошечное долото: *1* — шарошка; *2* — штырь из твердого сплава

Шарошечное бурение. На рудных карьерах успешно применяют станки шарошечного бурения, краткая техническая характеристика которых приведена в табл. 25.

Станки шарошечного бурения обеспечивают достижение высоких скоростей проходки скважины и высокую производительность труда. К недостаткам этих станков относится высокая стоимость и малая стойкость шарошечного долота (рис. 225).

При бурении крепких пород рекомендуются малые скорости вращения долота при максимально больших осевых нагрузках. Например, крепчайшие железные руды (такониты) бурили трехшарошечным долотом диаметром 230 *мм*, армированным зубками твердых сплавов. При скорости вращения долота 32—35 *об/мин*, при осевом давлении 26—28 *т* были достигнуты: скорость проходки 3—9 *м/ч* и стойкость долот 75—250 *м*.

Один из основных показателей режима работы станка шарошечного бурения — осевое давление. С его увеличением резко возрастает скорость бурения, улучшается износостойкость долота.

Долота чаще всего выходят из строя из-за разрушения опор шарошек в результате попадания в подшипники опор породной мелочи.

Краткая техническая характеристи

Показатели	СВБК-200	БСШ-1м	БСШ-2м	БСШ-200
Диаметр долота, *мм*	200	190	190	190, 214
Глубина бурения, *м*	24	24	24	24
Максимальное осевое давление, *Т*	12	17,3	17,3	22
Общая производительность компрессоров, $м^3/мин$	20,0	18	18	—
Установленная мощность двигателей, *квт*	198,2	156	175,5	253
Вес станка, *т*	25	35,5	39	45
Коэффициент прочности буримых пород по М. М. Протодьяконову	5—10	6—12	6—14	6—14
Скорость передвижения станка, *км/ч*	0,854	1,4	1,4	0,7
Сменная производительность станка, *м*	15—18	25—30	25—50	—

Краткая техническая характеристика пневмо

Показатели	СБУ-125 (СБМК-5)	БАП-290	СПБА-2
Диаметр коронки, *мм*	105	250—290	150
Тип погружного пневмоударника	М-150	ПУ-2500	М-150 М-2500
Глубина бурения, *м*	35	20	18
Расход воздуха, $м^3/ч$	4,2	18—22	3,5
Скорость передвижения, *км/ч*	0,9	3—3,6	
Вес, *т*	3,2	18	

Одно из средств ликвидации заклинивания — увеличение давления сжатого воздуха до 6 *атм* для продувки скважин при бурении с образованием масляного тумана. Компрессоры станков должны обладать регулируемым (от 2 до 6 *атм*) давлением сжатого воздуха и способностью простого перехода с двухступенчатого на одноступенчатый режим работы. При существующих конструкциях долот эффективность шарошечного бурения можно повысить также и герметизировав подшипники опор и, кроме того, обеспечив подачу смазки в подшипники. Для этого создана автомасленка, емкость которой рассчитана на 14 *ч* работы долота, расход масла 0,2 *л/ч*.

При шарошечном бурении с пылью борются путем сухого пылеулавливания при помощи фильтра и смачивания ее у забоя скважины водовоздушной эмульсией. Фильтры улавливают до 98% пыли.

Таблица 25

ка станков шарошечного бурения

БСВ-2м	БСВ-3	СБШ-200	БАШ-250	СБШ-250	БАШ-320	СБШ-320
215	214, 215	214, 243	250	243, 269	До 320	320
20	21	32	27,5	32	30	40
24	25	25	40	30	70	60
18	18	20	27	18	—	48
187,6	166	300	174,5	322	458	550
30	30	50	50	55	96—98	120
6—12	6—10	6—14	12—14	8—16	12—20	20—18
0,9	—	0,6	0.75	0,67	0,75	0.5
35—45	30—45	—	28—30	—	12—15 (*м* в час)	До 20 (*м* в час)

Таблица 26

ударных буровых станков на гусеничном ходу

СБУ-125 (БМК-4)	СБУ-160 «Урал-64»	БМП-115	П-31 П-24А	2БСУ	2СБУ-125
80—105	160	115—130	80—105	60—70	105
М-1900УК	УУ-7	УУ-7А	М-1900	—	—
9-11ОК			М-1900		
			П-150		
30	30—32	30	30	50	32
5,5	—	5—6	7,0—9,0	8×14	—
0,75	—	1,2	0,75	2	—
1,13	22	5,0	1,13—12,5	8 : 3	7.0

Ударно-вращательное бурение. При бурении монолитных изверженных пород выше средней крепости на рудных карьерах применяют буровые станки с погружными пневмоударниками (рис. 226). Техническая характеристика некоторых современных моделей этих станков приведена в табл. 26.

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, удар посредством механизма пневмоударника (т. е. минуя колонну штанг).

Станки ударно-вращательного бурения значительно легче станков шарошечного бурения, поэтому они более транспортабельны. Они проще по конструкции, удобнее в работе. Этими станками можно

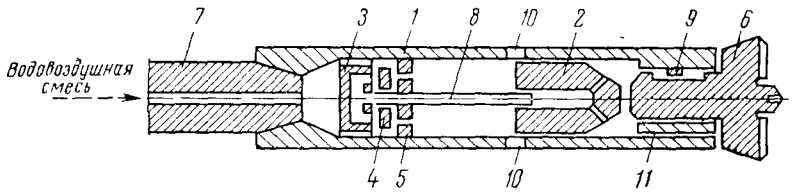


Рис. 226. Схема пневмоударника:
1 — корпус; *2* — ударник; *3* — золотниковая коробка; *4* — золотник; *5* — опорная шайба; *6* — хвостовик буровой коронки; *7* — буровая штанга, *8* — трубка, *9* — шпонка; *10* — выхлопные отверстия; *11* — канал

бурить наклонные скважины. Благодаря меньшему диаметру скважин и более густой сетки их расположения улучшается качество дробления и уменьшается выход негабарита.

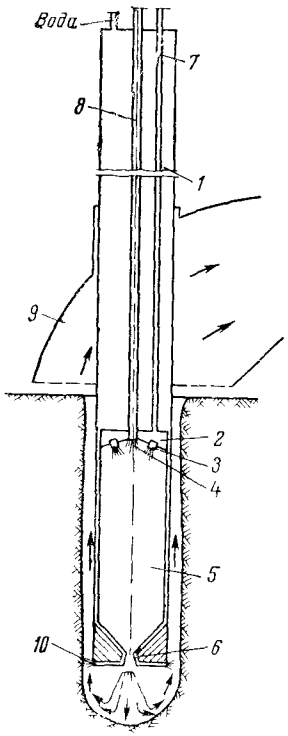


Рис. 227. Схема устройства реактивной горелки для огневого бурения:
1 — цилиндрическая штанга; *2* — головка горелки; *3* — топливная и *4* — кислородная форсунки; *5* — камера сгорания; *6* — реактивное сопло; *7* и *8* — трубы для горючего и кислорода; *9* — диффузор; *10* — отверстие для сброса воды

Бурение ударно-вращательными станками сильнотрещиноватых и кавернозных пород затруднено вибрацией бурового станка, систематическими заклиниваниями буровой коронки, частичным или полным поглощением отработанного сжатого воздуха, вследствие чего резко ухудшается очистка забоя от буровой мелочи.

Огневое бурение (рис. 227). 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 и значительно производительнее ударно-канатного и шарошечного бурения. Недостатки огневого бурения: высокая себестоимость и ограниченная область применения. В последние годы ведется работа по замене кислорода другими видами окислителей — прежде всего сжатым воздухом. Это позволит расширить применение огневого способа бурения.

Комбинированный буровой инструмент (рис. 228) создан ИГД им. А. А. Скочинского. В нем сочетаются преимущества вращательного и ударно-вращательного способов бурения. Новый инструмент — это пневмо-

ударник с закрепленными к его корпусу двумя шарошечными долотами. Породы забоя скважины разрушаются ударным и шарошечным долотами, действующими одновременно, но независимо один от другого. Скорости бурения значительно повышаются, так как до забоя доводится большая мощность.

Опытное бурение на карьерах Бакальского рудоуправления кварцитов крепостью $f = 22$ комбинированным буровым инструментом УШ-150 велось со скоростью 7—8,5 *м/ч*, а скорость в таких же условиях шарошечного бурения — 4,2 *м/ч*, пневмоударного — 2,4.

За последние годы созданы новые образцы такого инструмента для бурения скважин диаметром 150, 175, 190 и 214 *мм*. Промышленные испытания инструментов УШ-150 и УШ-175 на карьерах Оленегорского и Гайского ГОКов и комбината Ураласбест показали,

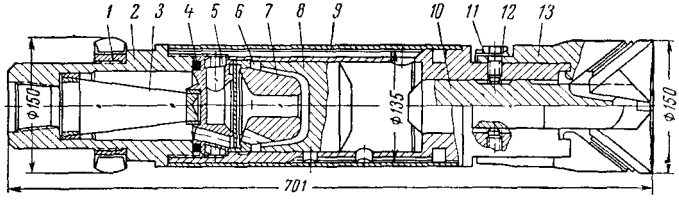


Рис. 228. Схема комбинированного бурового инструмента:
1 — расширитель; *2* — переходник; *3* — фильтр; *4* — уплотнительное кольцо; *5* — верхняя часть клапанной коробки; *6* — клапаны; *7* — нижняя часть клапанной коробки; *8* — поршень; *9* — корпус; *10* — ударное долото; *11* — болт; *12* — стопорная шайба; *13* — секция шарошечного долота

что чистая скорость бурения была в 1,5—3 раза, сменная производительность в 1,2—2,2 раза выше, расходы по бурению на 1 $м^3$ горной массы меньше на 20—50% по сравнению с шарошечным бурением.

Комбинированный инструмент высокопроизводителен 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-2.

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 крепостью $f = 1—3$ 70—100 *м*, в породах крепостью $f = 5—6$ 30—56 *м* и в породах $f = 6—10$ 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 крепостью $f = 12—14$; ВНИИжелезобетона сконструирована буровая

коронка к станку СВБ-2, снабженная легкозаменяемыми режущими дисками, изготовленными из твердого сплава. Эта коронка успешно применяется на ряде известняковых карьеров.

Ударно-канатное бурение. Наиболее распространены станки БС-1 и БУ-20-2.

При бурении в изверженных породах сменная производительность ударно-канатных станков 2—6 *м*, а в известняках 10—15 *м*. В настоящее время станки ударно-канатного бурения повсеместно заменяются станками шарошечного, пневмоударного и огневого бурения.

Бурение шпуров производят пневматическими бурильными молотками (ручными или колонковыми) ПА-23, ПР-23, КС-50, КЦМ-4 и др. Для отбойки руды шпуровой метод отбойки имеет ограниченную область применения.

§ 2. ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И СРЕДСТВА ВЗРЫВАНИЯ

Наиболее распространены на рудных карьерах в СССР аммиачно-селитренные ВВ: аммониты, игданит, зерногранулиты и гранулиты.

Для взрывания обводненных скважин применяют специальные, так называемые водоустойчивые ВВ: аммониты № 6ЖВ, № 7ЖВ, В-3 и др. 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 (смесь аммиачной селитры с дизельным топливом), а также сыпучие гранулированные ВВ заводского изготовления зерногранулиты 30/70, 50/50, 80/20 (смесь гранулированной аммиачной селитры с гранулированным тротилом в указанных соотношениях), гранулиты АС и С (смесь гранулированной аммиачной селитры с соляровым маслом и добавками алюминиевой пудры или древесной муки). Достоинства этих ВВ заключаются в невысокой стоимости, безопасности в обращении и возможности механизации процесса заряжания.

Краткая характеристика ВВ этого класса, наиболее перспективных для открытых разработок, дана в табл. 27.

Все более широкое применение получают водонаполненные смеси аммиачной селитры с тротилом или, как их называют, водонаполненные ВВ. Преимущества водонаполненных ВВ перед сыпучими ВВ следующие: большая плотность, высокое давление детонации, возможность эффективного ведения взрывных работ в сильно обводненных 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

Таблица 27

Краткая характеристика гранулированных промышленных ВВ

Тип ВВ	Теплота взрыва, *ккал/кг*	Работоспособность, *см³*	Бризантность, *мм*	Плотность в патронах, *г/см³*	Критический диаметр, *мм*	Стоимость 1 *т* ВВ, руб.	Энергия 1 *м³* заряда, тыс. *ккал*	Рекомендуемые промежуточные детонаторы	Примечание
Игданит	800—930	320—330	15—20	0,9	150	50—80	—	Т-400	Пригоден к применению в сухой части скважин
Гранулит С	850—930	315—340	15—20	0,9—1,0	150	80	680	ТГ-150	То же
Гранулит АС	1023	340—400	15—20	0,9	100	100	870	То же	»
Зерногранулит 80/20 . .	986	350—370	20—28	1,0—1,2	30	112	870	»	»
Зерногранулит 50/50 . .	1250	340—350	20—26	0,9	50	200	819	Т-400 ТГ-300 ТГ-500	Может применяться в скважинах с непроточной водой
Аммотол ТСА (литой или кусочки)	1100	400	28—30	0,1	25—35	400—500	1820	То же	То же
Алюмотол	1240	400—430	26—28	1,4	25—30	445	1320	»	Может находиться в воде неограниченное время
Тротил	1000	285	20	1,4	40	—	—	ТГ-1000	То же

ВВ тестообразной консистенции (льющиеся) на водной основе, которые получили название акватолы. В скважинах с непроточной водой и сухих хорошие результаты дает взрывание водонаполненных зерногранулитов.

Способы взрывания зарядов характеризуются: по времени взрывания отдельных зарядов (или групп зарядов) — мгновенное, короткозамедленное и замедленное; по способам взрывания зарядов ВВ — огневой, электрический, детонирующим шнуром, электроогневой.

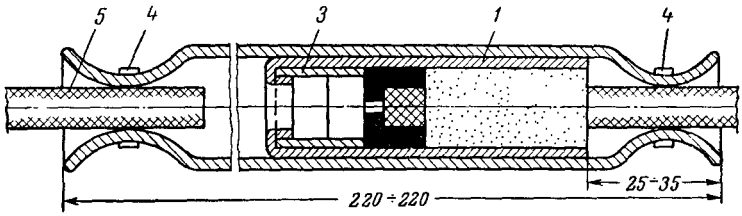


Рис. 229. Пиротехническое реле КЗДШ-58:
1 — пластиковая трубка; *2* — капсуль-детонатор; *3* — замедлитель; *4* — зажимы; *5* — ДШ

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.

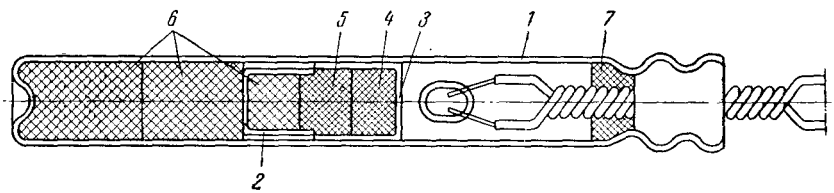


Рис. 230. Электродетонатор ЭДКЗ:
1 — гильза; *2* — чашечка; *3* — шелковая сетка; *4* — замедляющий состав; *5* — азид свинца; *6* — тен; *7* — пластиковая пробочка

Для обеспечения миллисекундных замедлений (короткозамедленное взрывание) при взрывании ДШ применяют пиротехнические реле КЗДШ-58 — одностороннего действия (рис. 229) и выпускаемые в последнее время КЗДШ-62 — двустороннего действия. Эти реле обеспечивают четыре интервала замедления 10, 20, 35 и 50 *м/сек*.

Электрическое взрывание осуществляется при помощи электродетонаторов мгновенного, замедленного или короткозамедленного действия (рис. 230).

Промышленность выпускает серийно электродетонаторы короткозамедленного действия двух ступеней замедления 25 и 15 *м/сек*, на ряде карьеров применяются чешские электродетонаторы марки ДЕМ со ступенью замедления 23 *м/сек*.

§ 3. 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 мало — для дробления негабаритных блоков.

Метод отбойки скважинными зарядами является основным на карьерах. Скважины в массиве обычно располагаются вертикально, реже наклонно, совсем редко — горизонтально. Скважинные заряды представляют собой заряды ВВ, размещаемые в скважинах диаметром более 75 *мм* и длиной свыше 1 *м*. 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.

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. 231, *а*) и поперечным (рис. 231, *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. 232).

Этот способ позволил намного увеличить степень дробления пород взрывом и явился важным шагом для решения проблемы управления степенью дробления горных пород действием взрыва. Этот метод в сочетании с рациональными схемами многорядного короткозамедленного взрывания способствует улучшению качества взрыва благодаря более равномерному и интенсивному дроблению.

Способ взрывания 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

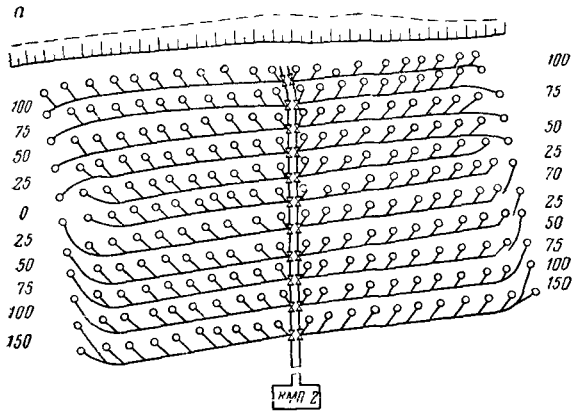
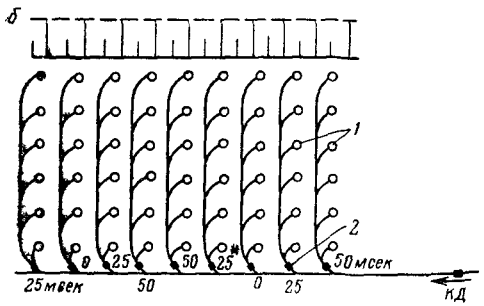


Рис. 231. Схема многоряд ного коробкозамедленного взрывания:

1 — скважины; *2* — замедлитель КЗДШ-58



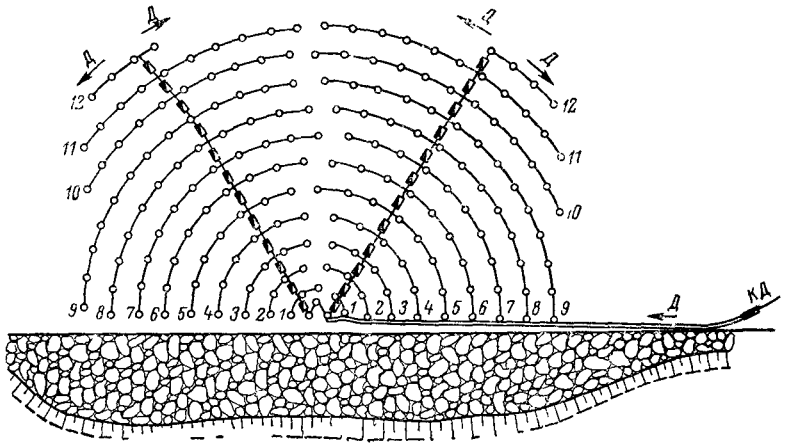


Рис. 232. Многорядное коротнозамедленное взрывание по радиальной схеме в зажатой среде:

1—12 — порядок взрывания

как взрывание на неубранную горную массу сокращает объем работ по переукладке путей, а также позволяет регулировать такие важные параметры, как форму и высоту развала горной массы, и соответственно улучшать использование горного оборудования. Так как выбросы горной массы за последним рядом на кромку уступа и закол в массиве при взрывании на неубранную горную массу не бывают, то производительность станков при бурении первого ряда скважин увеличивается.

К прогрессивным методам взрывания относится применение внутрискважинных замедлений (рис. 233), т. е.

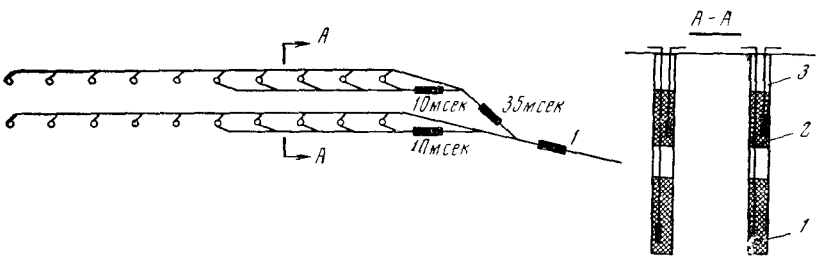


Рис. 233. Схема взрывания с внутрискважинным замедлением:
1 — боевик; *2* — заряд тротила; *3* — песок

равномерного взрывания 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.

Из других прогрессивных направлений развития взрывных работ следует отметить применение плоских зарядов, что возможно при огневом бурении скважин.

Улучшению качества взрывных работ на рудных карьерах способствует применение высоких уступов. Опыт карьера Криворожского бассейна свидетельствует, что это обеспечивает интенсивное и равномерное дробление пород при весьма существенном уменьшении объема бурения, сокращении удельного расхода ВВ и улучшении организации труда.

§ 4. 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* дана на рис. 234.

Для получения сосредоточенных зарядов буровые скважины и шпуры простреливают небольшими зарядами ВВ, в результате чего на дне скважины создается пространство для разме-

щения сосредоточенного заряда ВВ. Это пространство называют «котлом», а сосредоточенный заряд — «котловым» зарядом.

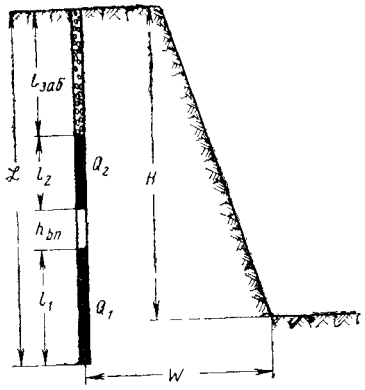


Рис. 234. Конструкция заряда ВВ с воздушными промежутками

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 взорванного массива хуже, чем при колонковых зарядах.

Прогрессивным методом управления действием взрыва является применение конструкции заряда с воздушными промежутками (рис. 234), который обеспечивает повышение интенсивности и равномерности дробления (размер среднего куска уменьшается в 1,5—2 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.

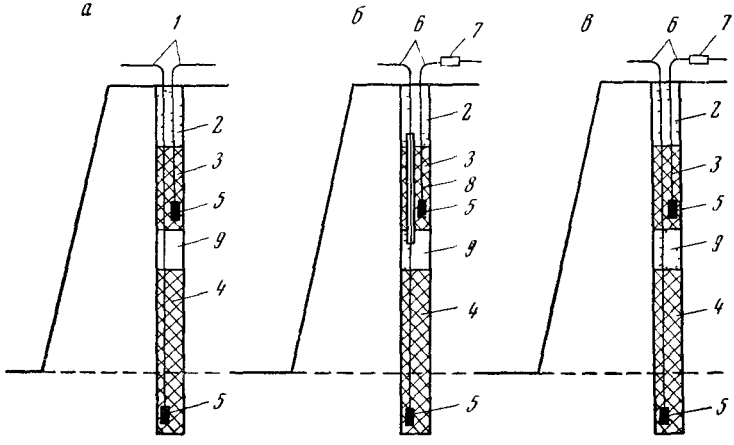


Рис. 235. Разновременное инициирование скважинных зарядов по схеме замедления «снизу» при электровзрывании (а), при огневом взрывании с изоляцией детонирующего шнура от верхнего заряда (б) и без изоляции (в):

1 — электропровод; *2* — забойка; *3* — верхний заряд ВВ, *4* — нижний заряд ВВ; *5* — боевик; *6* — детонирующий шнур, *7* — КЗДШ-58, *8* — изолирующая трубка (шланг), *9* — инертный промежуток

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 газо-

образными продуктами взрыва верхнего заряда; действия взрыва нижнего (основного) заряда; интерференции взрывных волн верхнего и нижнего зарядов.

Взрывание с внутрискважинными замедлениями (рис. 235) обеспечивает значительное улучшение конструкции заряда. Разновременность взрывания 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 полезной емкости скважины.

§ 5. РАСЧЕТ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Линию наименьшего сопротивления рассчитывают по формуле

$$W = \frac{\sqrt{0{,}56p^2 + 4mpgHl_{\text{скв}}}}{2mqH} - 0{,}75p, \ м,$$

где p — количество ВВ, размещающееся в 1 $м$ скважины, $p = 7{,}85d^2\Delta$, $кг$;
d — фактический диаметр скважины, $дм$;
Λ — плотность заряжания ВВ в скважине, $кг/дм^3$;
m — коэффициент сближения зарядов (при короткозамедленном взрывании $m = 1{,}2—1{,}4$);
q — фактический удельный расход ВВ, $кг/м^3$;
H — высота уступа, $м$;
$l_{\text{скв}}$ — глубина скважины, $м$.

При взрывании крепких скальных пород (например, железистых кварцитов) расстояние между рядами скважин b принимается равным расстоянию между скважинами a.

$$b = a = 0{,}80w \div 0{,}85w,$$

где w — л. н. с. по подошве.

Величину заряда дробления рассчитывают по формуле

$$Q = qwaH, \ кГ,$$

где q — удельный расход ВВ, $кг/м^3$;
w — л. н. с., $м$;
a — расстояние между скважинами, $м$;
H — высота взрываемого уступа, $м$.

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, следует пользоваться следующей методикой расчета:

вес нижней части заряда

$$Q_1 = (0{,}6 — 0{,}7)\, Q, \ кГ;$$

вес верхней части заряда

$$Q_2 = (0{,}3 - 0\,4)\,Q,\ кГ,$$

где Q — общий вес заряда, определенный по приведенной выше формуле.

Высота воздушного промежутка

$$h_{в.\ п} = (0{,}17 - 0{,}35)\,l_{зар},\ м,$$

где $l_{зар} = \frac{Q}{p}$ (p — вместимость 1 $м$ скважины, $кг$;

$l_{зар}$ — длина заряда, $м$).

Длина забойки

$$l_{заб} = L - (l_{зар} + h_{в.\ п}),\ м,$$

где L — глубина скважины, $м$.

При взрывании в зажатой среде рациональную ширину подпорной стенки можно определить по формуле

$$B = \xi w \left(\frac{\sqrt{2kqE_0E}}{[\sigma]} - 1 \right),\ м,$$

где ξ — коэффициент разрыхления породы;

w — л. н. с., $м$;

k — коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы (k = 0,04—0,2);

q — удельный расход ВВ, $кг/м^3$;

E_0 — удельная энергия, ВВ $ккал/кг$;

E — модуль упругости породы, $кг/см^2$;

$[\sigma]$ — предел прочности породы на сжатие, $кг/см^2$.

§ 6. МЕТОД МИННЫХ КАМЕР. ВЗРЫВЫ НА ВЫБРОС И НА СБРОС

Метод минных камер заключается в том, что заряды помещают в специальные камеры, которые устраивают из шурфов или штолен (рис. 236). Штольни сечением 1 2—2,5 $м^2$ проходят с небольшим подъемом для стока воды. Минный шурф, по правилам безопасности, должен иметь площадь поперечного сечения не менее 1 $м^2$ в свету. Для усиления эффекта взрыва камеру обычно соединяют с карьером, помимо штолен, при помощи дополнительных коленчатых выработок (штреков), пройденных от штольни под прямым или острым углом. К штрекам примыкают минные камеры, размер которых определяется величиной заряда, способом его расположения, плотностью ВВ, устойчивостью 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 боковому действию взрыва не придают особенного значения.

Недостатки минных взрывов: значительные расходы по проведению подготовительных выработок; большой выход крупных кусков; возможность неудачного взрыва в разнородных и трещиноватых породах.

Методы взрыва на выброс (рис. 237) и на сброс (рис. 238) дают возможность взорвать и транспортировать значительные массы горных пород в заранее заданном направлении. Применение этого метода дает экономию средств и сокращает сроки ввода рудников в эксплуатацию.

Взрывы на выброс используют главным образом для проходки траншей *1* и выемок при спокойном рельефе местности, а также для перемещения (переброски) горных пород.

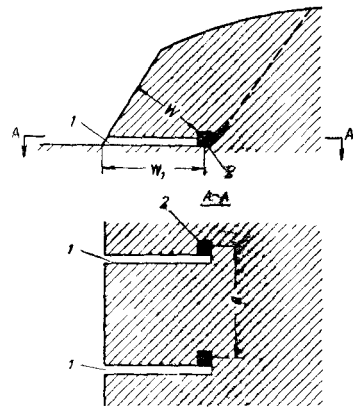


Рис. 236. Метод камерных зарядов:
1 — штольнообразные выработки, *2* — камеры для размещения зарядов ВВ

В результате взрыва на обоих бортах траншеи *2* распределяется почти одинаковый объем *3* взорванной породы. 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 взрывом с двусторонним выбросом, второй — направленным взрывом на выброс.

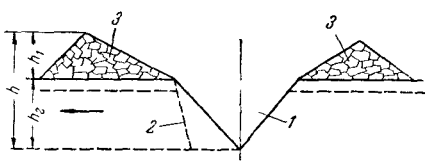


Рис. 237. Схема взрыва на выброс

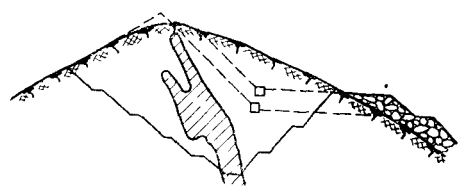


Рис. 238. Схема расположения зарядов при взрыве на сброс

В современных условиях находят применение отдельные заряды на выброс размером 2 тыс. *т* и более.

§ 7. ОРГАНИЗАЦИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Организация работ по проведению массового взрыва начинается с составления технического проекта взрыва, в котором указываются его основные параметры, а также расход ВВ и средств взрывания.

Вначале 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 взрываемых ВВ. Начальник буровзрывного участка наносит на план взрывные скважины с принятыми для данных условий параметрами расположения сетки скважин и глубины перебуров. В геолого-маркшейдерском отделе составляют по скважинам первого и последующих рядов профили с указанием геологических особенностей уступа и мощности напластования. На этой основе производится расчет: зарядов в скважинах по формулам, их конструкции, общего количества ВВ, величины перебуров; наносятся взрываемые зоны. При расчете параметры — расстояние между зарядами, среднюю линию наименьшего сопротивления и высоту уступа — берут с плана взрыва, а удельный расход ВВ на основе фактического их расхода за длительный период работы карьера с учетом физико-механических свойств пород взрываемого блока.

Технический проект взрыва утверждает главный инженер карьера. Начальник буровзрывного участка вместе с маркшейдером и техническим руководителем карьера переносят после этого скважины в натуру, принимая определенные их расстояния от верхней кромки уступа. Скважины отмечаются колышками, на которых для машиниста бурового станка указывается номер скважины и ее проектная глубина. Контроль за качеством буровзрывных работ осуществляется маркшейдерским замером. Важным элементом организации работ является контрольный промер пробуренных скважин перед заряжанием. Если фактические данные отличаются от проектных, производится перерасчет. Учитывая значительный масштаб массового взрыва (в среднем 50 тыс. *т* горной массы), большое значение приобретает механизация трудоемкого процесса заряжания и забойки. Поэтому одной из наиболее актуальных задач в совершенствовании организации буровзрывных работ является механизация взрывных работ на карьерах. В СССР разработаны и применяются на карьерах зарядные и забоечные агрегаты МЗС-1, УСЗ, СУЗН-2 и др. (табл. 28).

Особое значение для улучшения организации взрывных работ на карьерах имеет совершенствование методов разделки негабарита. Следует отметить, что если массовые взрывы производятся на крупных карьерах один раз в 7—10 дней, то негабарит разделывается ежедневно, что вызывает непроизводительные трудовые затраты.

Разделка негабаритов обычно производится взрывным способом с применением накладных или шпуровых зарядов. При накладных зарядах радиус опасной для нахождения людей зоны составляет 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. Этот способ позволяет значительно снизить расход ВВ и трудовые затраты и повысить безопасность работ. Эффективен способ кумулятивных зарядов конструкции А. В. Сафронова, по сравнению со шпуровым более безопасный и экономичный. Промышленность выпускает плоские кумулятивные заряды весом от 100 до 400 *т*.

Разработан электротермический метод разделки негабарита токами промышленной частоты напряжением до 120 *в*. Метод успешно

Таблица 28

Агрегаты для механизации заряжания и забойки скважин на карьерах

Агрегат	Грузоподъемность, *т*	Эксплуатационная производительность, *т/ч*	Производительность при непрерывной работе, *т/ч*	Время заряжания одной скважины, *мин*	Емкость бункера	Мощность *л. с.*	Вес (без ВВ), *т*	Состав бригады, чел.	Стоимость (оптовая), руб.
Зарядные									
МЗС-1 (Гипроуглеавтоматизация)	—	4	12	—	—	—	10	2	3 000
СУЗН-2 (НИИИгормаш)	8	6	15	2	9 *м*³	180	11	2	20 000
СУЗН-3 (НИИИгормаш)	4	4	12	3	4 *м*³	40	7,3	2	10 000
Забоечные									
УЗСН (Гипрорудмаш)	7—8	4—5	—	5	—	180	12	2	9 600
УЗСН (НИПИрудмаш)	6 или 4	40 (скважин)	50 (скважин)	1	5 *м*³	110	7,1	2	5 400
Т-43С-2 (Гипрорудмаш	10	—	—	0,5	8 *т*	168	12	1	8 500
Т-43С-2В (Гипрорудмаш)	10	—	—	0,5	6 *т*	168	12	1	6 900
Т-КДЗ-2 (Гипрорудмаш)	10	—	—	0,5	10 *т*	168	12	2	6 900

прошел лабораторные и промышленные испытания. Себестоимость низкочастотного разрушения негабарита в 2—2,5 раза ниже, чем при взрывном шпуровом методе.

В ИГД им. А. А. Скочинского для дробления негабарита сконструирована высокочастотная контактная установка ЛОР-60.

Уже имеется опытно-промышленная 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 для разделки негабарита применяют установки с падающим грузом. Из практики применения этого способа на карьерах США и Англии следует, что он дешевле шпурового.

Институт Гипрорудмаш сконструировал смонтированный на гусеничном ходу бутобой двух типов: пневматический и гидравлический.

Техническая характеристика бутобоев

Производительность, $м^3/ч$	20	20
Вид энергии	Пневматическая	Гидравлическая
Расход сжатого воздуха, $м^3/мин$	1	1
Вес установки, $т$	20	19

Расчеты свидетельствуют, что дополнительные затраты в течение полутора лет эксплуатации полностью окупаются. Надо полагать, что новые способы разделки негабарита получат широкое распространение на рудных карьерах.

Глава XVIII

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

§ 1. ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Независимо от конфигурации и условий залегания месторождений полезных ископаемых их разработка открытым способом осуществляется горизонтальными слоями уступной формы, называемыми горизонтами и отрабатываемыми сверху вниз.

Как было отмечено выше, рабочий горизонт вскрывают, проведя к нему капитальную вскрывающую выработку. Число находящихся в одновременной работе горизонтов зависит от элементов залегания месторождения и заданной производительности. Добычные и вскрышные работы начинают проведением по простиранию или вкрест простирания месторождения подготовительной разрезной траншеи. Одновременно с отработкой вышележащих горизонтов готовят следующий нижележащий горизонт путем проведения капитальной, а затем разрезной траншеи. В зависимости от мощности полезного ископаемого и вмещающих пород, их физических свойств, способа выполнения буровзрывных работ, основных параметров оборудования и условий транспортирования руды и породы определяют высоту уступа. При применении различных типов экскаваторов она изменяется в весьма широких пределах — от 10 до 30 *м*. Например, для драглайнов от 10 до 25 *м*, для многочерпаковых экскаваторов от 10 до 30 *м*, а для механических лопат от 10 до 20 *м*.

В зависимости от типа и рабочих параметров работающих в забое механизмов определяют форму и размеры забоя уступа или подступа.

В мягких породах при работе механической лопаты высота забоя не должна превышать высоты черпания. Профиль забоя в таких породах представляет собой линию по траектории движения ковша при черпании, а в сыпучих и разрыхленных взрывом скальных породах — линию естественного их откоса. В скальных породах высота уступа не должна превышать полуторной высоты черпания. Ширину

забоя устанавливают соответственно от 0,5 до 1,5 радиуса черпания экскаватора на уровне стояния.

При определении высоты забоя драглайна за основную величину принимают радиус черпания на уровне подошвы забоя с учетом того, что для экскаватора данного типа расчетный угол откоса не превышает 45° (угол устойчивого откоса 35—40°).

Форма и размеры забоев многочерпаковых экскаваторов находятся в прямой зависимости от конфигурации и размеров черпаковых рам, направления черпания и способа выемки горной массы (сплошной или селективной).

В соответствии с геологическими и производственно-техническими условиями определяют размеры площадок уступа. Наименьшая допустимая их ширина при разработке скальных пород, разрыхляемых буровзрывными работами, складывается из следующих величин: ширины максимального развала и транспортной полосы, зазора между транспортной полосой и развалом и зазора между транспортной полосой и бровкой уступа. Ширина развала зависит от его формы и определяется структурой пород, шириной заходки, высотой уступа и способом рыхления.

Основные элементы заходки: ширина, высота и длина. Часть разрабатываемого уступа по длине, имеющая самостоятельный забой, с шириной, равной ширине заходки, называют блоком. Его длина зависит от производственно-технических условий и характера месторождения: она должна обеспечивать бесперебойную и независимую работу оборудования. В мягких породах минимальная длина блока должна быть достаточной для того, чтобы транспортные средства могли независимо подаваться в каждый забой, а в скальных породах дополнительно учитывается требование бесперебойной работы, обеспечиваемой достаточным объемом взорванной массы в забое и достаточным числом пробуренных для последующих взрывов скважин. Длина блоков на практике колеблется в очень широких пределах: от 100 *м* в мягких породах при применении конвейерного транспорта до 1500 *м* в скальных породах. При многочерпаковых экскаваторах уступ на блоки не разделяют, так как отработка происходит с откоса, а не торца, причем экскаватор движется вдоль всего фронта работ. Длина всех блоков уступа является фронтом работ уступа. Полная длина всех вскрышных и добычных уступов соответственно будет фронтом карьера.

В скальных породах применяют выемку параллельными заходками, наиболее эффективную при погрузке одноковшовыми экскаваторами. В процессе разработки месторождения фронт работ перемещается на 50—250 *м* в год. Перемещение бывает параллельное (рис. 239, *а*) и веерное (рис. 239, *б*). Иногда часть карьерного поля разрабатывается с параллельным перемещением фронта работ, а другая — с веерным. Параллельное перемещение чаще применяется при использовании одноковшовых экскаваторов при вскрытии спиральными съездами и разработке одноковшовыми экскаваторами.

При разработке месторождения многочерпаковыми экскаваторами перемещение фронта работ — веерное, а отработка ведется параллельными заходками.

При разработке месторождения принимают все меры к наиболее полному извлечению полезного ископаемого и сохранению его природных качеств.

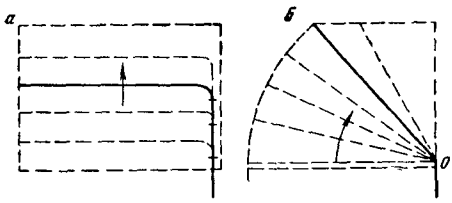


Рис. 239. Способы перемещения фронта работ

Карьер должен иметь достаточное для нормальной работы количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов, что обеспечивается тем, что вскрышные работы всегда должны опережать добычные. В зависимости от горногеологических, производственно-технических условий и срока эксплуатации месторождения устанавливается оптимальная величина опережения.

При сезонных вскрышных работах и применении многочерпаковых экскаваторов подготовленные к выемке запасы на конец рабочего сезона должны полностью обеспечивать на весь период прекращения вскрышных работ бесперебойную добычу.

Обычно принимают следующее соотношение вскрытых, подготовленных и готовых запасов полезных ископаемых: 1 : 0,5 : 0,25.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Системы открытой разработки не настолько многообразны, как подземной. Наиболее распространены классификации, предложенные акад. Н. В. Мельниковым, профессорами Е. Ф. Шешко и М. Г. Новожиловым.

Для учебных целей можно принять упрощенную классификацию, в основу которой положен способ перемещения вскрышных пород в отвалы. Эта классификация (табл. 29) охватывает только основные системы открытой разработки месторождений.

Таблица 29

Классификация систем открытой разработки

Класс	Группа	Характеристика систем
I. Бестранспортные системы	а. Простая б. С кратной перевалкой	Экскаваторы выполняют все операции по разработке: добычные работы, транспортирование и отвалообразование во внутренние отвалы

Продолжение табл. 29

Класс	Группа	Характеристика систем
II. Транспортно-отвальные системы	а. С применением консольных отвалообразователей б. С применением транспортно-отвальных мостов в. С применением башенных экскаваторов	Погрузочные работы производятся многочерпаковыми экскаваторами; транспортирование пустых пород во внутренние отвалы — консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами
III. Транспортные системы	а. С перевозкой породы на внутренние отвалы б. С перевозкой породы на внешние отвалы в. С перевозкой породы на внешние и внутренние отвалы	Все погрузочные работы производятся экскаваторами с ковшами 1,5—8 $м^3$, а транспортирование локомотивами или средствами безрельсового транспорта с внешним или внутренним отвалообразованием
IV. Комбинированные системы	а. С сочетанием I и III классов б. С сочетанием II и III классов	Толща вскрышных пород по вертикали делится на две зоны. Верхнюю зону разрабатывают экскаваторами с погрузкой породы в вагоны или автомашины, с транспортированием на внешние отвалы, а нижняя зона экскавируется непосредственно в отвал мощными вскрышными экскаваторами, транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями

Так как при открытой разработке объем (вес) добываемого полезного ископаемого намного меньше объема (веса) удаляемых пустых пород, то способ перемещения последних определяет конструкцию, условия применения и экономичность системы разработки.

§ 3. БЕСТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Экскавация вскрышных пород, перемещение их в выработанное пространство и размещение в отвале выполняются при бестранспортных системах вкрышными экскаваторами (рис. 240) типа драглайн или прямая механическая лопата. Эти системы очень просты в организационном отношении и экономичны. Использование при бестранспортных системах драглайна, имеющего значительный радиус разгрузки, более эффективно.

При пологом или горизонтальном залегании месторождения применяют простую бестранспортную систему.

Если радиус разгрузки экскаватора достаточен, то порода вскрышного уступа прямо перемещается в выработанное пространство.

Радиус разгрузки $R_р$ при мощности вскрышки H более 7 *м* составит 30—40 *м*, и в этом случае необходимо применение экскаватора специальной конструкции. В этом случае радиус разгрузки

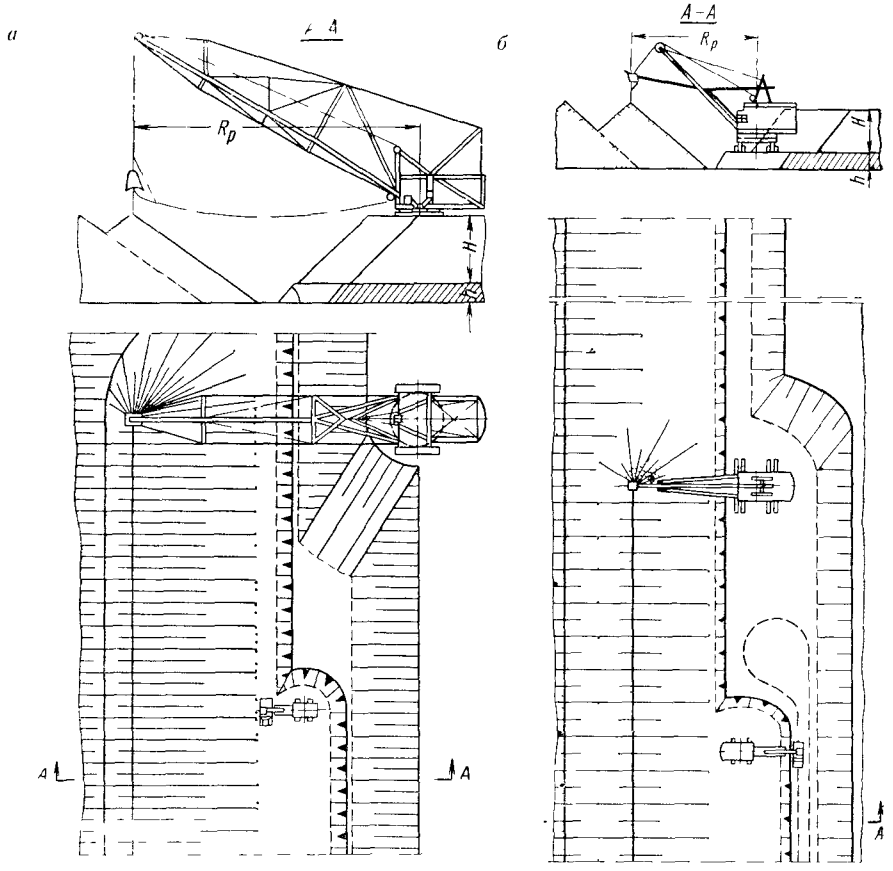


Рис. 240. Простые бестранспортные системы разработки:
а — с драглайном, *б* — с механической лопатой

увеличивают также за счет пространства, необходимого для размещения оборудования, ширину рабочей площадки на добычном горизонте уменьшают, переносят откаточные пути на кровлю рудной залежи, т. е. на рабочий горизонт вскрышного экскаватора.

Экскаватор ЭШ-14/75 при разработке рудного пласта мощностью $h = 5$—10 *м* и ширине заходки 10—12 *м* может отрабатывать уступы высотой 17—20 *м*.

При простой бестранспортной системе разработки (рис. 241) вскрытие месторождения и подготовительные работы осуществляются

в следующем порядке. С одного из флангов месторождения проводят внешнюю отдельную траншею *1* со съездом *2* внутри ее 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 размещаются на нерабочем борту *4* карьера. Добычным экскаватором проводят по руде разрезную траншею *5*, чем и завершаются подготовительные работы. Иногда с дру-

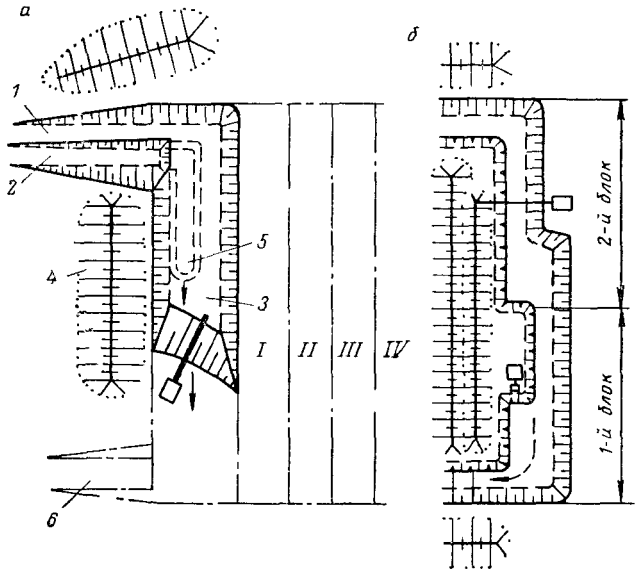


Рис. 241. Детали простой бестранспортной системы разработки:

а — вскрытие и подготовительные работы; *б* — производство вскрышных и добычных работ в разных блоках

гого фланга месторождения проводят еще одну въездную траншею 6, создавая тем самым второй въезд из карьера. 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 каждой заходки вскрышные и добычные экскаваторы переводят вхолостую в исходное положение 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 системы с кратной перевалкой пород (рис. 242), позволяющие увеличивать 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 перелопачиваемой отвальным экскаватором породы к объему породы, уложенной во внутренние отвалы вскрышным экскаватором, называется коэффициентом переэкскавации.

Вариант бестранспортной системы — экскаватор-карьер, когда вскрышные и добычные работы ведет попеременно один экскаватор, чаще всего применяется при разработке россыпных месторождений.

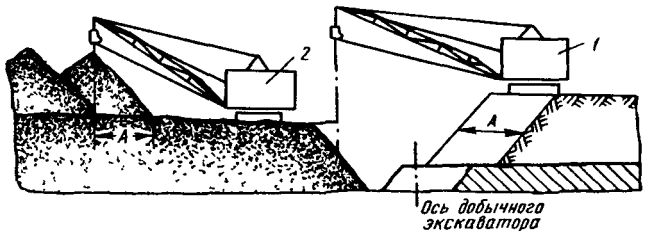


Рис. 242. Бестранспортная система разработки с кратной перевалкой пород

Основные преимущества бестранспортных систем разработки: высокая их экономичность (прежде всего низкая себестоимость руды, так как расходы по удалению пустых работ меньше, чем при других системах), простота производства и организации работ, особенно при варианте «экскаватор—карьер».

Недостаток бестранспортных систем разработки — невозможность создания значительного количества вскрытых запасов полезного ископаемого из-за жесткой зависимости работы добычного и вскрышного экскаваторов.

Создание мощных вскрышных экскаваторов значительно расширило за последние годы применение этих систем разработки.

§ 4. ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

В районах с благоприятным климатом (например, Украинская ССР) при мягких породах вскрыши и спокойном залегании пласта, когда мощность вскрышных пород велика (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 многочерпаковые экскаваторы, реже прямые механические лопаты. На добычных работах применяют также многочерпаковые и реже одноковшовые экскаваторы.

На рис. 243 дана схема системы разработки с консольным отвалообразователем: экскаватор *1* грузит породу в бункер *2* отвалообразователя и ленточный конвейер, основанием для которого служат 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 $м^3/ч$.

Транспортно-отвальная система с применением консольных отвалообразователей позволяет разрабатывать месторождения при весьма значительной мощности покрывающих пород (30—50 *м*). Широкого распространения она не получила из-за ограниченности применения (сезонность, возможность разработки только месторождений горизонтального или близкого к нему залегания, небольшой мощности при мягких покрывающих породах).

На рис. 244 представлена схема транспортно-отвальной системы с транспортно-отвальным мостом. Принцип разработки по этой системе тот же, что и при применении консольного отвалообразователя, но с существенными видоизменениями, обусловленными значительным конструктивным отличием от последнего транспортно-отвального моста. Он состоит из следующих основных частей: несущей конструкции; металлической фермы *1* значительно большей длины, чем консольный отвалообразователь; транспортирующего устройства — ленточных конвейеров *2*; самоходных опорных конструкций — забойной *3* и отвальной *4*; силового оборудования, аппаратуры управления и защитных устройств. Погрузка на мост осуществляется работающими в сочетании с ним многочерпаковыми экскаваторами *5*, которые часто бывают встроены непосредственно в конструкцию моста и во время работы передвигаются вместе с ним по рельсовым путям вдоль уступа. 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 дает возможность изменять в определенных пределах высоту установки и расстояния между опорами.

Несмотря на тот же недостаток, что и у консольного отвалообразователя — сезонность работы, большие горизонтальные размеры транспортно-отвального моста позволяют создавать значительно большие запасы подготовленных к выемке руд, а конструктивные особенности позволяют разрабатывать месторождения мощностью покрывающих пород до 60 *м* и отрабатывать рудный пласт двумя — четырьмя уступами. Эти преимущества по сравнению с системами с консольными отвалообразователями или бестранспортными обусловили расширение применения транспортно-отвальных мостов. Эта

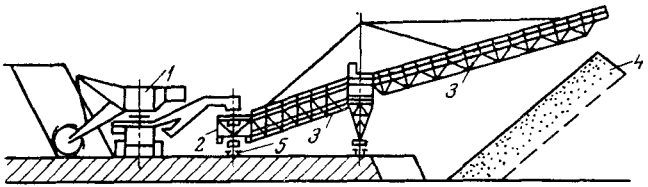


Рис. 243. Транспортно-отвальная система разработки с применением консольного отвалообразователя

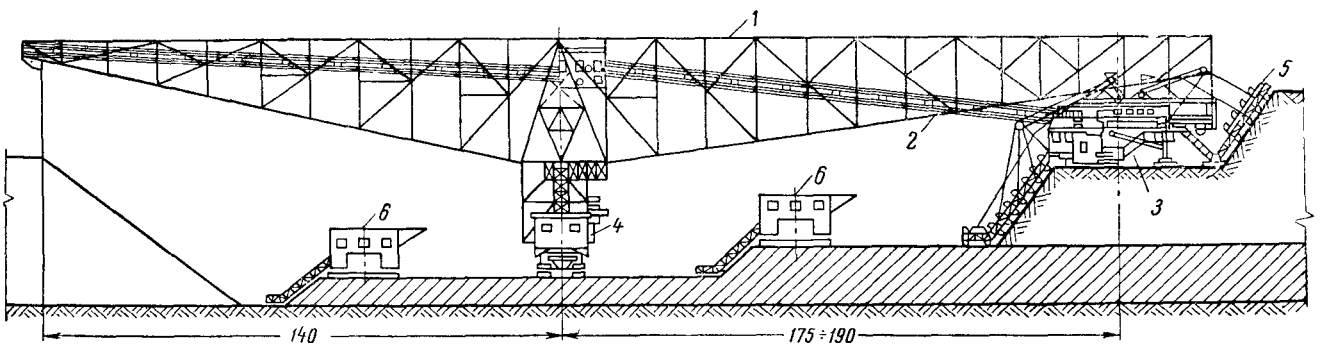


Рис. 244. Транспортно-отвальная система с применением транспортно-отвального моста

система разработки применяется при выемке железных руд Керченского месторождения.

Система с башенными экскаваторами применима при разработке пластовых месторождений, залегающих в мягких породах. Один и тот же экскаватор может быть использован как на вскрыше, так и на добыче. При этом ковш экскаватора не только транспортирует породу или руду, но и добывает ее. Пустые породы подают 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 применяются редко из-за чрезвычайно ограниченной по условиям залегания месторождения области применения; кроме того, способ неблагоприятен для механизации погрузки, а производительность кабельных кранов небольшая, с увеличением глубины разработки резко падающая.

§ 5. ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Эти системы получили наибольшее распространение, так как применимы при разработке месторождений с самыми разнообразными горногеологическими условиями залегания. Большей частью эти системы применяют при разработке рудных месторождений неправильной формы, наклонных или крутопадающих пластов, когда открытые работы развивают вглубь, и возможность размещать отвалы внутри карьера отпадает, пустые породы необходимо вывозить во внешние отвалы. Отличительная особенность транспортных систем разработки заключается в том, что пустые породы перемещают в отвалы средствами колесного или конвейерного транспорта.

При разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений встречаются редкие для рудных залежей условия, когда полезное ископаемое можно вынимать сразу на всю мощность, благодаря чему возникает пригодное для размещения пустой породы выработанное пространство. В таких случаях могут применяться не только бестранспортные системы, но и транспортная с перевозкой породы во внутренние отвалы. Перемещение фронта работ может быть веерным или параллельным.

Веерное перемещение фронта (рис. 245) применяется обычно при использовании многочерпаковых экскаваторов. Вскрышные и добычные пути соединяются 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 (высота уступов, ширина площадок) определяются в зависимости

от физико-механических свойств пород рабочих размеров оборудования и вида транспорта.

Параллельное перемещение фронта (рис. 246) применяется когда на вскрышных и добычных работах используют одноковшовые экска-

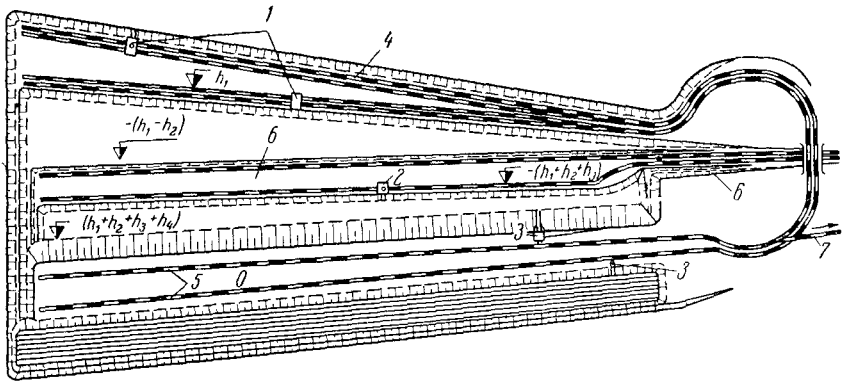


Рис. 245. Транспортная система с перевозкой породы на внутренние отвалы при веерном перемещении фронта работ:

1 — вскрышные экскаваторы; *2* — добычные экскаваторы; *3* — отвалообразователи; *4* — забойные пути; *5* — отвальные пути, *6* — добычная траншея; *7* — путь на обогатительную фабрику

ваторы. При этой системе вскрышные уступы соединяются по одному из торцов карьера отвальными. На поверхность поезда для ремонта и экипировки выходят по специальной траншее, имеющей большой подъем. Благодаря расположению транспортного горизонта на от-

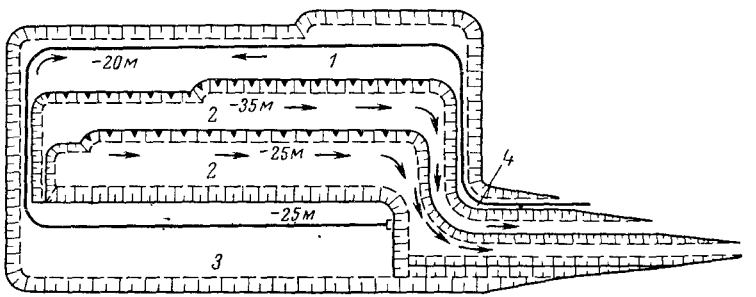


Рис. 246. Транспортная система с перевозкой породы во внутренние отвалы при параллельном перемещении фронта работ:

1 — вскрыша; *2* — руда; *3* — внутренние отвалы; *4* — вспомогательная вскрышная траншея

вале ниже или на одном уровне со вскрышным горизонтом пути имеют уклон в грузовом направлении и подъем в порожняковом. Наряду с минимальным расстоянием транспортирования даже при небольшой мощности локомотива достигается значительный полезный вес гру-

женого поезда. Это обусловливает высокие экономические показатели данной системы.

При наклонных и крутопадающих пластах и мощных залежах применяют транспортные системы с перевозкой породы во внешние отвалы. Вскрытие таких месторождений при этих системах производят тупиковыми или спиральными внутренними траншеями (съездами).

При транспортной системе с перевозкой породы во внешние отвалы и вскрытием тупиковыми съездами (рис. 247) въездная траншея *1* завершается горизонтальным участком *2*, служащим тупиковой

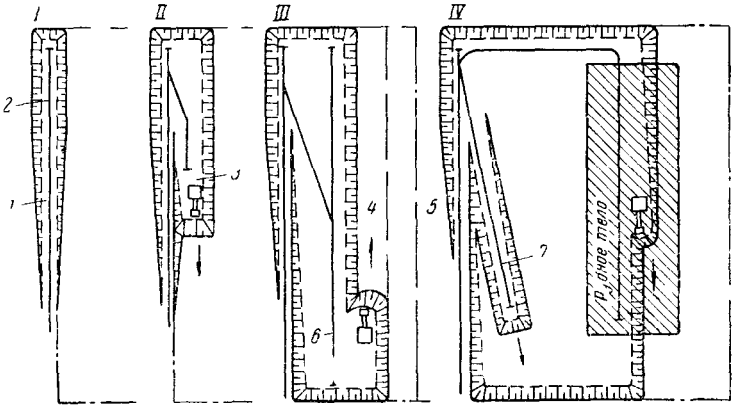


Рис. 247. Транспортная система с перевозкой породы во внешние отвалы и вскрытием тупиковыми съездами:
I, II, III, IV — стадии развития карьера

площадкой. После проведения разрезной траншеи *3* экскаватор отрабатывает уступ заходками *4*, *5* и т.д., по мере отработки которых рельсовый путь *6* переносится. 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 из карьера в железнодорожных вагонах. Рельсовые пути по мере отработки заходок переносят отдельными звеньями путевыми кранами грузоподъемностью 25—45 *т*, на железнодорожном или гусеничном ходу и максимальным вылетом стрелы 14—16 *м*. За смену кран переносит 400—500 *м* пути. Стационарное размещение вскрывающих выработок на рабочем борту упрощает порядок вскрытия подготовки и отработки месторождения, благодаря чему объем работ по переноске рельсовых путей наименьший. Но из-за того, что приходится в первоначальный период удалять большой объем вскрыши, капитальные затраты достигают значительной величины, а срок строительства карьера удлиняется.

При транспортной системе с перевозкой породы во внешние отвалы и вскрытии спиральными съездами разрезные траншеи, от которых

ведется отработка данных горизонтов, могут располагаться соответственно расположению 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 дает возможности одновременной работы 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 транспортных системах с перевозкой породы во 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 дает значительное ускорение добычи руды.

Транспортные системы из-за значительных затрат на транспортирование пустых пород и на отвальные работы дают более высокую себестоимость 1 m руды. Но благодаря их универсальности, возможности вести вскрышные работы в любое время года и создавать значительный резерв подготовленных и готовых к выемке запасов транспортные системы получили у нас в стране самое широкое распространение.

§ 6. КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

На современных карьерах наиболее распространены комбинированные системы разработки, которые представляют собой сочетание транспортной системы с бестранспортной и транспортной с транспортно-отвальной. Применяют их в том случае, если горизонтально или пологозалегающее месторождение покрывают мощные насосы, которые из-за недостаточных размеров экскаваторов или транспортно-отвального оборудования невозможно полностью удалить по одной системе. Обычно схема применения комбинированной системы следующая. Покрывающие месторождение вскрышные породы разделяют по вертикали на два слоя. Верхний слой разрабатывают по транспортной системе, дающей более низкие технико-экономические показатели, а нижний — по бестранспортной или транспортно-отвальной системе с более высокими технико-экономическими показателями. В результате получаются более благоприятные усредненные показатели.

§ 7. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СИСТЕМ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Принятая система разработки данного месторождения и техническое оснащение карьера оказывают определяющее влияние на технико-экономические показатели открытой разработки. А технико-экономические показатели системы разработки находятся в прямой

зависимости от производительности труда рабочих и горнотранспортного оборудования, параметров системы, себестоимости выемки 1 $м^3$ породы, энергозатрат на выемку и удаление вскрышных пород, организации вскрышных и добычных работ. Так как горнотехнические условия, в которых ведутся открытые работы, весьма разнообразны, то сравнение систем разработки по основным показателям очень затруднено. Но можно руководствоваться и приближенными данными об эффективности различных систем разработки, например по производительности труда рабочих на эксплуатации и по себестоимости выемки 1 $м^3$ породы (табл. 30).

Таблица 30

Эффективность систем открытой разработки рудных месторождений

Системы	Производительность труда рабочего по эксплуатации, $м^3$ в месяц	Себестоимость выемки 1 $м^3$ породы, коп.
Бестранспортная	5000—7500	15—25
Транспортно-отвальная	3500—6500	20—35
Транспортная (при железнодорожном транспорте)	350—700	37—85

Системы разработки с применением гидромеханизации имеют лучшие технико-экономические показатели, чем с применением экскаваторов, но гидромеханизация требует наличия водных ресурсов, рыхлых пород вскрыши, горизонтального (или пологого) залегания месторождения. Экономическая эффективность комбинированных систем определяется соотношением в них систем транспортных и транспортно-отвальных. Относительную технико-экономическую эффективность различных систем разработки можно сопоставлять на основании годовых — подвигании фронта работ и коэффициентов вскрыши.

Совершенствование бурового, погрузочного и транспортного оборудования определяет развитие систем открытой разработки.

Преимущественное развитие получают в последние годы бестранспортные и транспортно-отвальные разработки. Происходит оно 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.

Более широкое распространение получает и транспортно-отвальная система разработки. Объем вскрышных работ по транспортно-отвальной системе намечается увеличить в течение ближайших пяти-семи лет до 640 млн. $м^3$ в год. Это будет обеспечено серийным выпуском оборудования непрерывного действия, в первую очередь консольных отвалообразователей с большим вылетом консоли.

Транспортные системы разработки будут развиваться на основе применения более мощных экскаваторов, увеличения емкости вагона и автосамосвалов, роста параметров системы разработки (высоты уступов, ширины заходок), более широкого пользования конвейерного транспорта.

§ 8. ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

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 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 $м^3$ вскрыши составляет в среднем около 20%, а в мягких породах достигает 30%. Поэтому все основные технико-экономические показатели работы карьера очень зависят от правильности выбора способа отвалообразования.

Относительно контура карьера, как отмечено выше, различают два типа отвалов по размещению: внешние и внутренние. Внутренними называют отвалы, расположенные в выработанном пространстве; внешними — вне контуров карьера.

Внутренние отвалы образуют преимущественно при бестранспортных и транспортно-отвальных системах разработки и при определенных горногеологических условиях (горизонтальные или слабонаклонные месторождения до 15°). Стоимость вскрышных работ при внутреннем отвалообразовании значительно ниже, организация и производство их просты. Однако, из-за ограниченных условий применения внутренних отвалов, в практике более распространены внешние отвалы, образуемые при транспортных системах разработки.

Внешние отвалы обычно образуют, 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 отвалы различают и по способу их образования: параллельное (рис. 248, *а*), веерное (рис. 248, *б*), кольцевое и криволинейное (рис. 248, *в*) при полном развитии превращающееся в кольцевое.

В первом случае отвалообразование происходит параллельными полосами, располагаемыми вдоль оси отвальных путей при тупиковом их расположении. При веерообразных отвалах ширина полос

увеличивается к их концу; движение путей при этом происходит вокруг неподвижной точки, расположение отвальных путей также тупиковое. При веерной схеме передвижка путей упрощена. Кольцевые отвалы наращиваются концентрически, причем груженые и порожние составы не имеют встречных направлений движения.

Фронт отвалообразования при параллельной и веерной схемах развития постепенно, если не противодействовать этому специальными мерами, укорачивается. При криволинейном развитии отвала этого можно избежать.

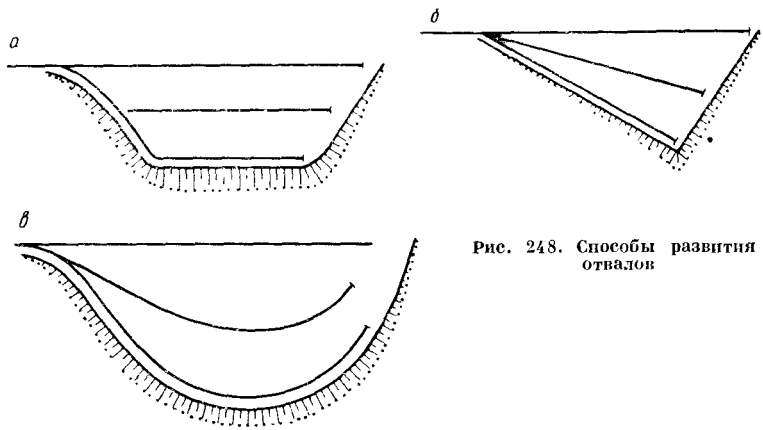


Рис. 248. Способы развития отвалов

Создание отвалов начинается с образования так называемых первоначальных (пионерных) насыпей. Их выполняют различными способами, зависящими от рельефа местности и применяемого оборудования.

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*. При другом способе сначала планируют площадку под отвальные пути и настилают разгрузочные пути. Породы вскрыши разгружают по всей длине отвального тупика, затем образовавшуюся насыпь планируют так, чтобы высота ее была на 0,4—0,5 *м* выше первоначальной отметки. После этого производят подъем пути в новое положение. Данный способ имеет ряд существенных недостатков: медленное наращивание высоты отвала, значительный объем работ по переукладке путей и т. п.

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.

Экскаваторные отвалы получили распространение в послевоенный период. Применяются они только при железнодорожном транспорте. При экскаваторном отвалообразовании (рис. 249) обычно

применяют криволинейную схему. Работы на отвале ведут следующим образом. Порода из думпкаров разгружается на промежуточную площадку отвала, находящуюся на подуступе ниже уровня железнодорожных путей. Расположенный на площадке экскаватор, постепенно отступая вдоль линии железнодорожных путей, перелопачивает породу в нижний и верхний подуступы. После того как экскаваторная заходка достигнет конца отвала, рельсовый путь переносят в новое положение, и экскаватор начинает отсыпать новую заходку.

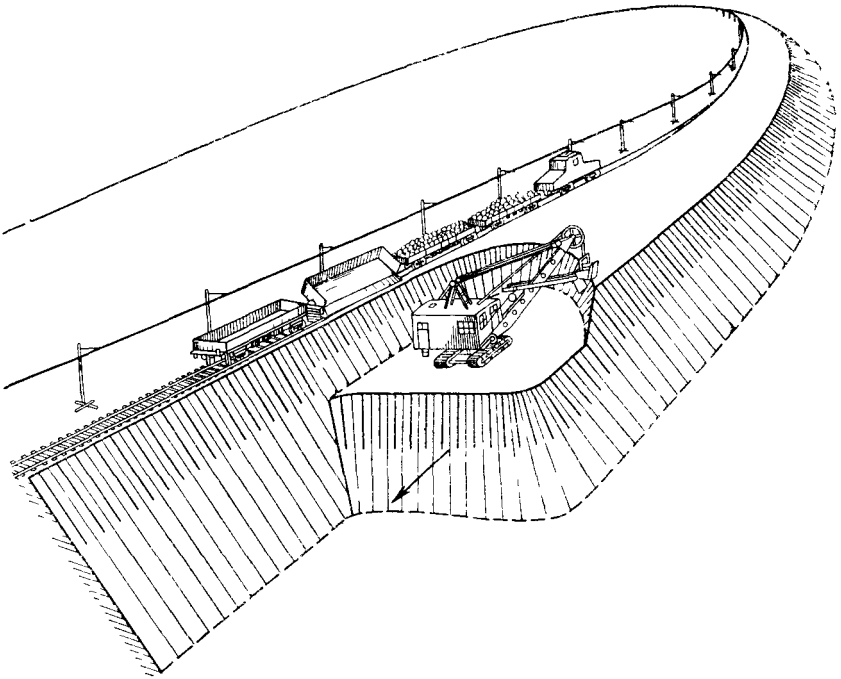


Рис. 249. Схема экскаваторного отвалообразования

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 не целесообразны. К числу достоинств экскаваторных отвалов относятся: увеличение шага и высоты отвала, что способствует резкому сокращению расходов на переноску рельсовых путей, увеличению устойчивости отвальных путей, скорости движения составов и пропускной способности отвальных тупиков, повышению производительности труда на отвальных работах; снижению стоимости отвалообразования. Основной недостаток экскаваторных отвалов — повторная экскавация всей

породы, что вызывает рост капитальных затрат и увеличение числа работающих экскаваторов.

Плужные отвалы, так же как экскаваторные, применяются при железнодорожном транспорте. Плужное отвалообразование производится, как правило, по веерной (или криволинейной схеме). Груженые породой составы прибывают на отвал по расположенному вдоль его верхней бровки рельсовому пути. 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 необходимо свалить «шапку» под откос и передвинуть пути к его верхней бровке. Для этого применяют отвальный плуг.

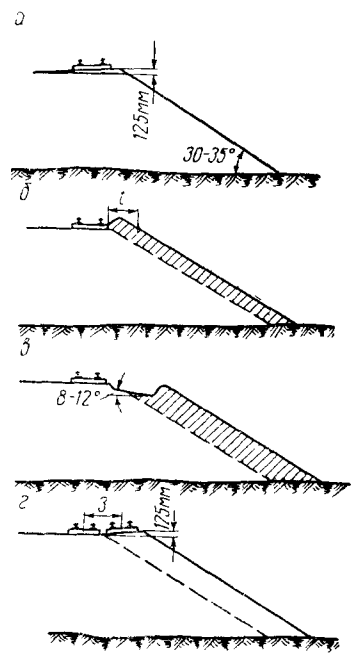


Рис. 250. Схема плужного отвалообразования

Основные этапы плужного отвалообразования следующие. Вначале на уступе укладывают путь, так чтобы его ось находилась на расстоянии 1,7—1,8 *м* от верхней бровки отвала и сам путь имел небольшой поперечный уклон, противоположный откосу отвала (рис. 250, *а*). После разгрузки прямо под откос первых думкаров (рис. 250, *б*) производится вспашка, выполняемая за два—четыре захода плуга. После первой вспашки (рис. 250, *в*) подгоняют новый состав, разгружая на одно место обычно один думпкар, затем вспашка повторяется. После семи—девяти вспашек на рельсовый путь подводят путепередвигатель цикличного действия, состоящий из подъемного механизма и двигателя внутреннего сгорания, смонтированных на двухосной железнодорожной платформе. Путепередвигатель переносит путь на 2,5—3,5 *м* (рис. 250, *г*).

На карьерах обычно применяют отвальные плуги с пневматическим управлением марки МОП-1, монтируемые на четырехосной железнодорожной платформе и транспортируемые электровозом с рабочей скоростью 6—10 *км/ч*. Вес плуга 60 *т*, вылет главного лемеха в рабочем положении от оси пути 7500 *мм*, производительность 3000—8000 $м^3$ в смену. В передней части плуга смонтированы стальные листы, которые опускаются с помощью пневматического цилиндра в рабочее положение и сбрасывают с пути породу. Основную работу выполняют стальные лемехи, закрепленные посредством скользящих хомутов одним концом к вертикальным стойкам.

С помощью пневматических цилиндров главные лемехи можно поднимать, опускать, поворачивать в вертикальной и горизонтальной плоскостях, т. е. придавать им наиболее целесообразное положение. На незакрепленном к стойке конце главных лемехов находится специальный откосный лемех, который, поворачиваясь в вертикальной плоскости, устанавливается в требуемое положение.

Высота плужных отвалов обычно не превышает 12—15 *м*. После того как отвальный уступ спланирован, приступают к передвижке

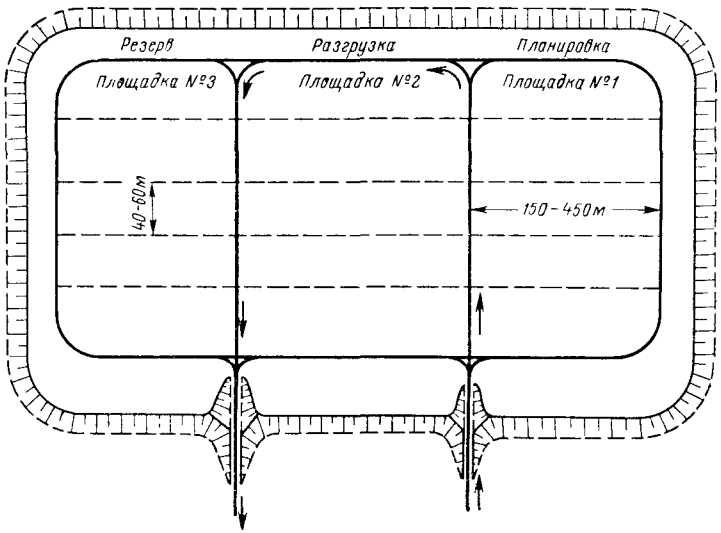


Рис. 251. Схема бульдозерного отвалообразования

пути с помощью путепередвигателей, которые за смену могут переместить при шаге 2,8—3,0 *м* (путепередвигатели марок ПП-3, ПУ-26) 400—500 *м* рельсового пути.

Так как один отвальный плуг может обслужить несколько отвальных тупиков, данный способ отвалообразования требует значительно меньших капитальных затрат, чем экскаваторный, при котором на каждом тупике должен работать отдельный экскаватор. К числу недостатков относятся меньшая 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. 251). 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 $м^3$ 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

Бульдозеры также используются на строительстве и ремонте не только отвальных, но и карьерных дорог.

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 строительства отвала и работы на нем, небольшие капитальные и эксплуатационные расходы; маневренность оборудования.

Гидромеханизация отвальных работ возможна при рыхлых вскрышных породах, при достаточных запасах воды в районе, намеченном для отвалообразования.

Схема отвалообразования и тип отвального оборудования определяется с учетом физико-механических свойств вскрышных пород и условий работы оборудования. Например, для скальных пород на отвалообразовании можно использовать плуги и одноковшовые экскаваторы, тогда как многоковшовые экскаваторы пригодны только для мягких пород.

§ 9. 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 слагается из грунтовых вод и атмосферных осадков, то кроме осушительных работ надо также ограждать разработки от атмосферных вод 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, его почвы 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. 252), когда карьерные воды по канавам отводят от рабочих забоев и направляют к наиболее низко расположенному участку, где устраивают водосборник, имеющий углубление — колодец. Из него воду откачивают на поверхность, а затем отводят за пределы разработок.

Для перехвата грунтовых вод применяют систему водопонизительных 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.

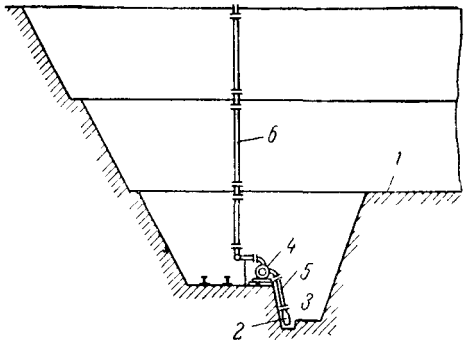


Рис. 252. Схема поверхностного искусственного осушения карьера:
1 — почва карьера; *2* — колодец; *3* — водосборник; *4* — насос; *5* — всасывающий трубопровод, *6* — нагнетательный трубопровод

Для осушения бортов траншей, породных и рудных уступов применяют дренажные горизонтальные скважины диаметром 200 *мм*, которые пробуривают с помощью специальных буровых станков.

При подземном осушении проходят дренажный ствол шахты и по пласту или залежи полезного ископаемого дренажные штреки (рис. 253). 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.

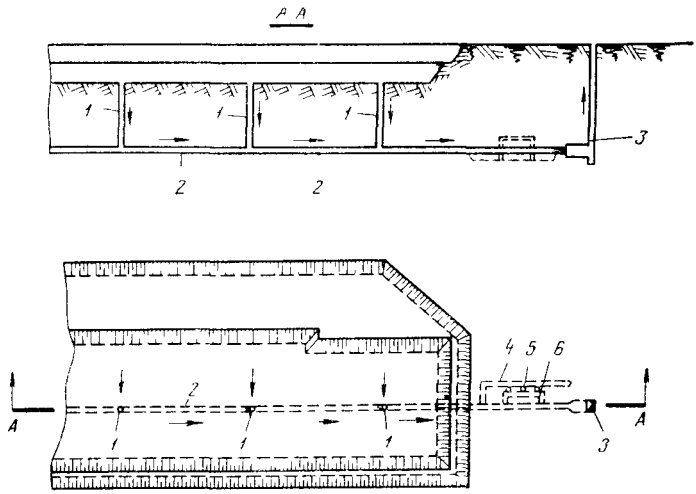


Рис. 253. Схема подземного водоотлива:
1 — водоотливные скважины, *2* — водоотливные штреки; *3* — водоотливный шахтный ствол; *4* — водосборник, *5* — колодцы, *6* — насосная камера

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 емкости 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 канавы; отводят русла рек и ручьев, если последние расположены в непосредственной близости к разрабатываемому карьеру; 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. При поверхностном, подземном и комбинированных способах осушения проводят следующие горные выработки:

при поверхностном — водосточные канавы от забоев к водосборникам; водосборники с колодцами, в которые опускают всас насосов; траншеи или канавы, отводящие воды за пределы внешнего контура карьера;

при подземном и комбинированном — водоотливные штольни, штреки и квершлаги, вертикальные или наклонные стволы, уклоны, шурфы, насосные камеры, водосборники и другие специальные околоствольные выработки.

Глава XIX

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 способы разработки, хотя и весьма перспективны, пока в промышленных масштабах применяются мало.

§ 1. ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА СРЕДСТВАМИ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

Сущность применения гидромеханизации заключается в том, что разрушение и транспортирование породы осуществляются струей воды.

Этот метод в последние годы на предприятиях Советского Союза и за рубежом получил широкое распространение.

Добыча полезного ископаемого производится путем отбойки его с помощью установленного в забое гидромонитора (рис. 254), к которому вода подается под давлением 100—150 *ат*. Струя воды через насадки подается на забой. Вода поступает к насадке по трубам, присоединяемым к специальной магистрали. Чтобы отбитые струей воды уголь или руда могли смываться, гидромонитор устанавливают над желобом. Руда или уголь, отбитые струей воды, по металлическим желобам направляются к специальным дробилкам, где после обезвоживания их дробят до размеров кусков 40—50 *мм*, а затем с помощью специальных насосов по трубам поднимают на поверхность и гидротранспортом подают к обогатительной фабрике.

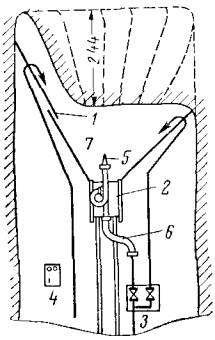


Рис. 254. Гидромониторный забой:
1 — заградительная выдвижная перемычка; *2* — гидромонитор; *3* — сблокированные клапаны; *4* — пульт управления; *5* — насадка; *6* — трубы; *7* — желоб

В 1938—1941 гг., т. е. еще до Великой Отечественной войны, в СССР гидравлический метод добычи марганцевых руд применялся на рудниках Никополь-Марганцевого бассейна. Тогда была подтверждена его высокая эффективность, но одновременно с этим выявились недостатки: значительные потери полезного ископаемого из-за несовершенства технологического процесса добычи и оседания на почве пласта наиболее богатых руд.

В США стали применять на опытном руднике подземный гидравлический способ добычи гильсонита. Крутопадающая жила мощностью от 1,8 до 6,7 *м* разрабатывается на глубине 600 *м*. Выемку ведут сверху вниз слоями высотой 3,6 *м*, через каждые 100 *м* по падению оставляя 9-метровую потолочину; с интервалом 15 *м* устанавливают ряды распорок, на которые укладывают решетчатый настил. Выемочные слои проходят под углом 2,5° к горизонту для возможности самотечного гидротранспорта.

Отбойку гильсонита ведет специальная гидромониторная установка на гусеничном ходу. Гидромонитор оборудован двумя насадками диаметром 6,35 *мм*. Вода подается под давлением 140 *ат*. Производительность 300 $м^3$ гильсонита в смену. Пульпа после отбойки по канавке сечением 0,3×0,3 *м* поступает к восстающему, по трубопроводу передается на основной горизонт и по специальному желобу транспортируется к подъемному стволу. Здесь руду дробят до размера 19 *мм* и подают на поверхность специальными насосами.

Из поверхностного резервуара емкостью 600 $м^3$ пульпа, содержащая 40% твердого материала, подается на завод, расположенный в 116 *км* от рудника. Мощность электродвигателя насоса 300 *л. с.*, давление 141 *ат*, диаметр трубопровода 150 *мм*, производительность 1500 *л* пульпы в минуту, или 700 *т* гильсонита в сутки.

Горная промышленность пока еще не располагает гидроустановками, позволяющими осуществлять отбойку металлических руд даже средней крепости. Поэтому гидравлический метод может получить распространение только после достаточного развития техники.

§ 2. ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА СРЕДСТВАМИ ГИДРОМЕХАНИЗАЦИИ

Наибольшее распространение гидромеханизации получила при разработке россыпей. За последние годы она находит все более широкое применение и при разработке рудных месторождений открытым способом и является здесь одним из перспективных направлений комплексной механизации горных работ.

Особенно эффективно применение гидромеханизации при благоприятных горногеологических условиях — при разработке рыхлых пород, наличии источника воды с достаточным дебитом, удобных условий для отвалообразования, а также при наличии дешевой электроэнергии. При этих условиях показатели гидромеханизации более высокие, чем при других способах разработки. Основным забойным оборудованием являются гидромониторы или плавучие землесосные снаряды, всасывающие вместе с водой размытую породу и транспортирующие ее на обогатительную установку или в отвалы в виде пульпы. При благоприятном рельефе местности гидротранспорт ведется самотечным способом; во всех остальных условиях — напором воды с помощью землесосов или гидроэлеваторов. Иногда применяют комбинированный самотечно-напорный способ.

Водоснабжение установок гидромеханизации бывает двух видов: прямоточный, когда использованная в процессе работы вода уходит за пределы карьера и больше не возвращается к установкам; оборотный, когда вода несколько раз после отстоя и осветления возвращается к установкам, что требует периодической подпитки водохранилища, т. е. подкачки воды извне для возобновления ее запаса, который обеспечивал бы бесперебойную работу гидроустановок.

Если позволяют топографические условия местности, вода для водоснабжения гидроустановок может подаваться самотеком. При отсутствии таких условий ее подъем производится при помощи насосов. Когда есть самотечная вода, но она не обеспечивает нужного рабочего напора, его создают подкачкой насосами, т. е. применяют комбинированный способ.

При самотечном водоснабжении установок гидромеханизации (рис. 255) вода по каналу, трубопроводу или сплоткам поступает в пруд или другое водохранилище *1*, находящееся на более высоком уровне, чем разрабатываемое месторождение. Из напорного водохранилища воду подают по водозаборной канаве *2*, через водозаборный бак *5* и трубу *6* к гидромониторам *7*. Грунт из забоя *8*, смытый струей воды из гидромониторов, поступает в отвал *9* самотеком, если уклон поверхности достаточен; через овраги, рвы и другие пониженные участки местности *3* воду пропускают по сплоткам или трубам *4*. Водонапорные и водозаборные сооружения стационарные. Магистральные трубопроводы обычно переукладывают через два-три сезона, карьерные — один-два раза в сезон, забойные наращивают или укорачивают по мере изменения положения гидромонитора.

Самотечный способ подачи воды применим только для рыхлых грунтов, он широко распространен на разработке россыпных месторождений.

При разработке более плотных пород, которые характерны для рудных месторождений, применяют обычно гидромеханизацию с искусственным напором (рис. 256).

В непосредственной близости от водоема *1* устанавливают насосную станцию *2*. Насосы, создавая необходимый напор, подают воду по трубам *3* к гидромониторам *4*. Из забоя размытый грунт поступает в зумпф *5*, из которого землесосы *6* транспортируют пульпу по пульповоду *7*

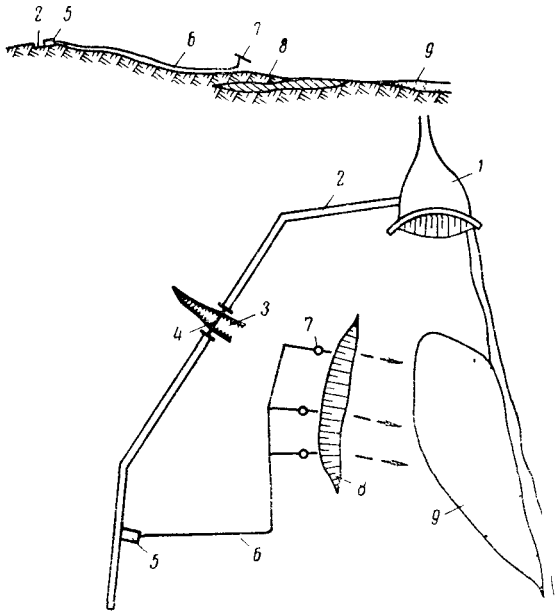


Рис. 255. Гидромеханизация с естественным напором

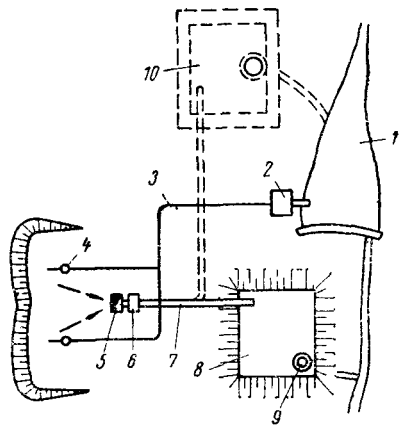


Рис. 256. Гидромеханизация с искусственным напором

в гидроотвал *8*. Через водосбросный колодец *9* вода после оседания частиц грунта выводится за пределы отвала. Если водоприток из водоема недостаточен, то гидроотвал *10* располагают так, чтобы обеспечить водоснабжение по оборотной схеме.

Водозаборные сооружения бывают двух типов: свайные, применяемые чаще, или ряжевые. Всасывающие трубы помещают на опорах. Для поддержания уровня воды, необходимого для бесперебойной работы гидравлики, ниже водозаборов сооружают водоподъемную перемычку и регулировочные щиты.

Основное оборудование гидромеханизации: гидромониторы, землесосы, центробежные насосы и трубопроводы (пульповоды).

Отбойка породы производится компактной, плотной струей воды, вылетающей из насадки гидромонитора с большой скоростью.

Гидромониторы (рис. 257) разделяют: по назначению (для открытых и для подземных работ) и по способу управления (с ручным

и дистанционным механизированным управлением — гидравлическим или электрогидравлическим).

Плотная струя создается с помощью насадок различного диаметра, устанавливаемых на ствол гидромонитора и регулирующих его водопроизводительность.

Наиболее широкое применение гидромониторы получили для удаления пород вскрыши (обычно пласты песка) и при разработке россыпей. Напорная струя воды, вытекающая из насадки гидромонитора, разрушает породы и они при достаточном уклоне поверхности самотеком поступают в виде пульпы в отвал. Транспортирование

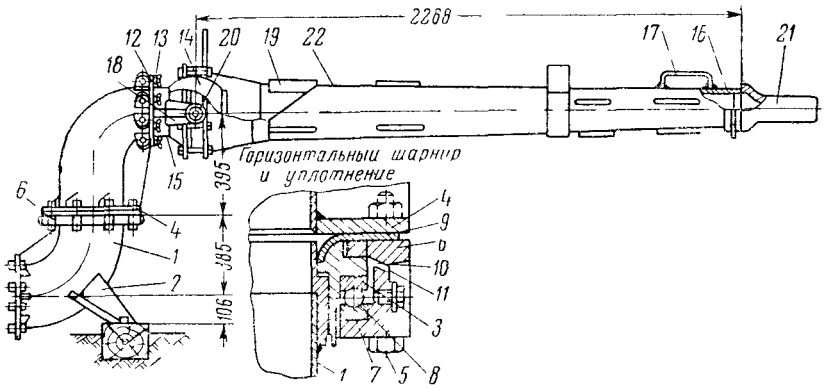


Рис. 257. Схема гидромонитора ГМН-250:

1 — колено нижнее, *2* — лапа опорная; *3* — цилиндр-фланец подвижной, *4* — фланец верхнего колена; *5* — болты; *6* — обойма подшипника; *7* — кольца; *8* — шарик подшипника; *9* — манжет; *10* — проточка; *11* — отверстие для выпуска воды; *12* — фланцы шарового шарнира; *13* — фланец верхнего колена; *14* — соединение шаровое; *15* — соединение фланцевое; *16* — кольцо с резьбой; *17* — скоба; *18* — кронштейн; *19* — ребра ствола; *20* — пальцы. *21* — насадка; *22* — ствол

размытого грунта осуществляют также принудительным способом — с помощью землесосов или элеваторов.

Специальные центробежные насосы, приспособленные для перекачивания пульпы, называются землесосами. От обычных насосов они отличаются более прочной конструкцией. Землесосы имеют только одно широкое колесо с двумя-тремя, редко четырьмя лопастями, чтобы пропускать твердые крупные куски породы. Землесосные установки состоят из насоса, электродвигателя и аппаратуры для пуска и управления. Землесосные установки применяются в зависимости от условий работы, стационарные или чаще передвижные — монтируемые на полозьях, на гусеничном или шагающем ходу, на железнодорожных платформах, поплавках или понтонах. По назначению их разделяют на забойные (первой ступени) и поперечные (второй и последующих ступеней), работающие на промежуточных уступах.

Для подачи воды к гидромониторам и создания необходимого напора применяют центробежные насосы (6НДв, 8НДв, 12НДс, 14НДс и др.). Они создают напор 40—180 *м вод. ст.* и имеют производитель-

ность 360—1600 *м*³/*ч*. Производительность насосов 22НДс и 24НДс достигает 3600—5000 *м*³/*ч*.

Для транспортирования воды и пульпы используют трубопроводы — стальные цельнотянутые трубы. При самотечном транспортировании породы — желоба или открытые деревянные лотки.

Трубопроводы подразделяются на водоводы, подающие воду к гидромониторам, и пульповоды, служащие для транспортирования пульпы. Диаметр трубопроводов от 100 до 1100 *мм*, толщина стенок от 3 до 14 *мм*. При транспортировании неабразивных пород можно использовать не только стальные, но и асбоцементные трубы наружного диаметра 325—636 *мм*, с толщиной обточенных стенок 23—

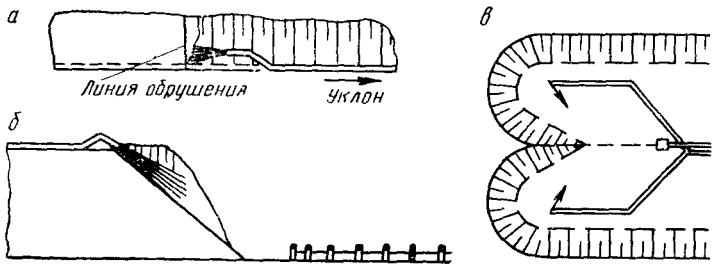


Рис. 258. Схемы гидромониторной разработки

45 *мм* и фанерные — внутреннего диаметра 200—300 *мм* с толщиной стенок 11—13 *мм*.

Различают две основные схемы гидромониторной разработки, обусловливаемые положением работающего гидромонитора относительно забоя: встречным забоем (рис. 258, *а*) и попутным забоем (рис. 258, *б*). При благоприятных условиях применяют комбинированную схему: попутно-встречным забоем (рис. 258, *в*). Наиболее производительно гидромонитор работает встречным забоем, т. е. когда он, находясь на нижней площадке уступа, размывает породу в направлении, противоположном полету струи. Работу начинают с образования вруба — узкой щели, прорезаемой по подошве уступа. По мере углубления вруба верхняя часть уступа обрушается. Глубина вруба для глинистых пород от 0,5 до 1,5 *м*, высота — от 0,3 до 0,4 *м*. Высота уступа, как и при других схемах гидромониторной разработки, не должна превышать 20 *м*.

Ширина забоя для каждого гидромонитора или фронт его работы составляет в среднем 20—25 *м*. Графическим путем определяется ширина рабочей площадки: с учетом условий безопасного размещения гидромониторов, землесосов и трубопроводов, проход для транспорта. Пульпа, образующаяся в результате действия струи воды на забой, стекает по площадке уступа в зумпер землесосной установки или, при транспортировании самотеком, к головке лотка. Площадка уступа поэтому должна иметь определенный уклон, колеблющийся от 0,020 до 0,045 в зависимости от высоты забоя, характера породы и водопроизводительности гидромонитора.

Уклон создает недомыв — слой несмытой породы. Чтобы сохранить нужный уклон подошвы забоя, но не увеличивать объем недомыва, разработку надо вести с минимальным расстоянием. Такое расстояние создается при близком расположении зумпфа к забою и более частых передвижках землесосных установок. Расстояние между передвижками в зависимости от характера разрабатываемых пород принимается от 50 до 70 *м*. Уборку недомыва производят драглайном или бульдозером в сочетании с гидротранспортом. Разрыхленную предварительно и уложенную в штабель породу затем смывают в зумпф землесоса гидромонитором.

Производительность насосной станции должна полностью обеспечивать требуемый расход воды.

Разработка попутным забоем возможна в рыхлых песчано-галечных породах. При этой схеме гидромонитор устанавливают на верхней площадке уступа и струя воды действует в направлении потока пульпы. Отработка начинается с размыва канавы, по которой пульпа будет отводиться от забоя. Эта схема менее эффективная и требует большего расхода воды, но она дает возможность подгонки породы, что для размыва песчано-галечных пород особенно важно. В карьерах попутный забой применяется крайне редко, например на обрушении высоких уступов и на других специальных работах.

Комбинированная схема попутно-встречным забоем, имея все достоинства разработки встречным забоем, одновременно позволяет подгонять породы. Установленный на нижней площадке уступа гидромонитор действует так, как показано на рис. 258.

При любой схеме разработки гидромонитор следует располагать на безопасном, но, возможно, близком расстоянии к забою, чтобы увеличить разрушающее действие струи. Минимальное расстояние, по Правилам безопасности в зависимости от физико-механических свойств пород, от 0,8 до 1,2 высоты уступа.

Рекомендуется у забоя устанавливать два гидромонитора: один — работающий, второй — резервный, включаемый во время передвижения первого, — основного работающего.

Количество воды в кубических метрах, затрачиваемое на размыв и транспортирование 1 $м^3$ породы, называется удельным расходом воды. Удельный расход воды и удельное давление струи в створе забоя являются основными факторами, которые определяют интенсивность и эффективность разработки, являются основными показателями качества гидромеханизированных работ.

Гидротранспорт осуществляют двумя способами: безнапорным и напорным.

Безнапорный (самотечный) гидротранспорт пульпы применяют редко, так как он возможен только при расположении подошвы уступа на более высокой отметке, или, при небольших длинах транспортирования, когда необходимый уклон создается эстакадами и другими специальными устройствами. При безнапорном гидротранспорте применяют канавы, лотки и трубы, уклон которых, так же как и скорость пульпы, определяют в зависимости от консистенции пульпы:

чем гуще пульпа и крупнее частицы породы, тем больше должен быть уклон. Для глинистых и суглинистых пород, транспортируемых по деревянным лоткам, необходим уклон 0,015—0,025, по земляным канавам 0,050—0,060.

Наиболее распространен на карьерах напорный гидротранспорт. Он осуществляется с помощью землесосов, засасывающих пульпу из специального приемника: зумпфа — при гидромониторной разработке, бункера-смесителя — при экскаваторной.

При разработке плотных пород работа ведется по одной из двух следующих схем: а) экскаватор грузит породу в смонтированный на гусеничном или железнодорожном ходу землесос, который подает пульпу прямо в отвал; б) экскаватор грузит породу в навал. Гидромониторы размывают этот навал, образующаяся пульпа поступает в зумпф, откуда перекачивается в отвал землесосами.

При гидромеханизации место для гидроотвалов подбирают по возможности ближе к карьеру и так, чтобы объем работ по их строительству был наименьшим. При этом стремятся прежде всего воспользоваться естественными емкостями: оврагами, выработанными пространствами карьера, поймой рек, болотами, озерами. Отведенный для гидроотвала участок обваловывают с трех или четырех сторон, а при расположении на косогоре или в долине, со стороны пониженной части.

Отработанная вода сбрасывается из гидроотвала с помощью шандорного или другой системы водосбросного колодца, плавучих насосных станций, сифонов и др. Шандорный колодец обычно возводят за пределами внутреннего откоса ограждающей дамбы. Сооружают его так: в грунт забивают четыре сваи с пазами, в которые закладывают доски (шандоры). В нижней части образовавшегося ящика-колодца помещают трубу, по которой и выводят осветленную воду за пределы гидроотвала. Колодец по мере намывания породы наращивают с тем, чтобы высота переливающегося слоя воды была не более 5—10 *см*. Шандорный колодец — наиболее простое и чаще применяемое водосбросное устройство.

Намывают гидроотвал торцовым толстослойным и тонкослойным или эстакадным способом.

Торцовый толстослойный намыв начинают с установки двух-трех опор высотой 3—4 *м*. На эти опоры укладывают пульповод и намывают из него слой такой же толщины, как высота опор. На этот слой вновь устанавливают опоры и продолжают процесс отвалообразования. Более распространен торцовый тонкослойный намыв. При этом способе пульповод укладывают на поверхность и с торца участка начинают подачу пульпы. После намыва слоя толщиной 20—30 *см* в радиусе 8—10 *м* наращивают очередное звено пульповода с помощью крана на шагающем или гусеничном ходу. Когда намываемый слой и труба пульповода достигают границы участка гидроотвала, трубу постепенно разбирают, т. е. продолжают намыв в обратном направлении. Когда остается одно последнее звено, его приподнимают на 20—30 *см* и начинают наращивание нового слоя

в прежнем порядке. Эстакадный способ состоит в подаче пульпы через боковые отверстия пульповода, уложенного на опорах высотой 4—5 *м*. Так же, как и при торцовом толстослойном способе, после намыва слоя толщиной 4—4,5 *м* на нем устанавливают новые опоры. На них перекладывают пульповод и вновь намывают слой. Наиболее распространен двусторонний эстакадный способ намыва.

Преимущества гидравлического способа: высокая производительность труда и значительно меньшая, чем при экскаваторных работах, себестоимость; несложное и дешевое оборудование сравнительно небольшого веса; гидротранспорт породы по трубопроводам или лоткам значительно дешевле, чем железнодорожный или автомобильный транспорт; возможность попутно с добычей обогащать полезные ископаемые; поточность технологического процесса.

К недостаткам способа относятся: значительный расход электроэнергии, особенно в том случае, когда невозможно создавать естественный напор воды; применение только в мягких породах, поддающихся разрушению размывом; резкое снижение производительности в зимнее время в местностях с умеренным климатом и сезонность работ в районах с очень холодной зимой.

Развитие разработки рудных месторождений средствами гидромеханизации пойдет по пути совершенствования технологии и оборудования. Технологическое совершенствование способа должно заключаться в автоматизации его производственных процессов.

Надо полагать, что применение гидромеханизации в трудноразмываемых породах при освоении эффективных средств и способов предварительного их рыхления будет расширяться.

В больших масштабах будет использоваться самотечный гидротранспорт и совершенствоваться механизация трудоемких вспомогательных операций в забое.

§ 3. ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ

Добыча руд геотехнологическими способами открывает большие перспективы. Геотехнологические способы разработки полезных ископаемых основаны на их выщелачивании, растворении, возгонке и расплавлении на месте залегания.

Методы выщелачивания известны еще с XVI столетия, когда было установлено, что медь содержится в кислых рудничных водах, и может быть из них железом осаждена.

В природе широко развиты процессы естественного выщелачивания различных элементов из горных пород потоками подземных вод.

Например, содержание меди в рудничных водах достигает довольно значительной концентрации до 5 *г/л* (в среднем 1—2 *г/л*). При большой водообильности количество содержащейся в воде безвозвратно теряемой рудниками меди достигает сотен и тысяч тонн в год.

Вместе с тем возможно извлечение сернокислой меди из водных растворов при контакте с железом в виде так называемой цементной

меди. 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 названием — 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 или и других примесей. Извлечение меди из раствора, как правило, 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 рудничных вод таким способом проста и экономична, что обусловило распространение выщелачивания в качестве специального способа разработки меднорудных месторождений.

Легче всего растворяется из содержащих медь минералов халькозин, из которого под действием сульфата окиси железа в течение примерно двух месяцев образуется ковеллин. В свою очередь растворение ковеллина, происходящее при температуре 40—80° С, длится два-три года. По скорости растворения за халькозином следует борнит, а за ним трудный — 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 омывая 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 (рис. 259). Руды никеля, свинца, цинка и других металлов в слабом растворе серной кислоты растворяются недостаточно и

крайне медленно, поэтому в данное 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 рудники 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 целиками, которые нельзя отработать обычными методами.

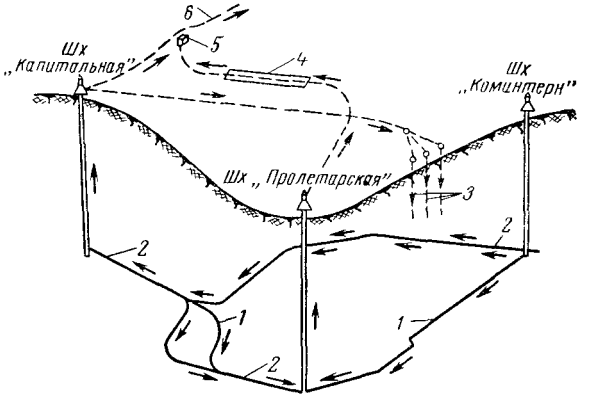


Рис. 259. Схема подземного выщелачивания меди на Зюзельском руднике:

1 — штреки горизонта 96 *м*; *2* — квершлаги горизонта 96 *м*; *3* — скважины орошения, *4* — цементирующая установка; *5* — установка нейтрализатора; *6* — сброс шахтных вод

Выщелачивание может быть применено для добычи многих полезных ископаемых, так ряд минералов — асфальт, бура, азокерит и др. — плавится при температуре 80—90°, в связи с чем их разрабоку можно вести методами подземного расплавления горячей водой.

В процессе обжига многие труднорастворимые сульфидные минералы железа, цинка, висмута, сурьмы, никеля и др. переходят в окислы металлов и сульфаты, которые затем легко растворяются в воде или слабых кислотах. Подземный обжиг в сочетании с последующим выщелачиванием редких металлов из золы в будущем может найти применение для некоторых месторождений сульфидных минералов. Наиболее приемлемы для выщелачивания крутопадающие месторождения большой мощности, причем наиболее благоприятна предварительная разработка системой с обрушением, так как чем больше разрыхление рудной массы, тем интенсивнее происходит проникновение раствора в нее. Для орошения чаще всего используют слабый раствор серной кислоты или воду.

Метод растворения применяется в промышленных масштабах при разработке месторождений каменной соли, каолина и других им подобных 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 же не растворяется водой, а образует в ней взвешенную пульпу. Завершающим процессом добычи этих ископаемых является обратный процесс — выпаривание (соль) или осаждение (каолин).

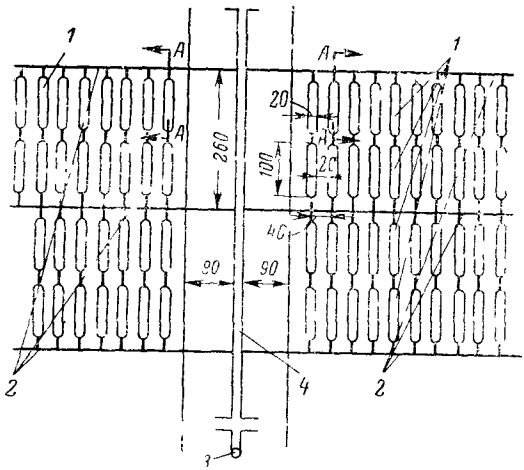


Рис. 260. Подземная добыча соли растворением:
1 — камеры; *2* — панельные штреки; *3* — ствол шахты; *4* — основной штрек

Рассмотрим способ добычи соли растворением в подземных специально пройденных для этой цели выработках.

Солевые растворы получают, образуя (вымывая) камеры в массиве соляного месторождения.

Добыча солевых растворов производится нагнетанием через скважины воды, растворяющей соль в пределах камеры заданных размеров, или насыщением раствора, заполняющего подготовительные выработки, пройденные в намеченной к отработке камере.

При первом варианте проходят 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 скважины опускают трубы диаметром 25 *мм*. Нагнетаемая в них вода растворяет соль, поднимается по кольцевому зазору и благодаря специальному соединению труб последовательно омывает все скважины, пробуренные в соседних камерах.

В результате образуются цилиндрические пустоты, при пересечении которых в процессе растворения соли образуется очистная выработка в виде камеры с дном конической формы.

Второй вариант несколько отличается от первого. В качестве примера рассмотрим добычу соли на одной из шахт (рис. 260).

По пласту соли мощностью 60 *м*, залегающему горизонтально, пройдены ствол шахты и основной штрек. От последнего через каждые 260 *м* засекают панельные штреки шириной 2,5—3,5 *м*, а от них проводят квершлаги сечением 2,5×2,2 *м* при расстоянии между осями 40 *м*. Работы ведут одновременно на четырех этажах

высотой 8 *м*. На всех четырех горизонтах по одной оси проводят квершлаги, пробуривая затем соединяющую их между собой скважину.

Все действующие этажи имеют сообщение со стволами шахт — эксплуатационным и слепым вспомогательным. Размывая скважины подаваемой с поверхности чистой водой, расширяют их до диаметра 1,2 *мм*, превращают в восстающие. Из них проводят между этажами соляные орты сечением 4×2,5 *м*. Этому предшествует установка в восстающем железобетонных перемычек, снабженных трубами выше каждого квершлага. После проведения соляного орта на полную длину камеры (90 *м*) с помощью брызгал делают вруб высотой 3,5 *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 2,5 *ат*. Нерастворенный осадок остается на почве, а рассол по канаве направляют в восстающий. Соляные орты после образования врубовой щели заполняют водой так, чтобы ее уровень не доходил до кровли щели. Насыщение воды солью в начальный период отработки происходит за 10—14 суток. Потом из-за увеличения размеров камер вода в течение трех недель насыщается солью до содержания около 300 *к/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*. Целики: ширина 20 *м*, высота потолочины 9 *м*. Между торцами камер оставляется около 30 *м*.

Использование месторождения при этом методе добычи рассола несколько выше, чем при методе пробуривания скважин с поверхности, и достигает 15%.

Метод выплавки серы на месте залегания. Метод основан на том, что сера при воздействии на нее перегретой водой (138—165°) расплавляется и образует тяжелую жидкость с удельным весом 2,0. Почти $^2/_3$ всей серы добывается этим методом. Выплавка серы на месте залегания по этому методу, известному как метод Фриша, производится следующим образом (рис. 261).

На участке, намеченном к эксплуатации, бурят через 30—60 *м* скважины большого диаметра, пересекающие содержащие самородную серу породы.

В скважины вводят сначала обсадные трубы диаметром 250 *мм* и затем на полную глубину скважины — трубы диаметром 200 *мм*, снабженные отверстиями на участке пород, содержащих серу.

В скважину вводят не достигающие дна еще две трубы диаметром 150 и 32 *мм*.

По кольцевому пространству между трубами диаметром 250 и 150 *мм* в скважину под давлением 10—15 *ат* подается перегретая (около 140°) вода. Она через отверстия в нижней части трубы проникает в трещины и расплавляет серу. Расплавленная сера, обладая большим удельным весом, чем вода, стекает в нижнюю часть скважины. Подаваемый по трубе диаметром 32 *мм* горячий воздух образует с расплавленной серой воздушную смесь, которая поднимается

на поверхность по кольцевому пространству между трубами диаметром 150 и 32 *мм* по принципу эрлифта. Отработанная охладившаяся вода выдается из пласта по специальной скважине. Производительность каждой скважины около 350 *т* чистой серы (94,99%) в сутки при расходе 1700—1900 $м^3$ перегретой воды. Извлекается серы 25—30%.

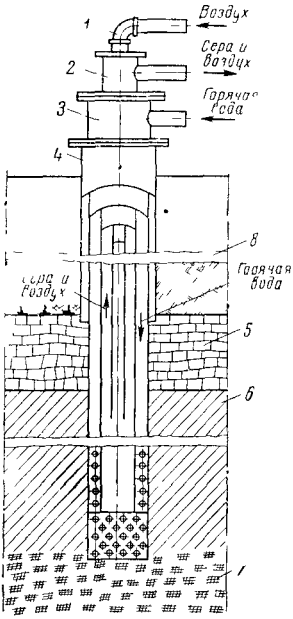


Рис. 261. Схема установки для добычи серы путем ее расплавления горячей водой:

1 — воздушная труба; *2* — труба для серы; *3* — труба для горячей воды, *4* — обсадная труба; *5* — непродуктивные породы кровли; *6* — содержащие серу формации; *7* — не содержащие серу и ангидрид формации, *8* — рыхлые отложения

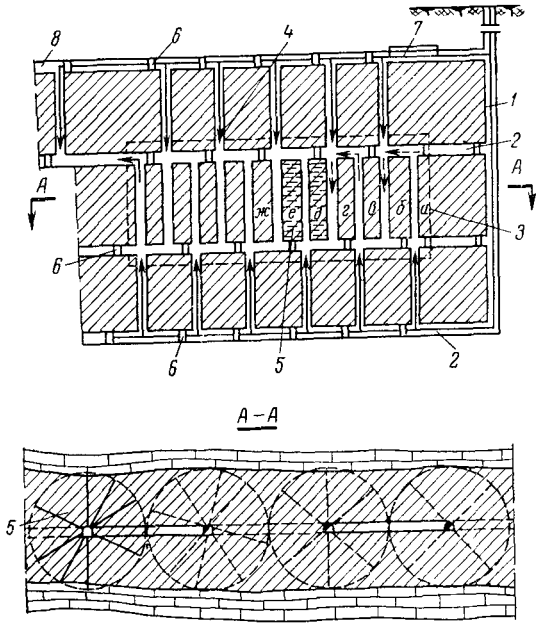


Рис. 262. Схема подготовки и отработки месторождения путем возгонки сублимирующих минералов:

1 — ствол шахты; *2* — штреки; *3* — подготовленная к разработке панель; *4* — форсунки, *5* — скважины; *6* — бутобетонные перемычки; *7* — магистральные трубопроводы для горючего и воздуха; *8* — вентиляционная выработка

Участки, намеченные к разработке таким методом, обычно оконтуривают, нагнетая глинистую пульпу через серию вспомогательных скважин. Этим достигают сокращения расхода тепла и повышения извлечения серы.

Данный метод по сравнению с подземными горными работами безопаснее и экономичнее. Недостаток — большие потери серы при эксплуатации месторождения.

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 (темпера-

тура возгонки 327° С), антимонит, аурипигмент, теллурит (температура возгонки 450° С) и др.

В качестве примера одного из способов добычи ртути по методу подземной возгонки можно привести представленный на рис. 262. 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 перемычки (см. рис. 262), которые обеспечивают, 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 станках 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 осуществляются дистанционно.

Бактериальный способ ускорения извлечения металлов из бедных руд относится к геотехнологическим методам. Этот способ пока в больших промышленных масштабах не применяется, хотя опытным путем доказано, что микробиологические процессы в несколько раз ускоряют процессы выщелачивания. Например, бактерии, выделенные из кислотных потоков отвалов на одном из американских рудников, увеличивали в 10—20 раз скорость окисления пирита в легкорастворимые сульфаты железа и серную кислоту. Способ перспективен. Деятельность способствующих выщелачиванию бактерий стимулируется введением азота серы и аммиачной селитры. Эти бактерии могут существовать в очень широком диапазоне температур и жизнеспособность их чрезвычайно высокая.

В заключение следует подчеркнуть, что геотехнологические методы должны получить в будущем значительное распространение.

Реализация геохимических методов позволяет снизить пределы промышленных кондиций на содержание металлов в рудах, что приведет к вовлечению в эксплуатацию многих месторождений с непромышленным содержанием металлов.

§ 4. ПОДВОДНАЯ РАЗРАБОТКА

Непрерывно возрастающие потребности народного хозяйства в минеральном сырье поставили задачу освоения подводных месторождений руд, которые до недавнего времени считали забалансовыми. Такие месторождения при необходимости отрабатывали способами открытых горных разработок с осушением и водоотливом.

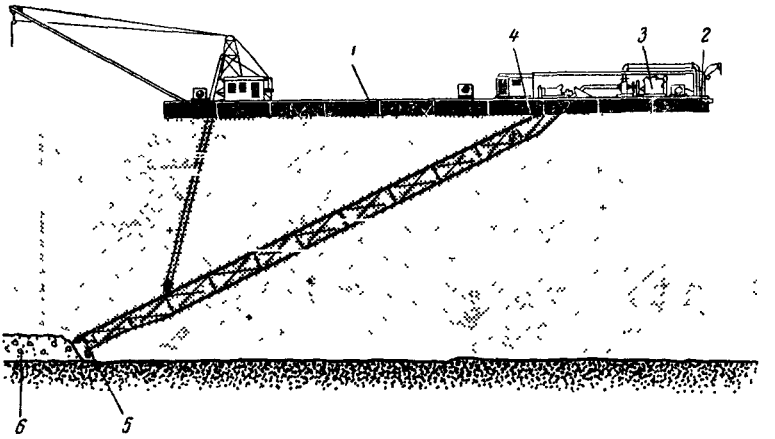


Рис. 263. Схема морской драги для подводной разработки полезных ископаемых:
1 — понтон, *2* — трубопровод; *3* — грунтовой насос, *4* — шарнирная рама, *5* — всасывающая насадка, *6* — донные отложения

На россыпных континентальных подводных месторождениях уже хорошо зарекомендовали себя драги (рис. 263). Это сложные высокопроизводительные горные машины, включающие добычное, обогатительное и отвальное оборудование, которое монтируют на плавучем основании — понтоне или судне. Отличительная особенность драг — высокая степень механизации и автоматизации производственных процессов. Конечный продукт — обычно 10—45% концентрат металла, направляемый на доводочные фабрики.

В зависимости от установленного горного оборудования драги подразделяются на многочерпаковые, грейферные, земснаряды и т. д. Наиболее жесткие ограничения по глубине черпания (которая обычно не превышает 30—50 *м*) у многочерпаковых драг. Емкость черпака определяет тип (литраж) драги и составляет 50—600 *л*. Область применения континентальных драг ограничивается речными долинами, озерными, маловодными (а в некоторых случаях и безводными при искусственном водоснабжении) россыпями.

Как известно, на реки, озера, болота и другие воды суши приходится около 0,3% общего объема воды земного шара, а Мировой океан занимает 70,8% площади поверхности Земли.

Под водной оболочкой Мирового океана, глубина которого достигает 11 000 *м* (в среднем составляет 4000 *м*), дно почти повсеместно сложено рыхлыми осадками той или иной мощности, представленными преимущественно песчаными, раковинными и глинистыми отложениями, хорошо отмытыми и отсортированными. Они обычно содержат включения различных полезных металлов и минералов, которые выносятся сюда реками с суши или поступают в результате абразивности коренных пород дна и концентрируются в определенных местах под действием течений и волнений.

В некоторых прибрежных районах к настоящему времени разведаны месторождения, содержащие промышленные концентрации касситерита, монацита, ильменита, циркона, золота, платины, алмазов, железа и др. На глубоководном дне обнаружены перспективные руды, представленные фосфоритами, железомарганцевыми конкрециями, красными глубоководными глинами и пр.

Важным фактором, влияющим на выбор техники, предназначенной для разработки месторождений, является глубина работ. В зависимости от этого фактора на дне Мирового океана можно условно выделить три основные зоны добычи полезных ископаемых: пляж, континентальная отмель или шельф с континентальным склоном (подводная окраина материка) и глубоководное дно.

Сложные условия работы в море требуют разработки специальных конструкций машин и механизмов, выбора специальных материалов, обоснования новых приемов и способов добычи.

В зоне пляжа и шельфа до глубины 50 *м* разработку месторождений ведут обычно морскими драгами. Их работа в условиях моря в значительной степени затруднена из-за влияния волнения, течений, сильных ветров, приливов и разъедающего действия соленой воды на механизмы. Для лучшей устойчивости на волне у морских драг увеличивают площадь понтона. По всему периметру борта, кроме передней части палубы, устанавливают фальшборт с отверстиями для стока воды, попадающей при волнении на палубу. Современные морские драги являются автономными агрегатами. Они имеют индивидуальный источник энергии, бункера для хранения добытого и переработанного сырья, жилые помещения для обслуживающего персонала, а также производственные мастерские для текущего ремонта оборудования. Недостаток морских драг — их громоздкость и ограниченная глубина черпания.

Наиболее перспективными для морских подводных разработок являются **технологические комплексы с гидроподъемными установками:** грунтовыми насосами, эрлифтами или гидроподъемниками. Главные достоинства этих агрегатов — непрерывность их работы, что позволяет обеспечить высокопроизводительную разработку морских месторождений, и универсальность, заключающуюся в том, что они могут быть применены как на относительно небольших, так и на значительных глубинах.

На земснарядах основным добычным оборудованием являются грунтовые насосы (землесосы). Малая всасывающая способность

насосов требует их установки на специальной выносной раме для приближения всаса к пескам и увеличения глубины разработки. Подъем и опускание рамы осуществляются с помощью полиспастов. Такие драги ведут добычу при глубине воды до 60 *м*.

Эрлифтные установки отличаются от насосов отсутствием под водой движущихся механических частей. Вся установка (рис. 264) состоит из компрессора и двух концентрично расположенных один в другом шлангов. Наружный резиновый шланг диаметром 250—

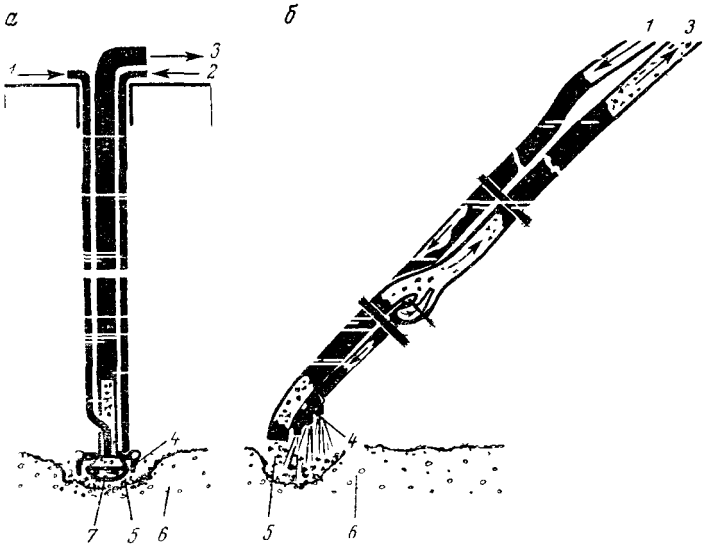


Рис. 264. Схема эрлифтных установок (*а* — с гидрорыхлителем, *б* — с пневморыхлителем):
1 — сжатый воздух; *2* — напорная вода; *3* — пульпа; *4* — насадка рыхлителя; *5* — взмученные рудосодержащие осадки; *6* — донные рудосодержащие осадки, *7* — предохранительная решетка

450 *мм* армирован проволокой (аналогично рукавам для загрузки танкеров нефтью). Став трубопровода опускается ко дну с помощью кран-балки. Магистраль собирается из отдельных секций длиной по 4—8 *м*. Внутри основного става располагается вторая магистраль малого диаметра, по которой подается сжатый воздух к всасывающему устью эрлифта.

При гидропневматическом подъеме возникает разница в плотности между водовоздушной (насыщенной пузырьками) смесью внутри трубы и водной массой вне ее. Взрыхленный материал транспортируется по межтрубному пространству. Энергия сжатого воздуха используется одновременно для предварительного рыхления осадков. Отверстия для выхода воздуха располагаются на 50 *мм* выше гидравлических насадок для обеспечения подъемной силы внутри наружной трубы.

При эрлифтном подъеме воздух подается под давлением 7 $кГ/см^2$ от компрессора мощностью 450 *л. с.*, при скорости истечения у устья шланга до 170 *м/мин*. При системе гидроподъемников процесс работы аналогичен, но вместо воздуха на глубину подается вода под давлением 18 $кГ/см^2$, создаваемым дизельными насосами мощностью 100 *л. с.*

Преимущество гидропневматической установки перед насосной в том, что в ней отсутствуют подвижные механические части, а следовательно, исключается необходимость в периодической замене

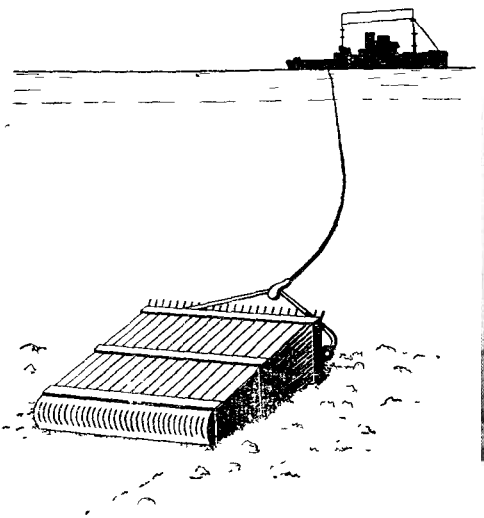


Рис. 265. Схема агрегата прерывного действия (трала)

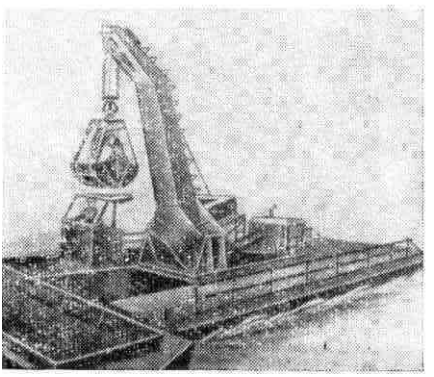


Рис. 266. Грейферная драга

деталей грунтового насоса из-за коррозии и разрушения его крыльчатки, корпуса и т. д. Но возможности гидропневматических установок ограничены в связи с ухудшением условий их эксплуатации при глубине свыше 100 *м*.

Отличительной особенностью агрегатов прерывного действия, к числу которых относятся грейферы, ковши и тралы (рис. 265), является возможность с их помощью черпать донные осадки с больших глубин. Размеры ковша или трали технологически увязываются только с прочностью удерживающих их троса и лебедки. Опыт использования океанографических тралов для взятия проб донных осадков со дна глубоких частей океанов показал, что тралы могут быть применены примерно на 98% площади дна океанов.

Однако систематическая добыча морских осадков черпанием с больших глубин затруднена в связи со значительными затратами времени (до 70%) на опускание и подъем трала, невысокой производительностью и громоздкостью лебедки, предназначенной для подъема осадков с больших глубин.

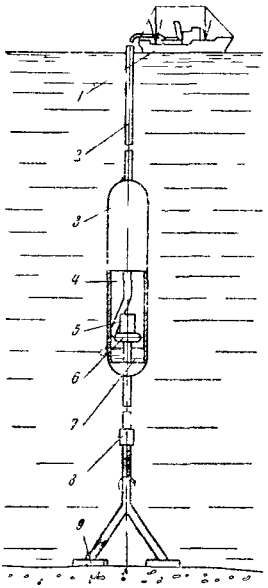


Рис. 267. Глубоководная гидроподъемная установка:

1 — судно; *2* — трубопровод, *3* — корпус поплавка, *4* — внутренняя полость, *5* — двигатель насоса; *6* — центробежный насос; *7* — балластная вода; *8* — ходовой винт трубопровода; *9* — всасывающие насадки

Достоинствами грейферных драг (рис. 266) является меньшая удельная металлоемкость и энергоемкость, возможность использования нескольких рабочих органов с одного плавучего основания и способностью лучше зачищать пески при неровном плотике, т. е. основании продуктивного пласта.

Наиболее перспективный способ подъема гидравлический, основанный на использовании эрлифтных, гидроподъемных (рис. 267) и насосных установок при их расположении последовательной цепочкой вдоль всего става трубопровода от дна до судна. Своеобразие глубоководных установок заключается в наличии промежуточных поплавковых камер, в которых располагаются двигатели установок и небольших гребных винтов, способствующих поступательному движению системы гидроподъемная установка — судно. Восходящий поток пульпы выносит материал по трубопроводу на поверхность и по гибкому шлангу подает на судно, где происходят отделение воды и предварительное обогащение. Применению гидроподъема при разработке глубоководных месторождений благоприятствуе наличие на дне незатвердевших осадков некрупный грапулометрический состав.

Развитие и совершенствование способов добычи подводных месторождений поставят на службу народному хозяйству значительные запасы руд, пока скрытых под водами Мирового океана.