

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

РАЗРАБОТКА
РУДНЫХ
И РОССЫПНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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

ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ
Москва 1962

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие
Введение

Часть первая

Основные положения разработки и вскрытие рудных месторождений

Глава I. Горногеологическая характеристика рудных месторождений

- § 1. Основные понятия о руде и рудных месторождениях
- § 2. Промышленная характеристика руд
- § 3. Физико-механическая характеристика руд и вмещающих пород
- § 4. Морфологические типы рудных месторождений и условия их залегания
- § 5. Классификация запасов
- § 6. Эксплуатационная разведка и опробование руд

Глава II. Основные положения подземной разработки рудных месторождений

- § 1. Терминология
- § 2. Размеры шахтных полей и высота этажа
- § 3. Порядок очистной выемки в этаже
- § 4. Потери и разубоживание руды в процессе добычи
- § 5. Общие сведения о годовой производительности и сроке существования рудника (шахты)
- § 6. Требования правильной разработки месторождения

Глава III. Вскрытие рудных месторождений для подземной разработки

- § 1. Вскрывающие выработки и классификация способов вскрытия
- § 2. Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов
- § 3. Влияние выемки полезного ископаемого на сдвигание вмещающих пород и поверхности
- § 4. Вскрытие штольной
- § 5. Вскрытие вертикальным стволом
- § 6. Вскрытие наклонным стволом
- § 7. Комбинированные способы вскрытия
- § 8. Околоствольные выработки
- § 9. Порядок и некоторые особенности вскрытия этажей
- § 10. Факторы, влияющие на выбор места заложения ствола
- § 11. Влияние подземной откатки горной массы, доставки материалов, вентиляции на выбор места заложения ствола
- § 12. Влияние местных факторов на выбор места заложения ствола
- § 13. Выбор способа вскрытия и места заложения ствола методом вариантов

Часть вторая

Системы подземной разработки рудных месторождений

Глава IV. Классификация и порядок изучения систем разработки

§ 1 Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

§ 2. Порядок изучения систем разработки

Глава V. Подготовка этажа к очистной выемке

§ 1 Основные определения. Требования, предъявляемые к подготовке

§ 2 Способы подготовки основного горизонта

§ 3. Расположение и крепление восстающих

§ 4. Общий порядок подготовки

Глава VI. Основные производственные операции (технология) очистной выемки

§ 1 Отбойка руды шпурами

§ 2. Отбойка руды глубокими скважинами и камерными зарядами

§ 3 Вторичное дробление руды

§ 4 Доставка руды до откаточных выработок

§ 5 Машинная погрузка руды

§ 6 Устройство погрузочных люков

§ 7 Поддержание выработанного пространства

§ 8 Организация труда на очистных работах

Глава VII Системы разработки с открытым очистным пространством

§ 1 Общие сведения и классификация систем

§ 2 Почвоуступные системы разработки

§ 3 Потолкоуступные системы разработки

§ 4 Системы разработки со сплошной выемкой

§ 5 Камерно столбовые системы разработки

§ 6 Системы разработки с подэтажной выемкой

§ 7 Характеристика способов подготовки, нарезки блоков и процесс очистной выемки

§ 8 Особые варианты систем с подэтажной выемкой

§ 9. Системы разработки с этажной отбойкой руды вертикальными слоями

§ 10 Системы разработки с этажной отбойкой руды горизонтальными слоями

§ 11. Оценка систем разработки с подэтажной и этажной отбойкой руды

Глава VIII. Системы разработки с магазинированием руды

§ 1 Общие сведения о системах с магазинированием

§ 2 Системы со шпуровой отбойкой руды 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 очистного пространства

§ 1 Общая характеристика и условия применения

§ 2 Закладочные материалы

§ 3. Спуск в шахту закладочных материалов

§ 4 Гидравлический и пневматический транспорт закладочного материала

§ 5 Технология возведения закладочного массива

§ 6 Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой

- § 7. Системы разработки наклонными слоями с закладкой
- § 8. Потолкоуступные системы разработки с закладкой
- § 9. Сплошные системы разработки с закладкой
- § 10. Системы разработки с закладкой полосами по восстанию
- § 11. Оценка систем разработки с закладкой

Глава X. Системы разработки с креплением очистного пространства

- § 1. Общая характеристика и условия применения
- § 2. Системы разработки с усиленной распорной и станковой крепью
- § 3. Системы разработки с каменной и комбинированной крепью
- § 4. Оценка систем разработки с креплением очистного пространства

Глава XI. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства

- § 1. Общая характеристика систем
- § 2. Системы разработки горизонтальными слоями и уступами по простиранию с креплением и закладкой
- § 3. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой
- § 4. Сплошные системы разработки с креплением и закладкой
- § 5. Оценка систем разработки с креплением и закладкой

Глава XII. Системы разработки с обрушением вмещающих пород

- § 1. Общие сведения о системах с обрушением
- § 2. Слоевое обрушение, сущность системы и условия ее применения
- § 3. Типичный вариант системы слоевого обрушения
- § 4. Подготовительные работы и основные производственные операции очистной выемки
- § 5. Варианты системы слоевого обрушения
- § 6. Столбовые системы разработки с обрушением кровли

Глава XIII. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород

- § 1. Общая характеристика систем
- § 2. Система подэтажного обрушения
- § 3. Сравнительная оценка систем слоевого обрушения, подэтажного обрушения и систем с креплением и закладкой
- § 4. Система этажного самообрушения
- § 5. Выпуск обрушенной руды
- § 6. Принудительное этажное обрушение

Глава XIV. Комбинированные системы разработки

- § 1. Общие сведения о комбинированных системах
- § 2. Комбинированные системы с открытыми камерами
- § 3. Комбинированные системы с закладкой камер
- § 4. Комбинированные системы с магазинированием руды

Глава XV. Выбор системы разработки

- § 1. Требования, учитываемые при выборе системы разработки
- § 2. Влияние горногеологических факторов на выбор системы разработки
- § 3. Метод исключения для выбора системы разработки по горногеологическим факторам
- § 4. Сравнительная технико-экономическая оценка систем для их выбора

Глава XVI. Определение основных параметров подземной разработки рудных месторождений

- § 1. Общие сведения о параметрах вскрытия и систем разработки
- § 2. Определение годовой производительности рудника (шахты) по горным возможностям
- § 3. Определение экономически целесообразной производительности и срока существования рудника (шахты)
- § 4. Определение высоты этажа
- § 5. Выбор основных параметров выемочного блока

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

Открытая разработка рудных месторождений

Глава XVII. Общие сведения об открытой разработке рудных месторождений

- § 1. Условия применения и способы открытой разработки рудных месторождений
- § 2. Элементы открытой разработки
- § 3. Основные положения выбора между открытой и подземной разработкой

Глава XVIII. Механизация выемки и погрузки

- § 1. Экскаваторы
- § 2. Организация работы и производительность экскаваторов
- § 3. Бульдозеры и скреперы
- § 4. Передвижные конвейеры и транспортно-отвальные мосты

Глава XIX. Вскрытие месторождений при открытой разработке

- § 1. Общие сведения
- § 2. Способы проходки траншей
- § 3. Способы вскрытия
- § 4. Вскрытие въездными траншеями
- § 5. Вскрытие спиральными и тупиковыми съездами
- § 6. Вскрытие уклонами
- § 7. Вскрытие подземными выработками (стволами, штольнями с рудоспусками)
- § 8. Комбинированное и бестраншейное вскрытие

Глава XX. Буровзрывные работы при открытой разработке

- § 1. Общие сведения
- § 2. Шпуровой метод отбойки
- § 3. Метод отбойки глубокими скважинами
- § 4. Метод минных камер и взрывов на выброс и на сброс
- § 5. Организация буровзрывных работ и техника безопасности

Глава XXI. Системы открытой разработки рудных месторождений

- § 1. Общие положения
- § 2. Классификация систем открытой разработки
- § 3. Экскаваторные системы разработки с внутренним отвалообразованием по бестранспортной схеме
- § 4. Экскаваторные системы разработки с механизированной погрузкой и транспортированием пород вскрыши во внешние отвалы
- § 5. Комбинированные системы разработки
- § 6. Порядок очистной выемки, расстановка машин и схемы экскавации

- § 7. Технико-экономическое сравнение систем разработки и перспективы их дальнейшего развития

Глава XXII. Карьерный транспорт и отвальные работы

- § 1. Основные виды карьерного транспорта
§ 2. Автотракторный транспорт
§ 3. Конвейерный транспорт
§ 4. Рельсовый транспорт
§ 5. Отвальные работы и отвалообразователи

Глава XXIII. Особые способы открытой разработки

- § 1. Комбинированная открыто-подземная разработка
§ 2. Гидромеханизация. Общие сведения; водоснабжение
§ 3. Оборудование гидромеханизации
§ 4. Способы гидромониторного размыва
§ 5. Гидротранспорт и гидроотвалы
§ 6. Системы открытой разработки способом гидромеханизации
§ 7. Общие сведения об извлечении металлов из руд в месторождении методами растворения и выщелачивания
§ 8. Дренаж и водоотлив при открытых разработках

ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ

Разработка россыпных месторождений

Глава XXIV. Подземная разработка россыпных месторождений

- § 1. Горногеологическая характеристика россыпей
§ 2. Особенности разработки и осушение россыпей
§ 3. Вскрытие россыпных месторождений
§ 4. Условия применения подземной разработки россыпных месторождений
§ 5. Сплошные системы разработки россыпей
§ 6. Столбовые системы разработки россыпей
§ 7. Сравнительная оценка систем подземной разработки россыпей
§ 8. Основы техники обогащения песков

Глава XXV. Экскаваторный и скреперный способы разработки россыпей

- § 1. Общие сведения; вскрытие месторождений
§ 2. Экскаваторная разработка со стационарными промывочными приборами
§ 3. Экскаваторная разработка с сухопутными передвижными мойками
§ 4. Экскаваторная разработка с плавучей мойкой
§ 5. Разработка россыпей колесными скреперами и бульдозерами
§ 6. Предохранение грунтов от промерзания и оттаивание мерзлоты

Глава XXVI. Гидравлический способ разработки россыпей

- § 1. Сущность и условия применения гидравлического способа разработки россыпей
§ 2. Водоснабжение гидравлик и применяемое оборудование
§ 3. Вскрытие россыпей для гидравлической разработки
§ 4. Системы гидравлической разработки россыпей
§ 5. Вспомогательные работы
§ 6. Извлечение металла из песков и размещение отвалов
§ 7. Эффективность гидравлической разработки россыпей

Глава XXVII. Разработка россыпей драгами

- § 1. Сущность и условия применения дражного способа разработки

- § 2. Краткая характеристика драги
- § 3. Передвижение драги и способы черпания грунта
- § 4. Предварительные работы и вскрытие
- § 5. Системы дражной разработки
- § 6. Особенности работы драги в зимних условиях
- § 7. Сборка драги и ликвидация аварий
- § 8. Эффективность дражного способа разработки

Литература

ПРЕДИСЛОВИЕ

В основу данного учебника положено третье издание учебно-го курса «Разработка рудных месторождений» (Металлургиздат, 1954). Применительно к учебным программам курса для горных техникумов все его главы подвергнуты коренной переработке, часть глав написана заново; включен новый раздел, посвященный разработке россыпных месторождений.

Главы I, II, IV, VIII, IX, X, XI, XV, XVI, XVII написаны М. И. Агошковым, главы III, V, VI (§ 1—3), VII, XII, XIII, XIV — М. И. Агошковым совместно с горн. инж. С. С. Борисовым, а главы VI (§ 4—8), XVIII, XIX, XX, XXI, XXII, XXIII — М. И. Агошковым совместно с горн. инж. В. А. Боярским.

Главы XXIV, XXV, XXVI, XXVII написаны С. С. Борисовым при участии М. И. Агошкова.

В главе IX (§ 2—5) использованы материалы, представленные горн. инж. Ю. В. Селедковым.

ВВЕДЕНИЕ

Руды являются основным сырьем для производства черных, цветных, редких и благородных металлов, а также многих неметаллических полезных минералов.

Рост производства металлов и минерального сырья находится в прямой зависимости от развития горнорудной промышленности.

Царская Россия занимала по выплавке большинства металлов одно из последних мест среди крупных капиталистических стран Европы и Америки и ввозила многие металлы из-за границы. Некоторые металлы в царской России не производились совершенно.

Горнорудная промышленность России была представлена преимущественно мелкими предприятиями с примитивной техникой и широким использованием ручного труда.

После Великой Октябрьской социалистической революции горнорудная промышленность нашей страны выросла из технически отсталой в передовую отрасль промышленности, обогнав по масштабам и технике производства горнорудную промышленность большинства капиталистических стран. Построено и продолжает строиться много новых рудников с передовой современной техникой, преимущественно крупного масштаба. Коренным образом реконструированы и расширены многие из ранее существовавших мелких рудников и шахт.

Бурный рост горнорудной промышленности СССР обеспечивался созданием мощной базы разведанных запасов руд. В результате широкого развития поисково-разведочных работ в нашей стране обнаружены и введены в эксплуатацию многочисленные новые месторождения, а также детально разведаны известные ранее месторождения.

Из числа наиболее выдающихся открытий геологических разведок за последние годы следует отметить крупнейшие в мире месторождения богатых железных руд Курской магнитной аномалии, железорудных месторождений Кустанайской области и Западной Сибири, открытие новых медных месторождений в Оренбургской и Чигинской областях, алмазных месторождений в Якутской АССР.

В результате внедрения в производство высокопроизводительных систем разработки, механизации тяжелых и трудоемких работ, автоматизации производственных процессов, перехода на более совершенные методы организации и оплаты труда значительно выросла производительность труда горнорабочих.

В связи с механизацией производственных процессов и общим повышением культуры горных работ облегчился труд горнорабочих, возросла его безопасность и улучшились санитарно-гигиенические условия. Снизились профессиональная заболеваемость и производственный травматизм горнорабочих.

Продолжают заметно улучшаться основные показатели работы рудников: полнота извлечения полезных ископаемых из недр, скорость проходки горных выработок и интенсивность эксплуатации месторождений, сокращаются сроки освоения проектных мощностей рудников.

Решающую роль в достижениях горнорудной промышленности сыграла огромная работа по подготовке высококвалифицированных рабочих и инженерно-технических кадров, овладевших новой техникой, способных развивать и совершенствовать ее. Число обучающихся в горных техникумах и вузах и число выпускаемых ежегодно специалистов в нашей стране значительно больше, чем в любой другой стране мира.

Советский строй создал такие благоприятные условия для развития науки, которые немыслимы в капиталистических странах. Этим, в частности, объясняется значительно более высокий научный уровень исследований и опубликованных трудов по горному делу советских инженеров и ученых.

Коммунистическая партия и Советское правительство уделяют огромное внимание развитию горнорудной промышленности. По темпам развития горнорудная промышленность СССР занимает и будет занимать в ближайшее десятилетие одно из первых мест среди других отраслей тяжелой промышленности.

Грандиозные задачи поставлены перед горнорудной промышленностью Программой КПСС, принятой на XXII съезде КПСС.

Для того чтобы был достигнут намеченный к 1980 г. уровень выплавки стали — 250 млн. т в год, ежегодная добыча железной руды должна увеличиться по сравнению с 1961 г. более чем в 4 раза. По многим цветным и редким металлам планируется рост добычи руд к 1980 г. в несколько раз.

В связи с этими грандиозными задачами понятна важность изучения курса «Разработка рудных и россыпных месторождений», являющегося профилирующим среди других учебных дисциплин по горному делу.

Особенность курса разработки рудных и россыпных 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 и приисками. 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 полного извлечения и чистоты добытого полезного ископаемого. Рассмотрение перечисленных вопросов и составляет содержание настоящего курса.

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ И ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава I

ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Основные понятия о руде и рудных 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 не промышленным.

Рудой принято называть природное минеральное вещество, из которого целесообразно при современных технико-экономических условиях извлекать путем промышленной переработки металлы или полезные минералы. Руда — это один из видов полезного ископаемого, которое всегда требуется перерабатывать для извлечения содержащихся в нем полезных компонентов. Многие полезные ископаемые встречаются в природе в состоянии, позволяющем использовать их без переработки, например каменный уголь, торф, каменная соль, большинство строительных материалов.

Руды принято разделять на металлические и неметаллические. В металлических рудах полезные компоненты представлены металлами, а в неметаллических рудах — минералами и их соединениями (апатит, слюда, графит, плавиковый шпат и др.), не содержащими металлов.

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.

Разделение месторождений на промышленные и непромышленные весьма условно и зависит от многих факторов и условий.

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

Месторождения бурых железняков в ГДР, Франции и Англии разрабатывают при содержании железа до 28—30% благодаря особой легкости металлургической переработки таких руд; существенную роль играет 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, но 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, 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) и т. д.

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

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

Руду, выданную на поверхность и отправляемую для переработки на обогатительные фабрики или металлургические заво-

ды, принято называть товарной рудой. Если на поверхности, перед отправкой на переработку, руда не подвергалась сортировке, то понятия «рудная масса» и «товарная руда» означают одно и то же. Нередко выданную на поверхность рудную массу перед отправлением на обогатительную фабрику или на завод подвергают сортировке — выбирают из нее примешавшуюся пустую породу, разделяют на сорта по составу или крупности и пр. В этом случае товарная руда представляет собой продукт первичной обработки рудной массы.

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

§ 2. Промышленная характеристика руд

Остановимся на характеристике руд по тем признакам, которые наиболее важны для изучения способов разработки рудных месторождений.

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

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

По ценности руды можно делить на богатые, средней ценности и бедные.

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 ценность руды не всегда характеризует экономический эффект, который можно получить от разработки месторождения. Возможны (и нередки) случаи, когда разработка месторождения руды небольшой ценности благодаря легкости добычи и переработки руды дает экономический эффект больший, чем разработка месторождения руды высокой ценности, но залегающей в трудных для добычи условиях и сложной для переработки.

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

Иногда более богатую руду добывают отдельно от бедной. Такая добыча руд, именуемая раздельной, сокращает расходы на их последующую переработку, так как позволяет направлять богатую руду непосредственно в плавку и обогащать только бедную руду. Иногда оба сорта руды подвергают обогащению, но по разным схемам.

Непостоянство состава руды в месторождении и изменение содержания в ней металла существенно влияют на порядок и систему разработки.

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

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.

Непромышленную руду в разрабатываемом месторождении часто стремятся сохранить с тем, чтобы ее можно было извлечь в будущем, когда разработка такой руды станет экономически целесообразной.

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

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

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

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

3) руды окисленные, представленные окислами, карбонатами и сульфидами многих черных, цветных и редких метал-

лсв (Fe_2O_3 , $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, MnO_2 , PbCO_3 , CuO_2 , SnO_2 , AlTaO_4 , TiFeNbO_2 и многих других);

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

5) руды смешанные, представляющие собой смесь руд предыдущих основных типов.

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

В зависимости от характера распределения рудных минералов в рудной породе различают сплошные руды, состоящие из рудных минералов, смешанных с некоторым количеством породы и имеющие обычно резкие границы с вмещающими породами, вкрапленные руды, представляющие собой относительно редкие вкрапления рудных минералов в рудной породе и, 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 ленингорских свинцово-цинковых рудниках сплошные сульфидные руды по мере приближения к контакту лежащего 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 в Криворожском железорудном бассейне в центральной части или с одной стороны представлены сплошными богатыми рудами, которые постепенно беднеют к периферии (чаще к лежащему боку), сменяются вкрапленными рудами и затем слабо ожелезненными боковыми породами.

§ 3. 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 и др.), более всего влияет на выбор системы разработки, машин и инструментов, применяемых при добыче, на производительность горных машин и производительность труда горнорабочих, 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 и др.

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 многих существующих классификаций систем подземной разработки рудных месторождений принят способ поддержания массива руды и пород, окружающих выработанное пространство, а выбор способа поддержания зависит прежде всего от устойчивости горных пород.

Одни породы допускают обнажение снизу на огромной площади и простоят, не обрушаясь, 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 незначительной 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, осушенность массива пород и др.

Показатели устойчивости горных пород, которые позволяли бы определять величину допустимого обнажения и давления горной породы на крепь, пока не установлены. Поэтому при выборе системы разработки, способа поддержания выработанного пространства и площади допустимого обнажения пользуются приближенными характеристиками пород по их устойчивости.

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

1. Очень неустойчивые — совсем не допускают обнажения кровли и боков выработки без крепления и, как правило, требуют применения опережающей крепи. При разработке рудных месторождений такие породы (пльвуны, сыпучие,

рыхлые породы, породы, насыщенные водой) встречаются очень редко.

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

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

4. Устойчивые — допускают очень значительное обнажение кровли и боков и нуждаются в поддержании только в отдельных местах.

5. Очень устойчивые — допускают огромное обнажение как снизу, так и с боков и длительное время (иногда десятки лет) могут стоять, не обрушаясь, без поддержания. Породы этой группы встречаются реже, чем двух предыдущих групп. Породы 3-й и 4-й группы 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; иногда породы со временем приобретают способность вспучиваться.

К вопросам устойчивости пород мы еще 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. Большое влияние на кусковатость оказывает строение руды. Крупность кусков, имеющих неправильную форму, принято выражать средним размером по трем взаимно перпендикулярным направлениям.

Существуют различные градации кусковатости. Из них наиболее проста и удобна следующая.

1. 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.

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

3. Руда крупнокусковая — от 250—300 до 500—600 мм.

4. Руда очень крупная — более 500—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 (по наибольшему из трех его измерений), который можно выдать 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 900 мм.

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

Куски руды, превышающие кондиционные размеры, принято называть негабаритом.

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

За последние годы наблюдается заметное увеличение размеров кондиционного куска благодаря применению все более мощного оборудования; это позволяет значительно повысить производственную мощность предприятия и производительность труда, снизить себестоимость добычи. Но вместе с тем все более усиливаются требования к снижению выхода негабарита, так как наличие его в отбитой руде очень неблагоприятно отражается на процессах добычи, вторичного дробления, доставки, погрузки руды и в конечном итоге на производительности труда горнорабочих и интенсивности разработки месторождения.

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

Разрыхляемость. После отделения от массива и дробления на куски отбитая руда увеличивается в объеме. Отношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве, называется коэффициентом разрыхления. В зависимости от условий, в которых производится отбойка массива (на свободное пространство или на ранее отбитый материал, т. е. на «зажатую среду»), и гранулометрического состава коэффи-

циент разрыхления одной и той же породы может колебаться в широких пределах — от 1,4—1,6 до 1,1—1,2. Со временем, по мере уплотнения отбитой руды коэффициент разрыхления ее уменьшается. Следует иметь в виду, что коэффициент разрыхления породы, погруженной в сосуды (вагонетки, бадьи и др.), может возрасти до 1,8 и даже до 2 за счет увеличения объема пустот между отдельными кусками, особенно если эти сосуды имеют небольшие размеры, а куски крупные.

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

Слеживаемость. Большие массы отбитой руды, находясь длительное, а иногда и относительно короткое время 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 серьезные затруднения и вынуждает иногда отказываться от применения некоторых эффективных систем разработки, например системы с магазинированием.

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

Возгораемость и самовозгораемость свойственны некоторым сплошным колчеданным рудам с высоким содержанием серы. Самовозгорание таких руд в отбитом виде происходит вследствие их окисления с выделением тепла, особенно в присутствии дресины. Подземные пожары, вызываемые возгоранием (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 и в не меньшей степени от влагоемкости руды. Так, на железных рудниках Криворожского бассейна в мокрых забоях 1 м³ руды «синьки» поглощает до 200—280 л воды; 1 м³ «красковой» руды — 140—190 л, а боковые породы — железистые кварциты — в несколько раз меньше. Влажность руды способствует ее слеживанию, а в зимнее время — смерзанию.

§ 4. Морфологические типы рудных месторождений и условия их залегания

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

Форма рудных тел бывает весьма разнообразной.

Пластовые и жильные рудные тела ограничены более или менее параллельными плоскостями (поверхностями) и имеют мощность, изменяющуюся в относительно небольших пределах. Следует, однако, отметить, что жильные месторождения нередко имеют неправильную форму и непостоянную мощность. Поэтому жилы, в свою очередь, разделяют на плитообразные — с постоянной мощностью, линзообразные и рубцовые, в которых утолщения (раздувы) чередуются с участками меньшей мощности; сетчатые, состоящие из большого числа сближенных тонких жил и прожилков, пересекающихся в различных направлениях и в своей совокупности образующих рудное тело непостоянной мощности; ветвящиеся, которые отличаются от сетчатых тем, что слагающие их основные ветви не секут друг друга в различных направлениях, а тянутся в одном направлении, то сближаясь и соединяясь, то удаляясь одна от другой.

По отношению к вмещающим породам жилы можно разделить на согласные, залегающие согласно простиранию и падению вмещающих пород, и секущие, которые пересекают элементы залегания вмещающих пород.

Пластообразные рудные тела отличаются от пластовых менее выдержанной формой и мощностью, наличием резких утонений и раздувов. Так же как и пластовые рудные тела, они, как правило, залегают согласно с вмещающими породами осадочного или осадочно-метаморфического происхождения. Типичным примером пластообразных рудных тел является большинство рудных тел Криворожского бассейна.

Линзообразные рудные тела имеют отчетливо выраженную линзовидную форму. Этот морфологический тип рудных тел близок к жильному и мог бы рассматриваться как разновидность последнего, но по происхождению линзы в отличие от жил не всегда являются телами, заполняющими трещины, а имеют и другой генезис. Кроме того, для линз характерна большая мощность (до 50—100 м и больше). Типичным представителем этого типа рудных тел являются уральские медноколчеданные месторождения. Линзообразное месторождение медного колчедана Рио-Тинто (Испания) состоит из линз длиной от 300 до 1700 м и мощностью до 100—250 м.

Столбообразные рудные тела имеют форму столба, они вытянуты по падению и при довольно большой мощ-

ности имеют ограниченный размер по простиранию. Это, в сущности, пластообразные рудные тела очень небольшой длины. В Криворожском бассейне к столбообразным относят рудные тела длиной до 300 м, превышающей мощность не более чем в 6 раз.

Рудные тела неправильной формы характеризуются отсутствием отчетливых элементов залегания (падения, простирания) и имеют самое разнообразное, иногда причудливое очертание. К этому типу следует отнести штокообразные рудные тела и гнездообразные, отличающиеся от штокообразных малыми размерами. Типичным гнездообразным месторождением является ртутное месторождение Хайдаркан (Средняя Азия).

К этому общему типу относится большинство неправильных крупных месторождений вкрапленных руд (медных, свинцово-цинковых и др.), например Коунрадское медное месторождение, Уфалейское никелевое.

Непостоянство и разнообразие форм залегания месторождений этого типа связано с их генезисом. Одни из них принадлежат к магматическим, другие к гидротермальным или пневматолитическим и некоторые к метасоматическим.

Разработка рудных тел правильной формы проще, чем рудных тел, не имеющих определенных элементов залегания.

Однако известны случаи, когда так называемые «правильные» рудные тела (пласты и жилы) имеют резко меняющуюся мощность, непостоянное оруденение, безрудные или непромышленные участки, прослой пустых пород, разветвляются, нарушены сбросами, в то время как «неправильные» рудные тела (линзы, штоки) сохраняют относительно постоянную мощность, не содержат безрудных участков, не имеют тектонических нарушений. Поэтому о благоприятной для разработки или неблагоприятной форме и условиях залегания рудных тел можно говорить лишь, имея в виду конкретное месторождение.

Кроме формы месторождения важным признаком является характер его границ — контакта с вмещающими породами. Контакт в одних случаях бывает выражен резко, и рудное тело отчетливо отделяется от вмещающих пород, а 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, особенно если контакт непрочный. Иногда наличие оруденения во вмещающих породах, наоборот, неблагоприятно сказывается на разработке, так как руда при отбойке засоряется не пустыми, а рудоносными породами.

В большинстве случаев месторождение бывает представлено не одним, а несколькими рудными телами. Эти совместно залегающие рудные тела бывают отделены одно от дру-

гого пустой породой, иногда же они пересекаются или соединяются вместе и снова разделяются. Иногда одно рудное тело является основным, а остальные — его ответвлениями.

Месторождения нередко нарушаются сбросами, сдвигами, бывают изогнуты, перемяты, раздроблены, в результате чего разработка их усложняется. Совместное залегание рудных тел и геологические нарушения их особенно сильно влияют на способ разработки месторождения.

Мощность рудного тела, измеряемая расстоянием от лежащего бока до всячего по нормали, называется истинной в отличие от горизонтальной мощности, измеряемой расстоянием между боками по горизонтали. Для крутопадающих рудных тел обычно пользуются горизонтальной мощностью.

В штокообразном месторождении мощностью считается меньший из его горизонтальных размеров. Бóльший горизонтальный размер называют длиной штока. Иногда мощностью штока считают его вертикальный размер, а горизонтальную мощность называют шириной. Последнее определение мощности 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.

1. В е с ь м а т о н к и е — месторождения мощностью меньше 0,7 м, при разработке которых проходка подготовительных выработок и очистная выемка сопровождаются подрывкой вмещающих пород.

2. Т о н к и е — месторождения мощностью от 0,7 до 2 м, при разработке которых очистную выемку можно вести без подрывки вмещающих пород, но проведение горизонтальных подготовительных выработок в большинстве случаев требует подрывки.

3. С р е д н е й м о щ н о с т и — месторождения мощностью от 2 до 5 м. Разработка их производится без подрывки вмещающих пород как при очистной выемке, так и в подготовительных выработках. Верхняя граница мощности (5 м) соответствует предельной длине распорной крепи.

4. М о щ н ы е — месторождения мощностью от 5 до 15—20 м, очистная выемка в которых при крутом падении может производиться по простиранию на всю мощность.

5. В е с ь м а м о щ н ы е — месторождения мощностью больше 15—20 м. Для очистной выемки эти месторождения обычно

разделяют на блоки по мощности или же выемку ведут вкрест простирания.

Длина по простиранию может изменяться с глубиной, если месторождение имеет склонение или скатывание.

Глубина распространения измеряется от верхней границы месторождения до нижней по вертикали или по наклону.

Глубина распространения месторождения на различных участках по простиранию может быть различной.

Рудной площадью месторождения называют площадь его горизонтального сечения. При непостоянной длине и горизонтальной мощности рудная площадь с глубиной изменяется иногда в широких пределах.

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

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

§ 5. Классификация запасов

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

Перед началом разработки обычно детально разведывают не все месторождение, а только его часть, которая обеспечивает создание рудника, так как разведка рудных месторождений, особенно имеющих большую глубину распространения, неправильную форму, нечеткие границы, изменяющуюся мощность и непостоянное содержание металла, требует много времени и средств. Запасы остальных участков месторождения, разведанных менее детально, определяют приближенно и учитывают в перспективных планах развития рудника. Поэтому геологические запасы месторождения принято делить по степени надежности и точности их подсчетов на *категории*.

Часто не все подсчитанные геологические запасы руды предназначают для разработки, так как на отдельных участках месторождения руда по содержанию металла является *забалансовой*, мощность рудных тел слишком мала или очень трудны условия разработки. Кроме того, при разработке часть руды остается в *целиках*, теряется при смешении с пустой породой и т. д.

Все это заставляет пользоваться кроме рассмотренного понятия «геологические запасы» понятиями «промышленные запасы» и «эксплуатационные запасы».

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

Утвержденными Советским правительством «Классификациями твердых полезных ископаемых» и «Положением о порядке передачи полезных ископаемых для промышленного освоения» запасы по степени изученности месторождений подразделяются на пять категорий: A_1 , A_2 , B , C_1 и C_2 .

К категории A_1 относятся запасы, которые полностью изучены и оконтурены подготовительными выработками или скважинами эксплуатационной разведки. Изучены гидрогеологические условия разработки, установлены промышленные сорта полезного ископаемого и распределение их в каждой блоке, определены на основании опыта промышленного использования качество и технология обработки полезного ископаемого.

К категории A_2 относятся запасы, детально разведанные и оконтуренные горными выработками или буровыми скважинами. Изучены условия залегания, разработки и гидрогеологические условия месторождения, определены соотношения природных типов и промышленных сортов полезного ископаемого, а также качество и технологические свойства полезного ископаемого с точностью, обеспечивающей проектирование схем переработки и технологии использования.

К категории B относятся запасы, разведанные и оконтуренные горными выработками или буровыми скважинами. Изучены условия залегания месторождения, установлены без детализации распределения природные типы и промышленные сорта полезного ископаемого, определены качество и технологические свойства полезного ископаемого с точностью, обеспечивающей выбор схемы его обработки, выяснены достаточно полно общие условия разработки, а также гидрогеологические условия месторождения.

К категории C_1 относятся запасы, установленные на основании результатов бурения редкой сети скважин или проходки горных выработок, запасы, примыкающие к контурам запасов категорий A_1 , A_2 и B , а также запасы особо сложных месторождений, для которых, несмотря на густую сеть разведочных выработок, распределение ценного компонента или минералов не выяснено. Качество, природные типы, промышленные сорта и технология обработки полезного ископаемого определены предварительно на основании анализов или лабораторных испытаний взятых проб, а также по аналогии с изученными месторождениями;

общие условия разработки, а также гидрогеологические условия месторождения изучены предварительно.

К категории C_2 относятся запасы, примыкающие к участкам месторождений, разведанным по категориям A_2 , B и C_1 , а также запасы, предполагаемые по геологическим и геофизическим данным, подтвержденным опробованием полезного ископаемого в отдельных скважинах и выработках.

Согласно Положению, разработка проектов и выделение капиталовложений на строительство горнодобывающих предприятий производится на основании балансовых запасов категорий $A_2 + B + C_1$. Если разведка месторождения до категории A_2 вследствие небольших его размеров, сложности строения или распределения ценных компонентов нецелесообразна, то разработка проектов и строительство производится на основании балансовых запасов категорий $B + C_1$. Для отдельных особо сложных по своему характеру месторождений допускается проектирование и строительство предприятий на основании запасов категории C_1 , если, однако, условия разработки месторождения, качество и технология переработки полезного ископаемого выяснены достаточно полно.

Для определения перспектив развития горнодобывающих предприятий при их проектировании наряду с запасами других категорий учитываются также и запасы категории C_2 .

Соотношение запасов категорий A_2 , B и C_1 , необходимое для обоснования проектирования и капиталовложений, определяется цифрами особой таблицы Положения.

Проектирование рудников разрешается после утверждения запасов Государственной комиссией по запасам (ГКЗ) или Территориальной комиссией по запасам (ТКЗ).

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

Иногда величина промышленных запасов может колебаться в очень широких пределах, в зависимости от предъявляемых к рудам требований (кондиций), условий залегания месторождений и принятых систем для их разработки. В кондициях указывается минимально допустимое содержание металлов и других компонентов в добытой руде и допустимая их стоимость.

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

§ 6. Эксплуатационная разведка и опробование руд

Эксплуатационная разведка ведется систематически, одновременно с разработкой месторождения в блоках и этажах,

подлежащих вводу в эксплуатацию, и имеет целью уточнение данных, которые были получены ранее при геологической разведке месторождения.

Эксплуатационная разведка включает проведение горных выработок, бурение скважин и взятие проб руды для анализов. При этом виде разведки стремятся использовать горные выработки, предназначенные для вскрытия и подготовки месторождения, а также закладывать разведочные выработки таким образом и придавать им такие размеры, чтобы их можно было 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: 1) разведочных, подготовительных и очистных выработок (опробование в массиве); 2) разведочных и взрывных буровых скважин (керна, буровой муки и бурового шлама); 3) 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 особенностей руды, содержания и распределения в ней полезных компонентов и цели, для которой берется проба.

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

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

борозд должно совпадать с направлением наибольших колебаний качественного состава руды.

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

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

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. Его обычно используют при геологической разведке для взятия технологических проб.

Наиболее распространено в практике эксплуатационной разведки бороздовое опробование.

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

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

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.

Отвалы текущей добычи опробуют бороздами через определенные интервалы или точечным методом с поверхности отвала через 1—3 м.

Глава II

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Терминология

Подземная разработка месторождения состоит из трех стадий: вскрытия, подготовки и очистной выемки. В начале разработки месторождения эти стадии выполняются во времени последовательно, а затем совмещаются.

Вскрытием называют проведение горных выработок для того, чтобы открыть с их помощью доступ с земной поверхности к месторождению или его части. Вскрывающие выработки — стволы, штольни, квершлагги и др. — служат для транспортирования по ним добытой руды и породы на земную поверхность, доставки людей, оборудования, материалов, проветривания подземных выработок, осушения месторождения, водоотлива в процессе его разработки и других целей. Вскрывающие выработки проводят за счет ассигнований на капитальное строительство.

Подготовкой или подготовительными работами называют проведение горных выработок (штреков, восстающих, ортов и др.), которыми вскрытая часть месторождения разделяется для разработки на отдельные участки — этажи, подэтажи, блоки, панели, столбы. Горные выработки, проводимые в уже подготовленных участках и необходимые для производства выемки руды из этих участков, принято называть нарезными выработками, а выполняемые при их проведении работы — нарезными работами.

Нарезные работы часто считают разновидностью подготовительных работ.

Очистной выемкой называют совокупность операций, производящихся непосредственно для извлечения руды из подготовленных и нарезанных участков месторождения. Выработки, образующиеся в процессе очистной выемки руды, называют

очистными выработками, или очистным прост-
ранством.

Системой разработки месторождения называется порядок проведения подготовительных, нарезных и очистных выработок, увязанный во времени и пространстве, и применяемая технология процесса очистной выемки.

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

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

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

Готовыми к выемке принято называть запасы подготовленных участков (блоков, столбов, панелей и др.), в которых полностью пройдены нарезные выработки, необходимые для производства очистной выемки.

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

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

2) иметь запас времени для эксплуатационной разведки и дренажа вводимых в эксплуатацию частей месторождения;

3) поддерживать равномерное содержание полезных компонентов в руде, направляемой на переработку, путем планомерного ввода в очистную выемку участков месторождения с различным составом руды;

4) иметь резервные участки на случай временного прекращения работ по вскрытию и подготовке или необходимости увеличения добычи руды сверх установленного плана.

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 различных поверхностных цехов. Рудник, как предприятие, объединен единым административно-техническим управлением.

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

Часть месторождения, отведенная для разработки рудником или шахгой, называется соответственно **рудничным полем** или **шахтным полем**.

Рудничное или шахтное поле нередко включает в себя все месторождение. Если рудничное поле состоит из нескольких шахтных полей, то последние имеют между собой границы по простиранию, а иногда и по падению.

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

Шахтные поля, входящие в состав одного рудничного поля, разрабатывают одновременно, последовательно или смешанно.

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

Смешанная разработка шахтных полей осуществляется в двух основных вариантах: 1) шахтные поля сначала включаются в разработку последовательно, по мере того, как заканчивается разведка новых участков месторождения, после чего разработка нескольких шахтных полей протекает одновременно; 2) одна группа шахтных полей включается в разработку одновременно, а другая последовательно, после окончания разработки первой.

Выбор последовательности разработки шахтных полей на месторождении производится с учетом многих факторов: степени разведанности месторождения, его длины, глубины распространения и угла падения, требуемой годовой добычи полезного ископаемого, условий строительства и др.

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

По верхней и нижней границам этажа проходят штреки, которые осуществляют связь очистных выработок с шахтными стволами. Эти штреки называются **этажными**, **основными** или **главными откаточными** (рис. 1).

В мощных месторождениях по верхней и нижней границам этажа часто проводят не один, а несколько параллельных этажных штреков (рис. 2, а) или полевой этажный штрек и от него — орты (рис. 2, б). Совокупность горизонтальных выработок, пройденных по нижней границе этажа, носит название **основного горизонта**.

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

Горизонтально залегающие месторождения, за исключением очень мощных (мощность по вертикали свыше 50—60 м), на этажи, как правило, не делят. Шахтное поле горизонтального или весьма пологого рудного тела обычно делят на панели — прямоугольные или квадратные участки, ограниченные продольными штреками.

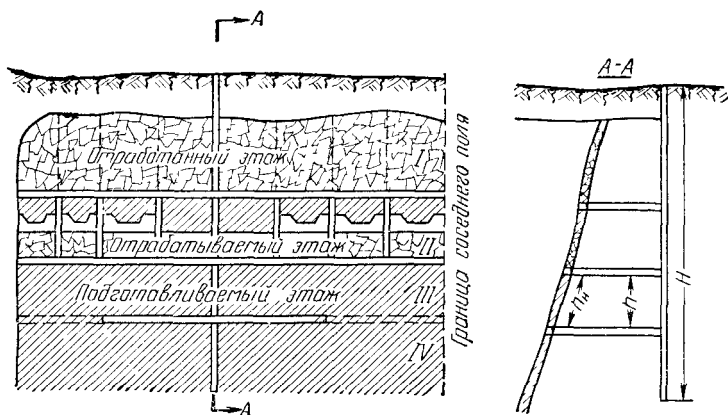


Рис. 1. Разделение шахтного поля на этажи

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

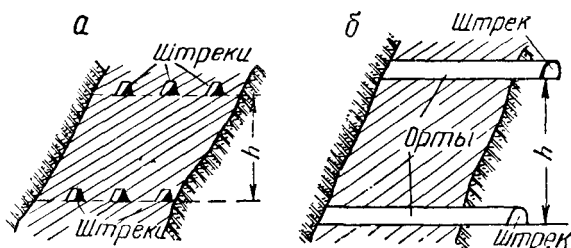


Рис. 2. Подготовка основного горизонта в мощном месторождении

Число одновременно разрабатываемых этажей зависит в первую очередь от характера месторождения, применяемой системы разработки, заданной годовой производительности шахты, скорости подготовки и очистной выемки. Одновременная разработка двух и более этажей часто бывает вызвана тем, что заданная годовая производительность шахты не может быть обеспечена при работе на одном этаже. Но не всякие горногео-

логические условия и не каждая система допускают производство очистной выемки одновременно на нескольких этажах. Некоторые системы полностью исключают такую возможность, другие допускают, но это бывает связано с серьезными техническими трудностями и, наконец, остальные системы без каких-либо затруднений позволяют вести очистную выемку одновременно на нескольких этажах.

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

§ 2. Размеры шахтных полей и высота этажа

Размеры шахтных полей по простиранию и падению зависят от очень большого числа факторов и устанавливаются в каждом отдельном случае на основании технико-экономических расчетов. Иногда, например, при очень небольшой длине месторождения по простиранию, когда явно нет необходимости иметь два самостоятельных шахтных поля, никаких расчетов для выбора длины поля не требуется. На рудных месторождениях длина шахтных полей бывает самой разнообразной и в среднем составляет 0,5—2 км. Шахтные поля длиной менее 500 м бывают на месторождениях мелких и небольшой длины или плохо разведанных, а также на месторождениях, имеющих значительные тектонические нарушения. В последние годы становится все более частой разработка крупных месторождений шахтными полями длиной до 4—5 км и более.

При определении размеров шахтного поля принимаются во внимание следующие технико-экономические соображения.

Увеличение длины шахтного поля позволяет сократить капитальные затраты на 1 т запасов поля по проходке и оборудованию стволов и околоствольных выработок, а также по строительству и оборудованию поверхностных околосахтных сооружений. Это объясняется тем, что с увеличением длины шахтного поля заключенные в нем запасы руды возрастают прямо пропорционально, тогда как упомянутые капитальные затраты остаются постоянными или увеличиваются в очень небольшой степени.

Однако с возрастанием размеров шахтного поля удлиняется путь подземного транспортирования руды, доставки материалов, оборудования, передвижения людей, увеличиваются расходы по ремонту и поддержанию выработок основного горизонта (это имеет значение при недостаточно устойчивых породах), возрастает необходимая мощность вентиляторов, усложняется и удорожается вентиляция.

Таким образом, при изменении проектируемых размеров шахтного поля одни расходы уменьшаются, а другие увеличи-

ваются. Оптимальным экономически является такой размер шахтного поля, при котором общая сумма упомянутых выше расходов на 1 т извлеченных запасов руды будет наименьшей.

Кроме экономических факторов при выборе размера шахтного поля необходимо принимать во внимание ряд геологических и горнотехнических факторов, зависящих от конкретных условий.

К числу этих факторов относятся.

1. Необходимая производительность рудника и срок существования шахт. Увеличение числа шахт на месторождении за счет сокращения размеров шахтных полей часто позволяет увеличить общую добычу руды из месторождения. Если в этом случае срок существования шахт и рудника оказывается достаточным и себестоимость 1 т руды не возрастает, то принимать большие размеры шахтных полей нецелесообразно.

2. Глубина распространения месторождения. Сокращать длину шахтного поля целесообразно, если месторождение имеет небольшую глубину распространения. В этом случае относительно небольшой перерасход на проведение, оборудование и содержание лишнего ствола может окупиться экономией на подземном транспорте, вентиляции, доставке материалов, а общая добыча руды может быть заметно увеличена.

3. Характер залегания и разведанность месторождения. На месторождениях с выдержанными элементами залегания, не имеющих крупных тектонических нарушений и хорошо разведанных, размеры шахтного поля принимают больше, чем на месторождениях невыдержанных, сильно нарушенных и недостаточно хорошо разведанных.

4. Очень большая длина шахтного поля на месторождениях, залегающих в неустойчивых породах (особенно, если руда также неустойчива), приводит к затруднениям при поддержании откаточных выработок и значительным расходам на их крепление и ремонт.

Целесообразный размер шахтного поля обычно устанавливают путем сравнения нескольких вариантов по перечисленным выше экономическим и техническим факторам.

Известен также аналитический метод определения наивыгоднейших размеров шахтного поля, но на практике им пользуются довольно редко.

В каждом шахтном поле кроме основного — подъемного ствола закладываются вспомогательные стволы. Они служат в качестве второго (обычно запасного) выхода 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 будет специально рассмотрен ниже (в гл. III). Укажем только, что расположение вспомогательных стволов по отношению к подъемному может быть:

1) центральным, когда оба ствола — подъемный и вспомогательный располагают вблизи середины шахтного поля на небольшом расстоянии один от другого;

2) фланговым, когда вспомогательные стволы, один или два, находятся у границ шахтного поля, а подъемный ствол вблизи его середины; возможно также расположение подъемного и вспомогательного стволов на противоположных флангах поля.

Высота этажа — это расстояние между подошвами выработок основного горизонта рассматриваемого этажа и основного горизонта вышележащего этажа по вертикали h или по наклону h_n (см. рис. 1 и 2).

В практике обычно измеряют высоту этажа по вертикали; наклонной высотой пользуются только в пологопадающих месторождениях.

При разработке рудных месторождений высоту этажа принимают от 30—40 до 75—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 подготовительных работ на 1 т подготовленных запасов руды. Это объясняется тем, что для подготовки каждого этажа, независимо от его высоты, необходимо пройти одни и те же выработки основного горизонта, околоствольные выработки, квершлагги, соединяющие подъемный и вспомогательный стволы с выработками основного горизонта, и др. Поэтому полная длина, объем и стоимость проведения этих выработок одинаковы для этажа любой высоты, между тем как запас руды в этаже растет пропорционально его высоте.

Стоимость проходки и оборудования перечисленных выработок для одного этажа изменяется от нескольких десятков тысяч до сотен тысяч и более рублей.

Многие системы разработки требуют оставления на границе соседних этажей, т. е. над и под выработками основного горизонта, междуэтажных целиков. 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 остается, как правило, неизменным, то с увеличением высоты этажа процент по-

ть руды и относительный перерасход по отработке целиков уменьшаются.

Наконец, с увеличением высоты этажа и запаса руды в нем увеличивается время отработки данного этажа и время, допускаемое на подготовку следующего этажа

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, проходке и ремонту восстающих, соединяющих основные горизонты соседних этажей, доставке руды от забоя до основного горизонта, подъему руды, водоотливу; кроме того, увеличиваются затраты времени рабочих на ходьбу и снижается производительность их труда, затрудняется проходка восстающих выработок и др.

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

Вопрос о выборе высоты этажа и размеров выемочных блоков будет детально рассмотрен в гл. XVI.

§ 3. Порядок очистной выемки в этаже

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

Высота блока равна высоте этажа. Длина блока по простиранию принимается в среднем от 30 до 100 м, редко больше. В большинстве случаев восстающие располагают на флангах блока. При разработке жильных месторождений восстающие иногда располагают посередине длины блока; в этом случае границы блока по простиранию проходят между восстающими.

Длина блока зависит от многих факторов, прежде всего от системы разработки, мощности рудного тела и способа доставки добытой руды. Поэтому вопрос о выборе длины блока будет рассмотрен после 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.

1. Наступающая выемка блоков — от шахтного ствола к границам шахтного поля (рис. 3). 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. Проведение основного штрека до границ поля производится одновременно с развитием очистной выемки в блоках, несколько опережая ее, как изображено в левом крыле, или полностью заканчивается до начала развертывания очистной выемки, как это показано в правом крыле. Проведение штрека одновременно с очистной выемкой позволяет скорее приступить к последней, но обладает и существенными недостатками, которые часто заставляют отказываться от такого порядка подготовки.

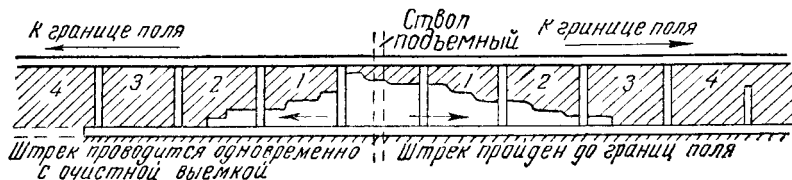


Рис. 3. Наступающая выемка блоков от ствола к границам поля:
1—4 — последовательность отработки блоков

Число одновременно разрабатываемых блоков при наступающей выемке определяется в основном потребной добычей. Блоки включаются в очистную выемку последовательно, по одному, по мере отработки начатых раньше, или группами — по два-три блока и более.

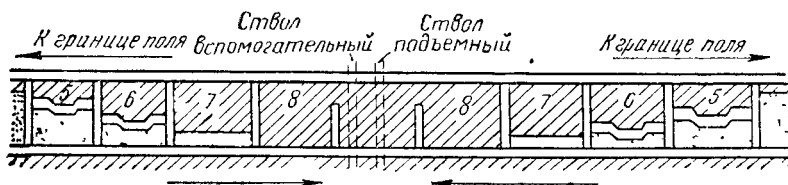


Рис. 4. Отступающая выемка блоков от границ поля к стволу:
5—8 — последовательность отработки блоков

2. Отступающая выемка блоков от границ поля к стволу (рис. 4). Порядок подвигания очистной выемки — обратный предыдущему. Откаточный штрек обязательно проводится перед началом очистной выемки до границ поля.

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

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

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

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

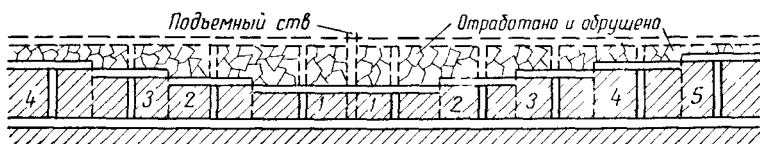


Рис. 5. Выемка блоков по всему простиранию:
1—5 — последовательность отработки блоков

3. Комбинированная выемка представляет сочетание двух предыдущих схем.

В практике возможны различные сочетания; из них чаще всего встречаются следующие:

1) наступающая выемка ведется до тех пор, пока не закончена проходка основного штрека до границ шахтного поля; после того как штрек достигнет границы поля, вместе с наступающей развивается и отступающая выемка;

2) наступающая и отступающая выемки начинаются и развиваются одновременно после достижения штреком границ шахтного поля;

3) одно крыло шахтного поля (например, более длинное) отработывается в наступающем порядке, а другое (например, короткое или с менее устойчивыми породами) — в отступающем.

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

4. Выемка этажа одновременно по всему простиранию заключается в одновременной разработке всех блоков этажа. Часто время начала и окончания выемки отдельных блоков строго не совпадает, но в стадии полного развития очистная выемка ведется 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. 5.

Выемку по всему простиранию применяют в тех случаях, когда необходимо развить максимальную добычу, особенно если

интенсивность очистной выемки каждого блока мала. Такой порядок выемки целесообразен при небольшой длине рудных тел.

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

1. Выемка блока снизу вверх. Очистная выемка блока начинается снизу от выработок основного горизонта и подвигается постепенно к выработкам вышележащего горизонта. Вынимаемые слои руды располагаются горизонтально (рис. 6, *а*) или наклонно (рис. 6, *б*), по простиранию или вкрест

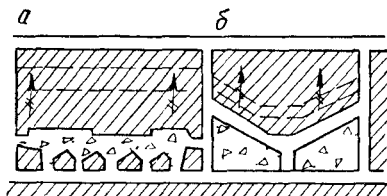


Рис. 6. Выемка блока снизу вверх

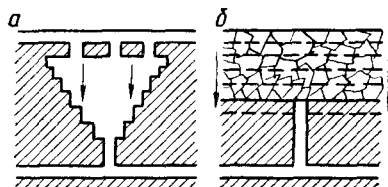


Рис. 7. Выемка блока сверху вниз

простирания. Различные варианты такого восходящего порядка очистной выемки имеют в их практике особенно широкое распространение.

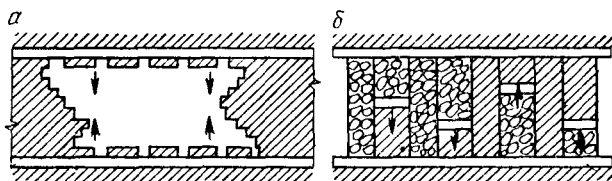


Рис. 8. Комбинированная выемка блока

2. Выемка блока сверху вниз (нисходящая выемка) осуществляется в порядке, обратном предыдущему. В этом случае очистное пространство заполняется закладкой или остается открытым (рис. 7, *а*), либо заполняется обрушаемыми вслед за выемкой вмещающими породами (рис. 7, *б*).

Нисходящая выемка блока также имеет широкое распространение, особенно в мощных рудных телах, при неустойчивых породах и руде.

3. Комбинированная выемка — снизу и сверху имеет две основные разновидности:

1) выемка в блоке производится одновременно в двух направлениях: в верхней части блока в нисходящем порядке, а в нижней — в восходящем (рис. 8, *а*). Эта разновидность комбинированной выемки встречается в практике очень редко, только при разработке жильных месторождений в Англии и Мексике;

2) часть блоков, обычно через один, обрабатывается снизу вверх, а другая часть блоков, расположенных в промежутках между первыми — сверху вниз, во вторую стадию по времени (рис. 8, б). Такая разновидность комбинированной выемки блоков довольно распространена в мощных месторождениях и является основным признаком комбинированных систем разработки.

4. Выемка по простиранию по всей высоте блока. Ее отличительная особенность состоит в подвигании очистной выемки блока по простиранию сразу по всей высоте блока. Линия очистного забоя в этом случае имеет форму уступов (рис. 9) или прямолинейна (рис. 10).

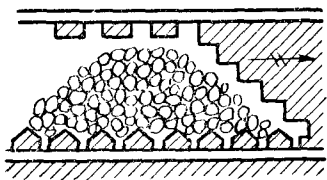


Рис. 9. Выемка по всей высоте блока, линия очистного забоя имеет форму уступов

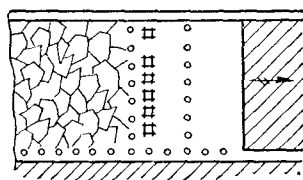


Рис. 10. Выемка по всей высоте блока, линия очистного забоя прямолинейная

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

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

§ 4. Потери и разубоживание руды в процессе добычи

В процессе добычи руды часть ее, обычно небольшая, теряется и остается в недрах.

Потери, связанные с системой разработки, можно разделить на следующие группы.

1. Потери от неполноты выемки в контурах рудного тела — оставление руды в неровностях лежачего и висячего бока, в ответвлениях и нарушенных участках.

2. Потери в оставленных или неполностью извлеченных междуэтажных, междуканнерных и других целиках.

3. Потери от неполноты выпуска из блока отбитой руды, состоящие из: а) потерь отбитой руды, оставшейся в недоступных местах выработанного пространства; б) потерь рудной мелочи в закладочном материале; в) потерь невыпущенной части

руды, разубоженной до некондиционного содержания вследствие смешения ее с пустой породой.

Потери отбитой руды, разубоженной до некондиционного содержания при проходке подготовительных выработок, характерны только для разработки очень тонких жил и происходят не всегда, а обычно в результате небрежной отбойки. Поэтому их в особую группу выделять не следует.

Выделяемые иногда как самостоятельные потери рудной мелочи и пыли в рудоспусках и на стенках выработанного пространства относятся к группе 3 (а). Потери руды при транспортировании, если они происходят в очистном пространстве, также могут быть отнесены к группе 3 (а, б или в). Потери же руды при транспортировании по откаточным выработкам очень невелики (обычно не более 0,3—0,5%) и, кроме того, они могут быть устранены путем зачистки штрека перед его погашением.

В зависимости от системы разработки, особенностей месторождения, ценности руды и тщательности ведения работ величина потерь колеблется в среднем в пределах от 3—5 до 15—20%. В порядке исключения при разработке малоценных полезных ископаемых потери достигают 40 и даже 50% (например, при добыче каменной соли).

Экономический ущерб, вызываемый потерями руды при добыче, складывается из: 1) непроизводительных затрат на разведку потерянной при добыче руды; 2) роста амортизации капитальных затрат, вложенных в сооружение и оборудование предприятия вследствие того, что эти затраты приходится относить на уменьшенный запас руды; 3) затрат на подготовку потерянной руды; 4) затрат на отбойку части потерянной руды; 5) снижения чистого дохода, который можно было бы получить от потерянной руды.

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

Применение способов разработки, для которых присущи повышенные потери руды (и металла), обычно оправдывается тем, что эти способы обеспечивают легкую и дешевую добычу. Величина нормальных или допустимых потерь зависит поэтому прежде всего от ценности добываемой руды: чем она ценнее, тем меньше должны быть потери. Говорить о том, какую величину потерь вообще при подземной разработке рудных месторождений следует считать нормальной, повышенной или высокой, нельзя. Потери от 2—3 до 5% неизбежны почти при любой системе разработки и их можно считать допустимыми (нормальными) даже для руд высокой ценности. Потери в пределах от 5

до 10—12% присущи большинству систем разработки. Можно считать допустимыми потери для руд высокой ценности до 5—7%, для руд средней ценности 8—12% и для руд малоценных 12—15%.

При разработке металлических руд различают коэффициент потерь руды и коэффициент потерь металла, которые не всегда равны между собой

Коэффициент потерь руды σ_p выражает отношение количества потерянной при добыче руды (T_p) к промышленным запасам ее (T)

$$\sigma_p = \frac{T_p}{T}. \quad (1)$$

Так как количество потерянной руды T_p равно разности между промышленными (T) и эксплуатационными (T_s) запасами, т. е.

$$T_p = T - T_s,$$

то коэффициент потерь руды σ_p можно выразить

$$\sigma_p = \frac{T - T_s}{T} = 1 - \frac{T_s}{T}, \quad (2)$$

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

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

В этом случае будет потеряно металла с промышленной рудой $T_p \cdot p$ и получено дополнительно с непромышленной рудой $T_p \cdot r$.

Фактические потери металла будут равны

$$T_{np} - T_{nr},$$

а коэффициент потерь металла σ_m из общего количества металла T_p , заключенного в подлежащей выемке промышленной руде, составит

$$\sigma_m = \frac{T_{np} - T_{nr}}{T_p} = \frac{T_p}{T} - \frac{T_p}{T} \cdot \frac{r}{p}. \quad (3)$$

Заменяя согласно формуле (1) $\frac{T_p}{T}$ через σ_p , получим следующую зависимость между коэффициентом потерь руды и металла:

$$\sigma_m = \sigma_p - \frac{T_p}{T} \cdot \frac{r}{p}. \quad (4)$$

В частном случае, когда к промышленной руде примешивается в процессе добычи только пустая порода, т. е. когда $r=0$, ко-

коэффициенты потерь руды σ_p и металла σ_m будут равны между собой

$$\sigma_m = \sigma_p - \frac{T_n \cdot 0}{T \cdot \rho} = \sigma_p.$$

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

В практике и литературе коэффициент потерь руды часто называют истинным коэффициентом потерь, а коэффициент потерь металла — видимым коэффициентом потерь. Соответственно истинным и видимым называют коэффициенты извлечения руды и металла.

Для пояснения приведем конкретный пример.

Пример Запас промышленной руды в блоке $T = 100\,000\ t$, содержание металла в ней $\rho = 1,2\%$. Коэффициент потерь промышленной руды $\sigma_p = 0,15$. Количество примешанной при добыче породы $T_n = 10\,000\ t$, содержание металла в ней $r = 0,3\%$.

Коэффициент потерь металла σ_m по формуле (4) будет равен

$$\begin{aligned}\sigma_m &= \sigma_p - \frac{T_n \cdot r}{T \cdot \rho} = 0,15 - \frac{10\,000 \cdot 0,3}{100\,000 \cdot 1,2}, \\ \sigma_m &= 0,15 - 0,025 = 0,125.\end{aligned}$$

Коэффициент потерь металла σ_m (т. е. видимый коэффициент потерь) может оказаться меньше нуля в том случае, если количество металла в примешанной породе будет больше, чем количество металла, потерянного с промышленной рудой. Покажем это на примере.

Пример. Допустим, что количество примешанной непромышленной руды T_n равно не $10\,000\ t$, как в предыдущем примере, а $30\,000\ t$ и содержание в ней металла r равно не $0,3\%$, а $0,7\%$.

Тогда по формуле (4) видимый коэффициент потерь будет равен

$$\begin{aligned}\sigma_m &= 0,15 - \frac{30\,000 \cdot 0,7}{100\,000 \cdot 1,2} = 0,15 - 0,175, \\ \sigma_m &= -0,025.\end{aligned}$$

Это означает, что в добытой рудной массе, вес которой равен $85\,000 + 30\,000 = 115\,000\ t$, содержится металла на $2,5\%$ больше, чем ее было в подсчитанном запасе промышленной руды.

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

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

Существует два основных способа учета:

1) потери подсчитываются по разности между промышленными T и фактически извлеченными запасами T_0 ,

2) потери устанавливаются непосредственно по каждому источнику и суммируются.

Первый способ — косвенное определение потерь — очень неточен, так как подсчет промышленных запасов руды и металла всегда содержит погрешность, в результате которой подсчитанная величина потерь может быть во многих случаях настолько сильно искажена, что учет потерь теряет практический смысл.

Второй способ — непосредственное определение потерь дает значительно меньшие ошибки, но им не всегда можно воспользоваться потому, что некоторые виды потерь нельзя непосредственно замерить, например потери невыпущенной части руды, смешавшейся с пустой породой. Кроме того, этот способ имеет преимущество в том отношении, что он дает возможность знать величину потерь по отдельным источникам и изыскивать меры для их снижения.

В практике для определения истинного коэффициента потерь при добыче по первому способу обычно пользуются следующей расчетной формулой:

$$\sigma_p = 100 \left(1 - \frac{T_p}{T} \cdot \frac{q-r}{p-r} \right), \% \quad (5)$$

где T_p — количество добытой рудной массы, равное в ранее принятых обозначениях $T_0 + T_n$;

T — промышленный запас руды;

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

Вывод этой формулы опускаем, так как он аналогичен выводу ранее приведенных формул (2, 3, 4).

Значения расчетных величин, входящих в формулу (5), определяются на основе инструкции по учету потерь, которая рассматривается в курсе маркшейдерского дела.

Пример определения истинного коэффициента потерь для случая, когда количество извлеченной промышленной руды T_0 нельзя установить путем непосредственного замера.

Допустим, что на основе данных учета потерь получены следующие значения величин, входящих в формулу (5): $T = 100\,000\text{ т}$; $T_p = 95\,000\text{ т}$; $p = 1,2\%$; $q = 1,105\%$; $r = 0,3\%$.

По формуле (5) истинный коэффициент потерь

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

Если бы в этом случае примешанные к руде породы не содержали металла ($r = 0$), то истинный коэффициент потерь был бы равен

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

Приведенный пример для лучшего его уяснения полезно сравнить с примером, который был дан для пояснения формулы (4).

Разубоживание руды, т. е. примешивание к промышленной руде в процессе добычи пустой породы или непромышленной руды, принято выражать:

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

$$R_p = \frac{T_n}{T_p}$$

или в процентах

$$R_p = \frac{T_n}{T_p} \cdot 100, \% \quad (6)$$

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

$$R_m = \frac{p - q}{p} \cdot 100, \% \quad (7)$$

Легко убедиться, что значения R_p и R_m равны между собой, если примешанная порода является пустой, т. е. не содержит металла; в противном случае они будут отличны друг от друга.

Поясним это на примере.

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

Тогда разубоживание, подсчитанное по количеству примешанной пустой породы согласно формуле (6), составит

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

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

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

Разубоживание по снижению содержания металла согласно формуле (7) составит

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

Как видим, результаты расчета по обеим формулам совпадают.

Если же примешанная порода содержит металл (содержание r), то подсчет разубоживания по количеству примешанной породы [формула (6)] и по снижению содержания металла [формула (7)] даст различные результаты.

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

Тогда содержание металла в добытой рудной массе q будет равно

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

Разубоживание по снижению содержания металла R_M при $q = 2,1\%$ составит

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

Для того чтобы можно было определить разубоживание как процент примешанной породы в рудной массе по формуле (7), нужно в ее знаменатель ввести r .

Тогда она приобретет следующий вид:

$$R_p = \frac{p - q}{p - r} \cdot 100 \quad (7a)$$

Для приведенного нами примера разубоживание по формуле (7a) составит

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

Аналогично разделению коэффициента потерь на истинный и видимый различают истинное и видимое разубоживание.

Истинное разубоживание (R_p) определяется по количеству примешанной породы [формулы (6) и (7a)] независимо от того, содержит ли она некоторое количество металла или является пустой.

Видимое разубоживание (R_M) определяется по снижению содержания металла в добытой рудной массе [формула (7)]

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

Кроме основной причины разубоживания — примешивания к промышленной руде породы — на величину разубоживания влияют и другие, например потери при добыче более богатой рудной мелочи и пыли, выщелачивание части металла из руды водой или слабыми кислотными растворами, если этот металл содержится в виде легкорастворимых или выщелачиваемых соединений

Учет разубоживания на рудниках ведется совместно с учетом потерь по специальным методикам. Так же как и потери, разубоживание определяют путем непосредственных замеров количества отбитой руды и примешанной к ней породы или по снижению содержания металла в добытой рудной массе по сравнению с промышленной рудой [формулы (6) и (7)]. Первый метод является более точным и простым, но его можно использовать только в том случае, когда в выработанном пространстве удастся замерить количество отбитой руды и породы. В частности, при разработке месторождений небольшой мощности данный метод следует считать основным. В мощных месторождениях чаще пользуются вторым методом.

Экономический ущерб, вызываемый разубоживанием руды при добыче, складывается из

1) непроизводительных затрат на подземный и поверхностный транспорт примешанной к руде пустой породы или непромышленной руды, на сортировку рудной массы и на переработку породы на обогатительной фабрике или заводе,

2) дополнительных потерь металла, которые обычно возникают при сортировке и обогащении разубоженной руды;

3) снижения производственной мощности перерабатывающих руду предприятий по выпуску конечной продукции — концентрата или металла, а иногда также ухудшения качества этой продукции

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

Наиболее значителен ущерб от разубоживания при разработке тонких жил, когда оно достигает 60—80%. Поэтому на жильных месторождениях ни одно мероприятие как в процессе добычи, так и в процессе переработки руды не может дать такой технико-экономический эффект, как резкое снижение разубоживания.

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

§ 5 Общие сведения о годовой производительности и сроке существования рудника (шахты)

Определение годовой производительности рудника и шахты относится к числу особо ответственных вопросов, которые должны разрешаться до начала строительства шахты

Принятая годовая производительность оказывает влияние на все основные элементы рудничного хозяйства: размеры сечения выработок для вскрытия и подготовки месторождения, типы и мощность основного горного оборудования, характер и размеры технических и хозяйственных сооружений, объем жилищного строительства, способ транспортирования и мощность транспортного оборудования, масштаб вспомогательных цехов, производительность обогатительной фабрики и др

Годовая производительность рудника (шахты) — это параметр горного предприятия, изменение которого в процессе разработки месторождения представляет часто большую трудность. Увеличение годовой производительности действующей шахты против первоначально установленной цифры без реконструкции возможно в ограниченных пределах. Реконструкция же обычно требует изменения элементов рудничного хозяйства, больших до-

полнительных затрат, а иногда временного снижения добычи или остановки работ.

Выбор годовой производительности горного предприятия осуществляется на основе плановых данных с учетом следующих геологических, горнотехнических и экономических факторов:

1) разведанных запасов руды в месторождении и перспектив их возможного прироста;

2) условий развития добычи на данном месторождении и возможных сроков освоения той или иной производственной мощности предприятия;

3) потребных капиталовложений в строительство рудника (шахты) и горного предприятия в целом;

4) величины изменения себестоимости конечной продукции — концентрата, минерала или металла — в зависимости от масштаба предприятия.

Годовая производительность рудника A , срок его существования t и запасы руды в месторождении T связаны следующей численной зависимостью:

$$A = \frac{Tk}{t(1-R)}, \text{ м.}$$

где k — коэффициент извлечения руды при добыче;

R — коэффициент разубоживания руды.

Расчетный срок существования рудника t можно определить из предыдущей формулы

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

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

Чрезмерно большая производительность рудника, несоизмерная с запасами месторождения, приводит к ненормально короткому сроку его существования и удорожанию стоимости добычи. Также экономически нецелесообразна заниженная производительность.

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

Вопрос об определении экономически целесообразной годовой производительности рудника рассмотрим позднее, после изучения систем разработки (гл XVI).

Годовую производительность рудника, которую можно развить на данном месторождении по горнотехническим условиям,

называют производительностью рудника по горным возможностям.

Существует несколько способов расчета годовой производительности рудника по горным возможностям. Они будут рассмотрены позднее.

Для того чтобы правильно оценивать системы разработки в отношении возможной годовой добычи, приведем здесь в самой краткой форме один из наиболее распространенных способов расчета годовой производительности по горным возможностям.

Для крутопадающих и наклонных месторождений годовую производительность рудника (шахты) можно определять, пользуясь показателем, называемым годовое понижение выемки по месторождению.

Если известны рудная площадь месторождения S , отведенная для разработки рудником или шахтой, объемный вес руды γ , коэффициент извлечения k и коэффициент разубоживания R , то извлекаемый запас рудной массы при понижении выемки месторождения на $1 м$ по вертикали составит

$$\frac{S\gamma k}{1-R}, m.$$

Производительность рудника (шахты) по горным возможностям при ежегодном понижении выемки v_m будет равна

$$A = v_m \frac{S\gamma k}{1-R}, m/год.$$

Таким образом, для определения возможной производительности рудника необходимо знать величину v .

Вопрос об интенсивности разработки месторождения, т. е. величине годового понижения выемки и влияющих на нее факторах, а также другие способы расчета годовой производительности рудника рассмотрены ниже (гл. XVI).

§ 6. Требования правильной разработки месторождения

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

1. Безопасность работ для трудящихся.
2. Минимальная себестоимость продукции горного предприятия при возможно меньших потерях руды и металла.
3. Выполнение заданной производительности рудника по добыче.

Первое требование предусматривает помимо безопасности создание здоровой рабочей обстановки, предупреждающей профессиональные заболевания трудящихся. Исключительная важность этого требования очевидна и пояснений не требует. Одновременно с этим должна быть обеспечена безопасность под-

земных и поверхностных сооружений от сдвижения горных пород и безопасность рудника в пожарном отношении

Второе требование может быть выполнено, когда добыча руды из месторождения и ее переработка производятся с наименьшей затратой труда и материалов. При выборе способа разработки главное внимание должно быть обращено на достижение максимальной производительности труда, так как на рудниках заработная плата составляет самую большую часть в себестоимости добычи.

Увеличение производительности труда может быть, в свою очередь, достигнуто путем широкого внедрения механизации производственных процессов, правильного и полного использования механизмов, хорошей организацией труда и постоянным совершенствованием процесса разработки.

Выполнение этого требования обеспечивает также и наиболее полное использование природных богатств страны — месторождений полезных ископаемых.

Третье требование предусматривает необходимость применения таких систем разработки, при которых на данном месторождении будет обеспечен размер добычи, отвечающий потребностям в руде.

Поэтому, например, при выборе системы разработки предпочтение при прочих равных условиях обычно отдается той системе, которая дает возможность обеспечить наибольшую добычу руды и максимальное производство конечной продукции (концентрата, металла).

Глава III

ВСКРЫТИЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЛЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Вскрывающие выработки и классификация способов вскрытия

Вскрытие осуществляется проведением с земной поверхности до месторождения горных выработок.

Главными вскрывающими выработками, проходимыми непосредственно с поверхности, являются стволы (вертикальные и наклонные) и штольни.

Кроме главных выработок при вскрытии месторождений используются также вспомогательные стволы, служащие для вентиляции и в качестве второго выхода на поверхность; квершлагги, соединяющие главный и вспомогательные стволы с месторождением, и ряд других выработок, проводимых для вскрытия отдельных участков рудного тела: слепые стволы, капитальные восстающие, уклоны и др.

Характеристика главных вскрывающих выработок

Главные вскрывающие выработки служат для транспортирования полезного ископаемого на поверхность, а также 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.

Форма выработки должна обеспечивать наиболее легкий способ ее проходки в данных породах и соответствовать принятому способу крепления. В свою очередь способ крепления зависит от характера пород, ожидаемого горного давления и срока существования выработки. При выборе формы сечения и способа крепления необходимо исходить из минимальных затрат по проведению и креплению выработки и расходов по ремонту крепи за все время существования выработки.

Размеры выработки должны быть минимальными, но достаточными для нормальной работы транспорта, безопасными и

удобными для передвижения людей, доставки материалов и обогатительного оборудования. Площадь сечения должна обеспечивать прохождение воздуха в необходимом количестве при допускаемой скорости движения его.

Штольни имеют сводообразную, трапециевидную, редко прямоугольную или иную форму и проводятся с уклоном 0,001—0,008 в сторону устья. Длина штолен достигает нескольких километров. Например, длина Мизурской штольни на Садопском руднике равна 4 км; меднорудная залежь рудника Нейшенэл Туннел (США) вскрыта штольной длиной 7300 м. Штольня как вскрывающая выработка имеет следующие достоинства по сравнению с шахтным стволом.

1. Стоимость проходки и крепления 1 м штольни обходится в 5—7 раз (в зависимости от притока воды) дешевле, а скорость проходки в 3—4 раза выше.

2. Транспортирование руды более удобно и намного дешевле и производится часто от добычных блоков до обогатительной фабрики без перегрузки руды. Передвижение людей и грузов безопаснее.

3. Стоимость водоотлива значительно меньше вследствие отсутствия водоотливных установок. Расчеты показывают, что при притоке воды 300 м³/ч штольня длиной 18 км полностью окупается только экономией на одном водоотливе за 10 лет (при высоте подъема воды 300 м).

4. Стоимость поверхностных сооружений у устья штольни значительно меньше вследствие отсутствия необходимости в сооружении копра, надшахтного здания и подъемной машины.

5. Ремонт крепи штольни проще.

Стволы имеют прямоугольную и круглую форму сечения, редко криволинейную и эллиптическую. При значительной производительности и большом сроке существования 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 стволах 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 стволы имеют лестничное отделение для передвижения людей. Сечение ствола в свету равно сумме площадей всех его отделений, предназначенных для той или иной цели. Поэтому определение размеров сечения ствола сводится к определению размеров каждого из отделений и выбору рационального их расположения.

Вследствие существенных достоинств, присущих вертикальным стволам, их применяют значительно чаще, чем наклонные, особенно при большой производительности рудников.

Наклонные стволы имеют по сравнению с вертикальными следующие недостатки.

1. 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.

2. Подъем по наклонным стволам сложнее и дороже на 15—20% вследствие значительного расхода энергии, большого износа канатов и частых ремонтов подъемных устройств.

3. Затраты на поддержание наклонных стволов выше вследствие большей их длины и повышенного горного давления на них.

4. Углубка наклонного ствола значительно сложнее. Кроме того, водоотлив по наклонным стволам обходится дороже, спуск и подъем людей сложнее и занимает больше времени.

Классификация способов вскрытия

По роду применяемых главных выработок можно выделить следующие способы вскрытия.

1. Вскрытие штольней.
2. Вскрытие вертикальным стволом.
3. Вскрытие наклонным стволом.
4. Комбинированные способы вскрытия.

Первые три способа можно объединить в группу основных способов вскрытия.

Главные вскрывающие выработки могут проходить: 1) по месторождению; 2) по пустым породам со стороны лежачего либо висячего бока или с флангов; 3) по пустым породам и руде, пересекая рудное тело.

Ниже приводится классификация способов вскрытия по роду вскрывающих выработок.

Классификация способов вскрытия рудных месторождений

Основные способы

Вскрытие вертикальным шахтным стволом (по м., л. б., в. б. и фл.)

Вскрытие наклонным шахтным стволом (по м., л. б. и фл.)

Вскрытие штольней (по м., л. б. и в. б.)

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.

Примечание. Условные обозначения: по месторождению или с пересечением месторождения — по м., по лежачему боку — по л. б., по висячему боку — по в. б., по флангу — по фл.

§ 2. Взаимное расположение главных и вспомогательных стволов

Вспомогательные стволы служат в основном для вентиляции и являются дополнительным выходом на поверхность, что требуется условиями безопасности. Кроме того, эти выработки служат иногда для спуска и подъема людей, материалов, оборудования, для подъема пустых пород или руды, ускорения подготов ки шахтного поля и этажей.



Рис. 11. Центральная схема проветривания

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 друг от друга (рис. 11).

При диагональной схеме проветривания главный ствол располагается в центре шахтного поля, а вспомогательные стволы — на флангах (рис. 12). 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: 1) минимальное число вспомогательных стволов, что особенно важно при большой глубине разработки; 2) компактность расположения поверхностных сооружений; 3) возможность оставления у обоих стволов, главного и вспомогательного, если они заложены в висячем боку, общего охранного целика; 4) легкость соединения главного и вспомогательного стволов, что позволяет ускорить начало очистных работ; 5) удобство углубки стволов.

Вместе с этим центральное расположение имеет и много недостатков, главные из которых: 1) очень длинный путь вентиляционной струи до блоков, расположенных в конце поля, в результате чего депрессия вентилятора на 30—40% больше, чем при диагональном расположении; кроме того, по мере продвижения очистных работ величина депрессий непрерывно меняется, между тем как при диагональном расположении она всегда поч-

ти постоянна; 2) возможность при наступающей выемке утечки воздуха через выработанное пространство на вентиляционный штрек («короткие токи»); при диагональном расположении любое направление очистной выемки позволяет избежать таких утечек; 3) опасные условия выхода людей на поверхность в случае аварий.

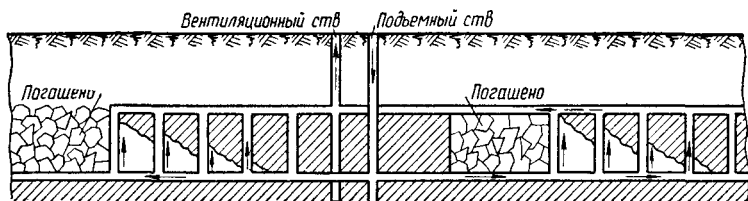


Рис. 12. Диагональная схема проветривания

Диагональное расположение стволов при разработке рудных месторождений применяется значительно чаще, чем центральное.

Вместо вспомогательного ствола на одном из флангов (неглубокие шахты малой производительности) иногда проходят вентиляционный шурф, оборудованный лестничным ходом. Этот шурф можно углублять только до верхнего откаточного штрека; с нижележащими штреками он соединяется восстающими, проводимыми по мере понижения работ.

Иногда при разработке тонких жил, особенно на небольшой глубине и проветривании естественной тягой, вентиляционные шурфы располагают в нескольких местах по простиранию жилы и соединяют их только с верхним этажным штреком. Проветривание нижних горизонтов осуществляется через восстающие.

При большой длине шахтного поля на очень крупных рудниках (например, проектируемый Яковлевский рудник Курской магнитной аномалии) в последние годы выявилась 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 сдвигание вмещающих пород и поверхности

Выемка полезного ископаемого нарушает равновесие пород над рудным телом, в результате чего они могут отслаиваться, обрушаться или прогибаться.

Обрушение (прогиб) пород может приостановиться после заполнения обрушенной породой выработанного пространства и не достигнуть земной поверхности; но чаще обрушение вызывает через некоторое время оседание земной поверхности, плавное

или резкое со значительными смещениями и провалами. В последнем случае выработки, вскрывающие месторождение, поверхностные горнотехнические сооружения, дороги, водопроводы, газопроводы, каналы, водоемы, могут деформироваться или разрушиться.

Явления оседания и обрушения поверхности, возникающие вследствие выемки полезного ископаемого, а также меры по их устранению детально рассматриваются в курсе маркшендерского дела.

Область над месторождением и около него, в пределах которой проявляется сдвиг пород, называется зоной обрушения.

Область, в пределах которой породы оседают или прогибаются, называется зоной оседания.

Горные выработки и поверхностные сооружения подвергаются опасности в том случае, когда они находятся в зоне оседания.

Необходимо иметь в виду, что технические сооружения — копы, эстакады, бункера, подъемные машины и др. могут выходить из строя даже при небольших деформациях поверхности.

Если разработка происходит на большой глубине, то на поверхности движение пород не наблюдается и сооружениям опасность не угрожает.

Безопасную глубину разработки H_6 в зависимости от мощности рудного тела C_{II} принимают:

При разработке месторождений без закладки	$H_6 \geq 200C_{II}$
» » с полной сухой закладкой	$H_6 \geq 80C_{II}$
» » с мокрой закладкой	$H_6 \geq 30C_{II}$

При разработке на глубине меньше безопасной на поверхности образуется впадина, о контуренная границами сдвига пород на поверхности (рис. 13). Сдвигение пород происходит по криволинейным поверхностям, но при графических построениях их принимают за плоскости, угол наклона которых к горизонту называется углом сдвига пород. Величина этого угла зависит от физико-механических свойств пород, слоистости, водоносности и угла падения месторождения, а также от глубины разработки и изменяется в широких пределах — от 30 до 80°.

Предохранить поверхностные сооружения и выработки вскрытия от сдвига пород можно путем расположения их за пределами зоны сдвига или путем оставления под ними охранных целиков из руды. Ко второму способу прибегают в исключительных случаях, так как при последующей отработке целиков 25—50% руды безвозвратно теряется и, кроме того, добыча руды из целиков обходится дороже. Эти недостатки особенно сказываются при ценной руде и небольших общих запасах месторождения.

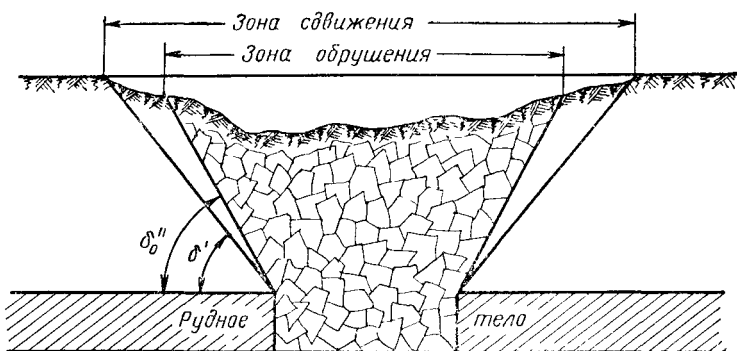


Рис. 13. Зоны сдвига и обрушения горных пород

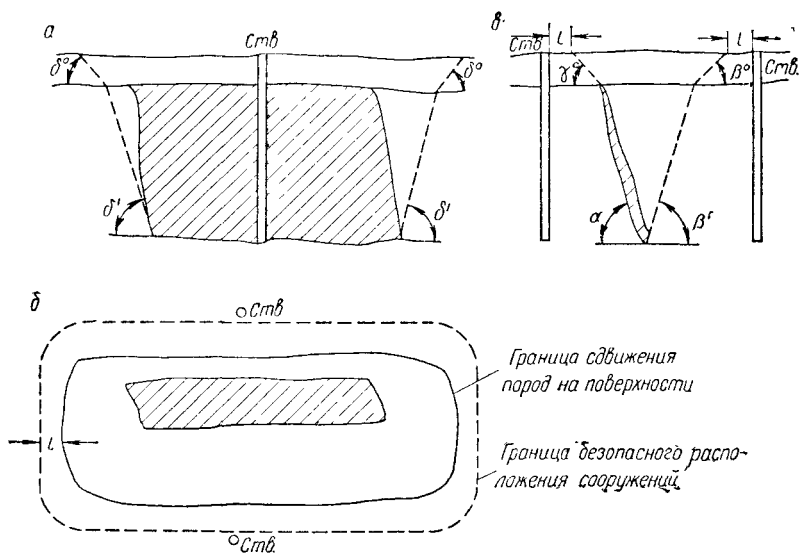


Рис. 14. Построение зоны сдвига горных пород:
 а — проекция на вертикальную плоскость; б — план; в — разрез вкрест
 простирания; α — угол падения рудного тела; δ_0'' , δ' и β^o — углы сдвига-
 ния рыхлых пород; δ' , β^r — углы сдвига коренных пород

На рис. 14 дано построение зоны сдвижения горных пород при разработке крутопадающего рудного тела. Располагая сооружением за пределами зоны сдвижения горных пород, нужно учитывать возможное уменьшение углов сдвижения по сравнению с запроектированными. Поэтому между границей зоны сдвижения и сооружением необходимо оставлять предохранительную площадку, ширину которой принимают обычно не менее 25 м.

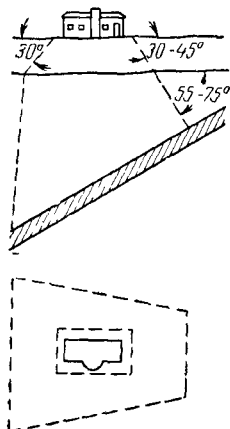


Рис. 15. Схема построения охранного целика

Проф. Н. А. Стариков рекомендует в мощных месторождениях с большой глубиной распространения, при большой производительности стволов и дорогостоящих сооружениях ширину площадок принимать не менее 50—60 м, а в отдельных случаях увеличивать до 100 м. Некоторое удлинение квершлагов вследствие этого будет компенсировано надежностью стволов и сооружений и удобством их обслуживания.

На действующем руднике зона обрушения поверхности должна быть ограждена. Это ограждение должно переноситься по мере увеличения сдвижения пород.

Схема построения охранного целика приведена на рис. 15.

Правила построения зон сдвижения пород и охранных целиков рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

§ 4. Вскрытие штольней

Вскрытие штольней возможно при таком рельефе поверхности, который допускает расположение штольни ниже всего месторождения или его части, т. е. обычно в гористой местности.

В зависимости от рельефа поверхности и положения рудного тела штольня может располагаться по его простиранию, вкрест простирания или по диагонали к линии простирания.

При вскрытии по простиранию штольню проходят либо полностью по руде, если месторождение выходит на поверхность, либо сначала по пустым породам, а затем по руде. Иногда штольню располагают параллельно рудному телу, на некотором расстоянии от него; в этом случае от штольни через определенные расстояния проходят квершлагы до рудного тела (рис. 16).

При вскрытии штольней вкрест простирания ее располагают со стороны лежащего или висячего бока (рис. 17).

Месторождение со значительной длиной по падению разрабатывается обычно несколькими этажами. В этом случае возможны два варианта вскрытия.

1. Каждый этаж вскрывается самостоятельной штольной. Этот вариант целесообразен при небольшой длине штолен (см. рис. 16). Руду с верхних этажей обычно перепускают до нижней (капитальной) штольни по рудоспускам.

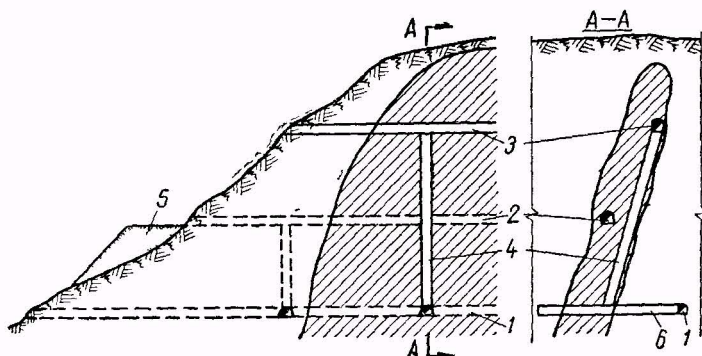


Рис. 16. Вскрытие штольной по простиранию:

1 — капитальная штольня в породах лежащего бока; 2, 3 — этажные штольни по рудному телу; 4 — рудоспуск; 5 — отвал пустых пород; 6 — квершлага

2. Проходится только одна нижняя штольня. Этот вариант применяется, когда по условиям залегания рудного тела на каждом этаже пришлось бы проходить очень длинные штольни по

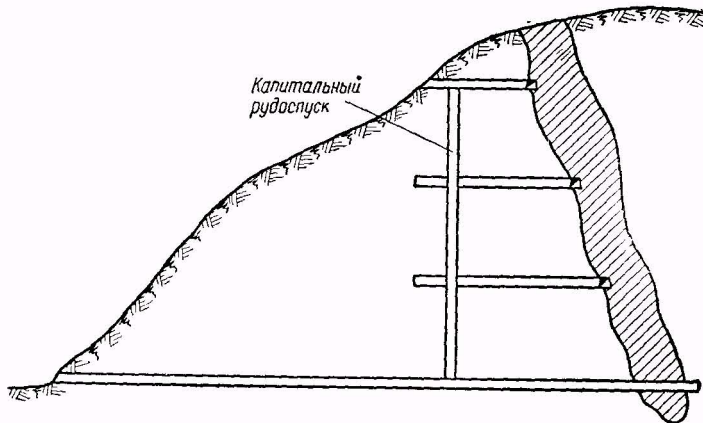


Рис. 17. Вскрытие штольной с капитальным рудоспуском (разрез вкрест простирания)

пустым породам. Для вскрытия вышележащих этажей от штольни проходят капитальный восстающий, имеющий рудоспускное, вентиляционное и ходовое отделения, а также отделение для

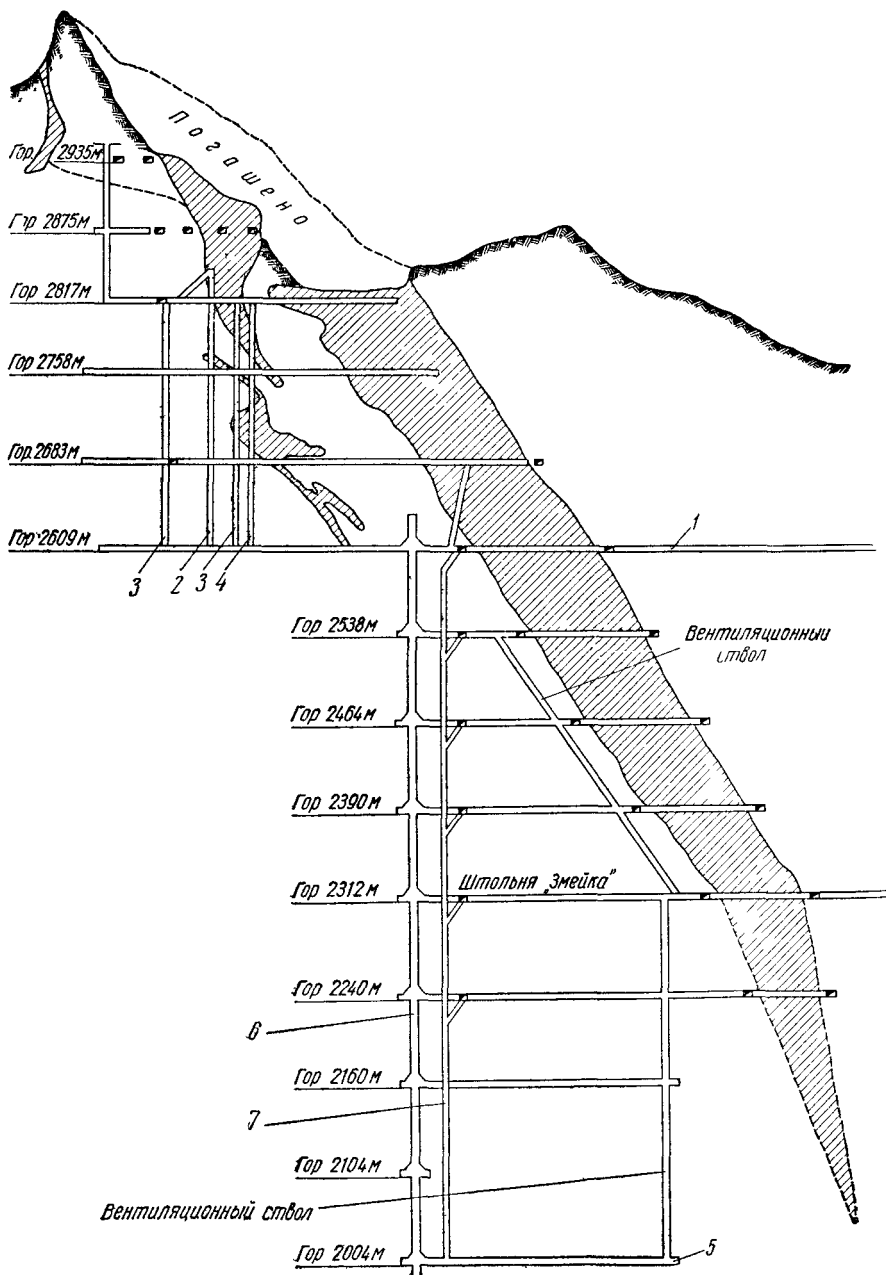
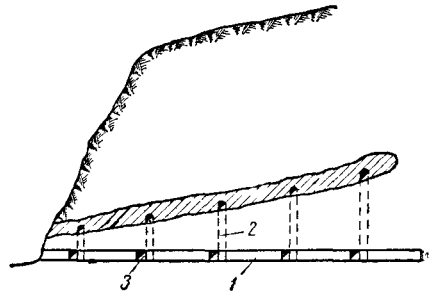


Рис 18. Вскрытие Тырнаузского месторождения

подъема материалов и оборудования. При большой длине восстающего он служит только для перепуска руды и имеет круглое сечение; для спуска и подъема людей и материалов проходится специальный ствол, оборудованный клетевым подъемом (рис. 18)

Для вентиляции подземных выработок и выдачи пустой породы непосредственно на склон горы при втором варианте иногда проходят штольни через один или два этажа, а для проветривания первого этажа — вентиляционный восстающий до поверхности

На рис. 18 показана схема вскрытия Тырнаузского месторождения, залегающего в высокогорной местности. Верхние горизонты вскрыты штольной «Капитальная» 1, из которой в лежащем боку пройден слепой ствол 2 для подъема и спуска людей и оборудования, два капитальных рудоспуска 3 длиной по 209 м и вентиляционный ствол 4



Нижние горизонты вскрывают штольной «Главная» 5 длиной 2700 м, из которой в лежащем боку пройден слепой капитальный ствол 6 и капитальный рудоспуск 7 длиной по 605 м.

Слепой ствол и рудоспуск будут обслуживать восемь этажей.

Руда от устья штолен, пройдя дробильные установки, поступает в бункера воздушно-канатных дорог и затем доставляется на обогатительную фабрику.

При вскрытии штольной пологопадающего месторождения из штольни до рудного тела проходят несколько рудоспускных восстающих (рис. 19)

Устье штольни необходимо располагать в местах, не подверженных загоплению 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 транспортирование руды от штольни производится канатными дорогами или конвейерами

Достоинства вскрытия штольной указаны в § 1 гл. III. Отдельные недостатки вскрытия штольной (перепуск руды по длинным выработкам, необходимость специальных устройств для спуска и подъема людей и др.) не имеют существенного значения по сравнению с его огромными преимуществами. Поэтому в боль-

Рис. 19 Вскрытие штольной пологопадающего месторождения
1 — штольня, 2 — рудоспуск, 3 — кварцшлаг

шинстве случаев, когда позволяет рельеф местности и условия залегания месторождения, данному способу вскрытия отдают предпочтение перед остальными

§ 5. Вскрытие вертикальным стволом

Вскрытие вертикальным стволом возможно при весьма разнообразных условиях залегания рудных тел и наиболее распространено в практике.

На рис. 20 изображено в трех проекциях вскрытие рудного тела вертикальными стволами, расположенными в лежачем боку (ств. № 1), в висячем боку (ств. № 2) и на фланге (ств. № 3).

Сравним каждое из этих положений ствола и выясним, при каких условиях тому или другому из них следует отдать предпочтение.

Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в лежачем боку, является самым распространенным в горнорудной промышленности. Большинство железорудных месторождений Криворожского бассейна, месторождений медных и свинцово-цинковых руд и руд редких металлов и золота вскрыто вертикальными стволами, пройденными в лежачем боку.

Суммарная длина всех квершлагов, как правило, больше при заложении ствола в висячем боку (см. рис. 20). Длина квершлагов при расположении ствола в лежачем боку постепенно увеличивается по мере углубления работ; при проходке ствола в висячем боку, наоборот, первый квершлаг имеет наибольшую длину. Поэтому первоначальные капитальные затраты и время вскрытия стволом № 1, как правило, меньше, чем стволом № 2.

Вскрытие стволом, пройденным в висячем боку, обычно не имеет никаких преимуществ перед вскрытием стволом в лежачем боку и поэтому применяется только в особых случаях, например, если: 1) заложение ствола в лежачем боку невозможно или невыгодно по условиям рельефа или вследствие застроенности поверхности; 2) заложение ствола в висячем боку позволяет сократить расходы на поверхностный транспорт и затраты на сооружение подъездных путей; 3) сильная водоносность или нарушенность пород лежачего бока затрудняет проходку ствола.

Примером вскрытия вертикальным стволом в висячем боку, заложенным за зоной сдвижения, может служить шахта «Октябрь» Белореченского рудника (Урал). Такое расположение ствола было вызвано тем, что при заложении ствола в лежачем боку по условиям рельефа местности усложнялось сооружение подъездных путей, откатка руды по квершлагам и на поверхности происходила бы навстречу. Кроме того, глубина ствола в лежачем боку была бы на 30—40 м больше.

При вскрытии Кусинского месторождения титаномагнетитовых руд ствол также был заложен в висячем боку вследствие наличия в породах лежачего бока водонасыщенных карстовых известняков

Вскрытие вертикальным фланговым стволом имеет преимущество в тех редких случаях, когда месторождение залегает полого и длина квершлагов при проходке ствола в лежачем или висячем боку оказывается очень большой. Достоинством флангового вскрытия является возможность ограничиться одним вспомогательным стволом.

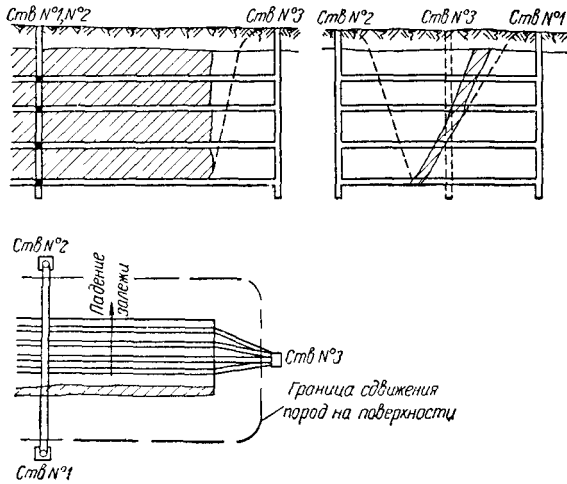


Рис 20. Вскрытие вертикальными стволами

Недостатки флангового вскрытия весьма существенны: удлиняется расстояние и увеличивается стоимость подземной откатки, усложняется подготовка и условия очистной выемки и др. Поэтому применение такого способа вскрытия может оказаться целесообразным только в редких случаях: при невозможности заложить ствол в лежачем боку по условиям рельефа поверхности или вследствие ее застроенности, неблагоприятной гидрогеологической обстановке, совпадении направления подземного и поверхностного транспорта и, наконец, что особенно существенно, — при небольшой длине месторождения, когда главные недостатки флангового ствола сказываются меньше.

Вскрытие вертикальным стволом, пересекающим рудные тела (рис 21). Вскрытие рудных тел, имеющих небольшой угол падения, вертикальным стволом, пройденным за зоной сдвига пород (ств № 2), связано с проходкой очень длинных квершлагов. Поэтому иногда в таких условиях ствол закладывают в висячем боку так, что он пересекает месторождение на

некоторой глубине (ств. № 1). Благодаря этому значительно сокращается длина квершлагов, но зато требуется оставление в рудном теле охранного целика. Применение этого варианта вскрытия может быть целесообразно только в особых случаях: при небольшой мощности рудного тела, очень устойчивых боковых породах, руде невысокой ценности и значительном простираннии рудного тела.

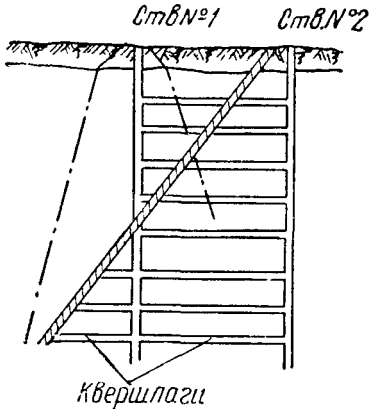


Рис. 21 Вскрытие вертикальным стволом, пересекающим месторождение

Вскрытие вертикальным стволом висячем боку с пересечением месторождения широко применяется на угольных месторождениях.

Для горизонтальных или очень пологих месторождений с большими размерами по простиранию вскрытие стволом, пересекающим месторождение, является почти единственным возможным и поэтому распространённым способом.

Необходимо иметь в виду, что в месторождениях с пологим падением и умеренной глубиной залегания размер охранного целика получается сравнительно небольшой и поэтому основной

недостаток ствола, пересекающего месторождение, не так ощутим, как в условиях крутого падения.

§ 6. Вскрытие наклонным стволом

Наклонный ствол проходят в лежащем боку за пределами зоны сдвижения пород (рис. 22) или по месторождению

Месторождение, угол падения которого меньше угла сдвижения пород, вскрывают наклонным стволом, пройденным в лежащем боку параллельно месторождению, на расстоянии от него 30—50 м. При значительной мощности месторождения и слабых вмещающих породах это расстояние может быть увеличено до 80—100 м. Если угол падения месторождения больше, чем угол сдвижения пород лежащего бока и месторождение хорошо разведано, то наклонный ствол располагают параллельно плоскости сдвижения горных пород, закладывая устье ствола на расстоянии 20—50 м от границы зоны сдвижения на поверхности.

От ствола шахты до рудного тела проходят квершлаг, длина которых значительно меньше, чем при вскрытии вертикальным стволом, особенно на нижних горизонтах. Разница в длине квершлагов тем ощутимее, чем меньше угол падения месторождения или угол сдвижения горных пород.

Небольшая длина квершлагов является основным достоинством вскрытия наклонным стволом.

Серьезные недостатки, присущие вскрытию наклонным стволом (§ 1, гл. III), ограничивают область его применения.

В настоящее время применение наклонных стволов считается целесообразным при вскрытии рудных тел, залегающих под углом $10-30^\circ$. В этом случае расположение вертикального ствола за зоной сбрашения выводит необходимость проведения очень длинных квершлагов. Кроме того, такие углы наклона ствола ($10-30^\circ$) позволяют применять высокопроизводительный конвейерный транспорт.

Следует особо отметить, что в последние годы определилась тенденция все более широкого использования конвейерного транспорта по наклонным стволам, что значительно расширяет перспективы применения их для больших масштабов добычи и различных условий залегания рудного тела, в том числе и для крутого падения. Целесообразно применение наклонных стволов также в качестве вспомогательных, так как отсутствие подъема руды по ним уменьшает присущие им недостатки, сохраняя преимущества.

При вскрытии наклонным стволом, пройденным по месторождению, квершлагги отсутствуют и стоимость проходки ствола частично окупается попутно добываемой рудой. Однако при этом кроме присущих наклонному стволу недостатков возникает необходимость оставления охранного целика с обеих сторон от ствола. Размер (ширина) этого целика возрастает с глубиной.

Вскрытие наклонным стволом по месторождению может оказаться целесообразным только для тонких, слабообследованных жил с углом падения $15-60^\circ$, распростирающихся на небольшую глубину и залегающих в крепких породах. В этом случае размер охранного целика и ущерб от его оставления незначительны.

В отечественной практике вскрытие наклонными стволами применяли на Карабашском меднорудном месторождении (Урал). Вскрытие наклонными стволами в лежащем боку получило широкое распространение на Североуральских бокситовых рудниках.

Такой способ вскрытия будет применен на руднике им. Артема в Криворожском бассейне. Общая длина наклонных стволов и установленных в них ленточных конвейеров составит около 4 км. Производительность рудника будет достигать 30 млн *t* руды в год.

На шведском руднике Мальмбергет, годовая производительность которого 3 млн *t*, дробленая руда выдается двумя конвейерами на поверхность. Суммарная производительность конвейеров 1400 *t/ч*. Длина каждого конвейера 510 м, угол подъема $16,5^\circ$, скорость движения ленты 3 м/сек. Применяются стальные

ленты толщиной 1,6 мм, покрытые слоем резины сверху и снизу.
Ширина лент 700 мм

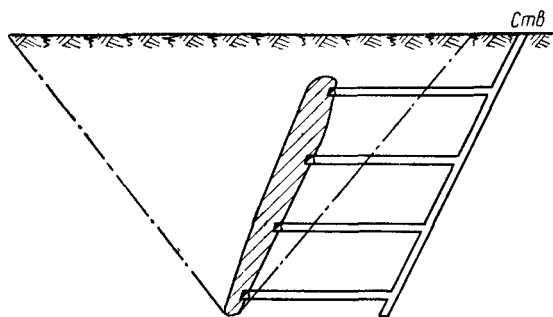


Рис. 22. Вскрытие наклонным стволом, расположенным в лежачем боку (разрез вкрест простираия)

На канадском руднике Вабана подъем руды от подземной дробилки осуществляется ленточными конвейерами по наклонному стволу (уклон 14%). Длина конвейеров 4 тыс. м, производительность 1000 т/ч.

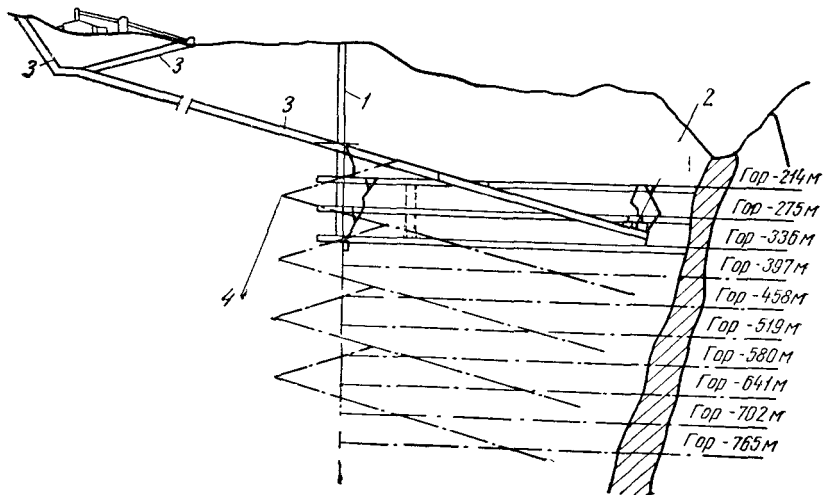


Рис. 23. Схема вскрытия на руднике Эрингтон

На другом канадском руднике Эрингтон, где рудная залежь разрабатывается системой принудительно блокового обрушения, вскрытие произведено вертикальным стволом 1 (рис. 23).

Руда с двух горизонтов перепускается по рудоспускам к подземной дробилке 2, откуда выдается ленточными конвейерами 3 длиной 1300 м на поверхность. Угол наклона конвейера 16°, производительность 400 т/ч.

Подъем руды с нижних горизонтов (с глубины около 850 м) предполагается производить также конвейерами, для чего проектируется устройство ступенчатых конвейерных систем в специальных наклонных выработках 4 нижних горизонтов. Суммарная длина транспортирования руды по наклонным выработкам конвейерами в этом случае составит около 4200 м. На рис. 23 пунктиром показано проектное положение этих выработок и рабочих горизонтов.

§ 7. Комбинированные способы вскрытия

Сущность комбинированных способов вскрытия состоит в том, что верхнюю часть месторождения вскрывают одной главной выработкой, а нижнюю — другой, причем руда с нижних горизонтов выдается на поверхность последовательно по обем главным выработкам.

Необходимость в таком вскрытии возникает, в частности, в тех случаях, когда протяженность месторождения по падению велика и подъем по одному стволу вследствие его большой глубины не обеспечивает заданной производительности. Комбинированное вскрытие характерно также для месторождений, залегающих в гористых местностях и распространяющихся ниже уровня возможного вскрытия штольней. В этом случае ниже уровня штольни месторождение вскрывают слепым стволом.

Как вынужденный, комбинированный способ вскрытия принимают, когда верхняя часть была вскрыта неправильно вследствие недостаточной разведанности месторождения.

На рис. 24 изображена схема вскрытия крутопадающего месторождения вертикальным стволом с поверхности и слепым вертикальным стволом.

Глубина каждого ствола определяется максимально допустимой высотой подъема по одному стволу (1000—1500 м). Кроме увеличения производительности подъема при ступенчатом вскрытии уменьшается длина квершлага, особенно на нижних горизонтах.

Возможно также вскрытие вертикальным стволом с поверхности, переходящим на глубине в наклонный (показано пунктиром на рис. 24). Вертикальный ствол с поверхности может быть заложен как со стороны висячего, так и со стороны лежащего бока.

Недостатки ступенчатого вскрытия вертикальными и наклонными стволами:

1) необходимость расположения под землей дополнительных подъемных установок и устройств для передачи руды из одного ствола в другой;

2) большая затрата времени на спуск и подъем людей, материалов, оборудования.

Схема сопряжения вертикального ствола с наклонным изображена на рис. 25. Подъемная машина слепого наклонного ствола 5 установлена в машинной камере 1. Руда из скипов наклонного ствола поступает в рудоспуск 2 и бункер 3, откуда она погружается в скипы вертикального ствола 4.

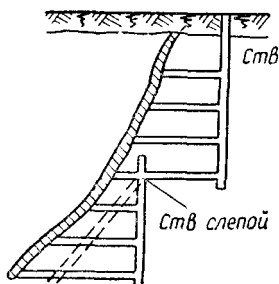


Рис. 24. Схема вскрытия вертикальными ступенчатыми стволами

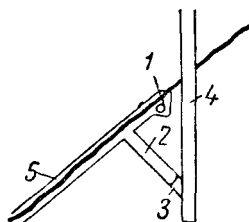


Рис. 25. Схема сопряжения вертикального и наклонного стволов

Характерным примером вскрытия несколькими слепыми стволами, пройденными в лежачем боку, является вскрытие на руднике Морро-Вельхо в Бразилии, нижние горизонты которого находятся на глубине более 2500 м.

Месторождение (золоторудное) представлено почти вертикальной жилой мощностью от 3 до 15 м, длиной по простиранию от 180 до 300 м, углом скатывания вблизи поверхности 45° и на глубине 1800 м — 19° . Жила, таким образом, имеет вид узкой (короткой по простиранию) и уходящей на большую глубину наклоннолежащей «ленты». Ввиду неразведанности жилы в глубину вскрытие осуществлено шестью ступенчатыми вертикальными стволами, пройденными в лежачем боку рудного тела, каждый глубиной по 306 м.

Для глубоких горизонтов наклонных и пологопадающих залежей применяется вариант вскрытия вертикальным стволом в висячем боку, переходящим в наклонный ствол в лежачем боку (рис. 26).

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

1. В начале разработки месторождения верхняя часть его вскрывается вертикальным стволом до глубины 600—800 м

(рис. 26, а). Ниже места пересечения рудного тела в лежащем 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 квершлагав.

2. Месторождение вскрывается с поверхности наклонным стволом (рис. 26, б). Когда длина становится очень большой, проходят вертикальный ствол и одностадийный подъем по наклонному стволу заменяют двухстадийным — по наклонному и вертикальному.

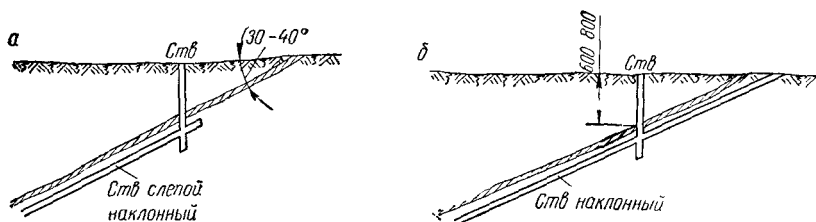


Рис. 26. Комбинированное вскрытие глубоких горизонтов вертикальными и наклонными стволами

На рис. 27 изображена схема вскрытия рудника Виллэйдж Дип (Южная Африка). Глубина работ на руднике в настоящее время превышает 3000 м.

С поверхности месторождение вскрыто вертикальным стволом № 3 глубиной около 1200 м. Ствол прямоугольного сечения с деревянной крепью имеет четыре скиповых отделения, два клетевых основных, одно клетевое вспомогательное, лестничное и трубное. Продолжением вертикального ствола является главный наклонный слепой ствол, имеющий шесть отделений (сечение $11 \times 2,4$ м) и длину 1110 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 нижнюю вскрывают вертикальными или наклонными стволами, проходимыми из штольни, т. е. слепыми (рис. 28, а), или с поверхности. Стволы располагают, как всегда, за пределами зоны движения.

Если штольня расположена в висячем боку (рис. 28, б), то для ее сохранения необходимо оставлять большой охранный целик. В этом случае проходят слепые стволы, иногда же бывает

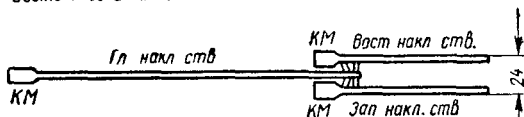
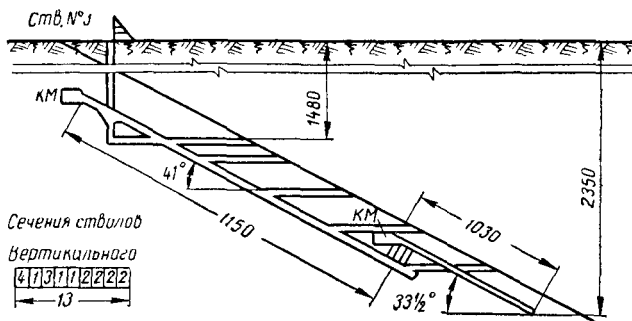


Рис. 27. Вскрытие рудника Виллэйдж Дип:
1 — клетевое отделение; 2 — скиповое; 3 — лестничное; 4 — трубное; КМ — камеры для подъемных машин

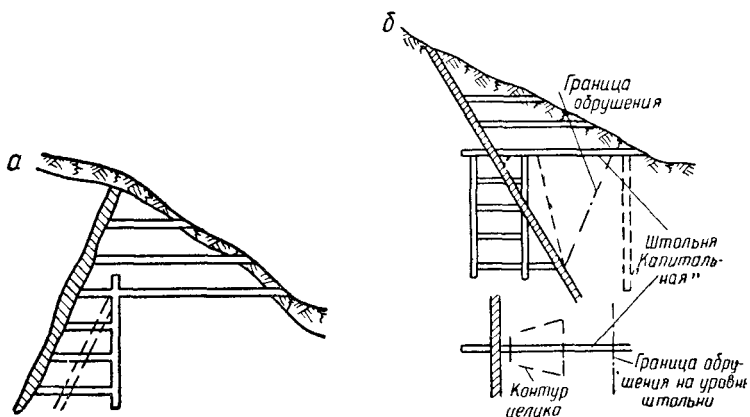


Рис. 28. Вскрытие штольней и слепым стволом

целесообразно пройти шахтный ствол с поверхности (показан на рисунке пунктиром) вне зоны сдвижения пород.

Свинцово-цинковое месторождение рудника Сулливан (Канада), имеющее угол падения $10-39^\circ$, вскрыто штольней на горизонте 1170 м, а ниже этого горизонта — наклонными стволами, оборудованными конвейерами для подъема руды.

§ 8. Околоствольные выработки

Для выполнения погрузочно-разгрузочных операций при транспортировании горной массы, размещения горных машин и различного оборудования и для других целей вблизи ствола проходят выработки, совокупность которых именуется околоствольным двором.

Околоствольный двор состоит из:

- 1) выработок грузовой ветви, в которых производится разгрузка вагонеток в подземный бункер или загрузка их в клеть;
- 2) выработок порожняковой ветви, служащих для сбора порожних вагонеток;

- 3) выработок, соединяющих грузовую и порожняковую ветви;

- 4) ряда камер: насосной, электроподстанции, подземной дробилки, электровозного депо, водосборников, диспетчерской и др.

Взаимное расположение указанных выработок и схема движения в них вагонеток определяют тип околоствольного двора.

Различают тупиковые и круговые, односторонние и двусторонние околоствольные дворы.

В круговых околоствольных дворах грузовая и порожняковые ветви подходят к стволу независимо одна от другой либо соединяются между собой кольцевой выработкой, обеспечивающей поточность движения.

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

Выбор типа околоствольного двора зависит от размера и типа ствола и его производительности по количеству выдаваемой руды (и породы), способа подъема руды (в скипах или клетях), числа стволов, обслуживаемых околоствольным двором, принятой схемы проветривания.

На рис. 29 изображен тупиковый клетевой односторонний околоствольный двор, где грузовая и порожняковая ветви сосредоточены в одной выработке. Обладая минимальным объемом выработок, этот околоствольный двор не может обеспечить высокой производительности вследствие сложности обмена порожних и груженых вагонеток при постановке их в клеть. Он характерен для шахт с очень небольшой годовой производительностью на мелких жильных месторождениях.

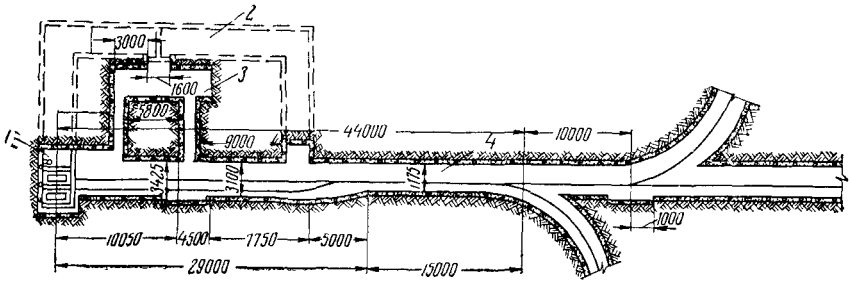


Рис 29. Тупиковый клетевой односторонний околоствольный двор:
 1 — ствол, 2 — водосборник 3 — насосная камера, 4 — квершлаг

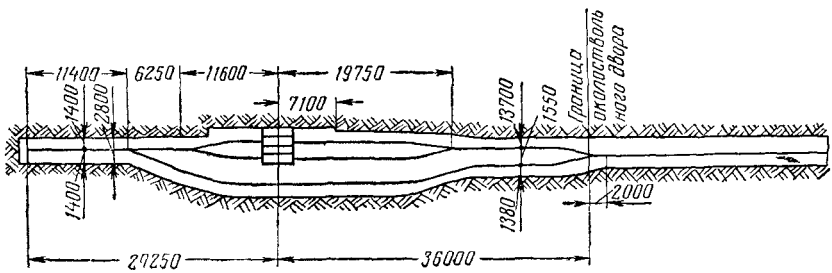


Рис. 30. Двусторонний тупиковый клетевой околоствольный двор

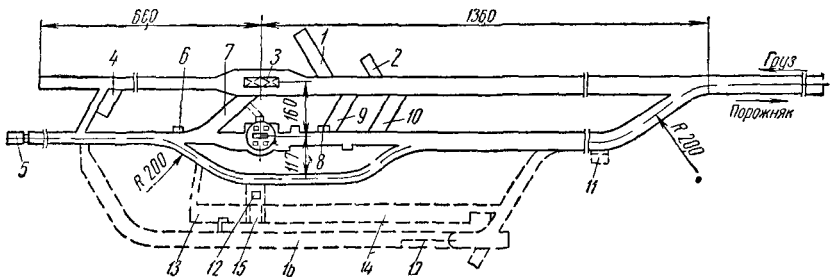


Рис 31. Тупиковый скипо-клетевой околоствольный двор производительностью 1800 тыс *t* в год

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 ледянки для разгрузки длинномера, 7 — заезд к рудоуловителю, 8 — ходок в камеру дозатора, 9 — камера ожидания, 10 — камера мелпункта, 11 — камера подземной уборной, 12 — камера углубочной лебедки, 13 — насосная 14 — электростанция, 15 — камера вентилятора, 16 — водосборник 17 — отстойник для осветления воды

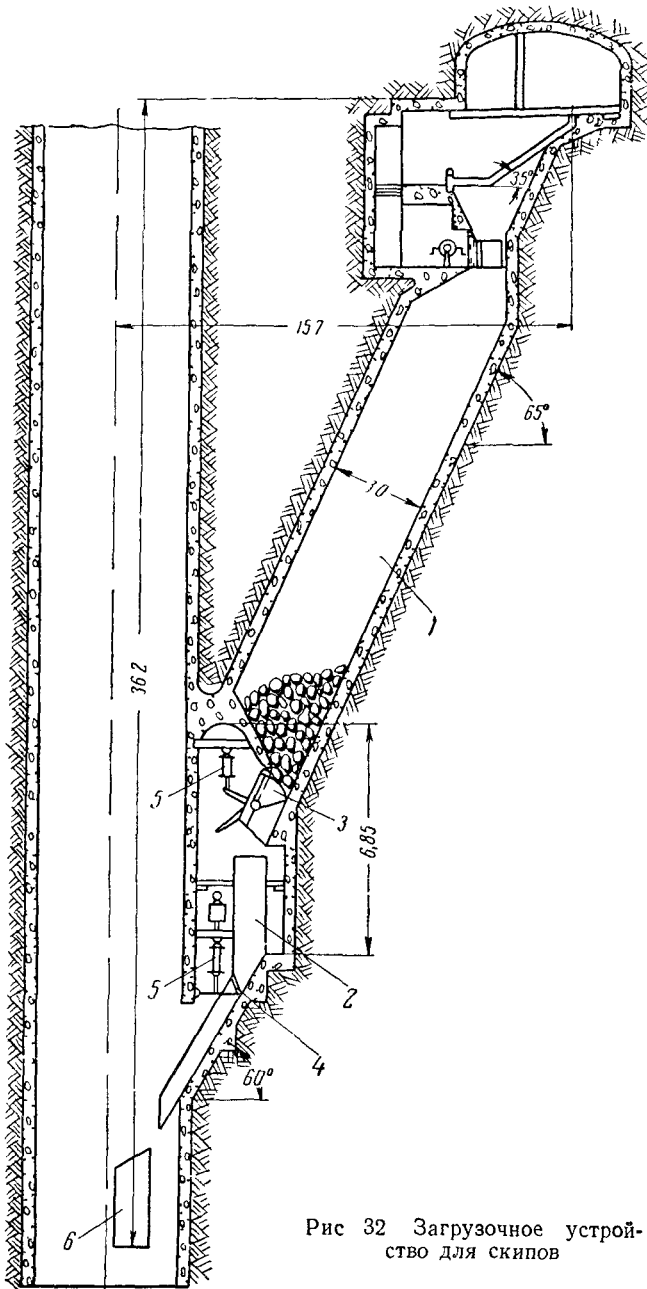


Рис 32 Загрузочное устройство для скипов

Значительно упрощается обмен вагонеток в двустороннем околоствольном дворе, изображенном на рис. 30. Здесь выкатывание пустой вагонетки из клетки происходит в момент постановки в нее груженной вагонетки.

Изображенный на рис. 31 тупиковый двусторонний околоствольный двор предназначен для обслуживания скипо-клетевого ствола, в котором выдача пустой породы и руды из подготовительных работ, спуск и подъем людей и материалов производят в клетях, а основной подъем руды — в скипах. Поэтому здесь транспортные выработки примыкают как к стволу, так и к камере, в которой установлен опрокидыватель 3 для разгрузки вагонеток с рудой. Опрокидыватель обычно производит разгрузку вагонеток без отцепки их от состава. Загрузочное устройство для скипов показано на рис. 32. 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.

В последнее время при подземной разработке мощных месторождений крепких руд стали широко применять подземные дробильные установки, что привело к увеличению объема околоствольных выработок, но зато позволило увеличить размеры кондиционного куска руды при ее добыче.

Типичная схема подземной дробильной установки (Высокогорский железный рудник) изображена на рис. 33. На основном горизонте руда из вагонеток, разгружаемых опрокидывателем 1, поступает в приемный бункер 2, емкость которого соответствует вместимости одного состава (24 м³). Пластинчатым питателем 3 шириной 1200 мм и длиной 5600 мм, движущимся со скоростью 3 м/мин, руда доставляется к щековой дробилке 4 с приемным отверстием 900 × 1200 мм, пройдя которую руда попадает в бункер 5 емкостью 136 м³. Из этого бункера руда через дозаторное устройство 6, оборудованное пневматическими секторными затворами, поступает в скипы. Просыпавшаяся при загрузке скипов руда попадает в рудоуловитель 7 емкостью 10 м³, из которого она периодически выгружается в вагонетки, находящиеся на нижележащем этаже. Камера, в которой установлена дробилка, имеет длину 19 м, ширину 6,5 м, высоту 9 м и закреплена бетоном. В ней установлен монтажный кран 8 грузоподъемностью 15 т. Производительность дробилки 190 т/ч. Для сообщения с камерой, где установлена дробилка, служит лестничный ходок 9.

На Высокогорском руднике оригинально решен вопрос вскрытия и подъема руды с нижележащего горизонта (30 м).

Для пуска этого горизонта в эксплуатацию необходимо было углубить ствол на 80 м, пройти бункерную, дозаторную и дробильную камеры, установить в них оборудование, а затем осуществить перепуск скипов.

Для уменьшения объема и ускорения работ горизонт 30 м был вскрыт уклонами, по которым конвейеры поднимают руду до существующего бункера на горизонте 90 м (рис. 34). Руда

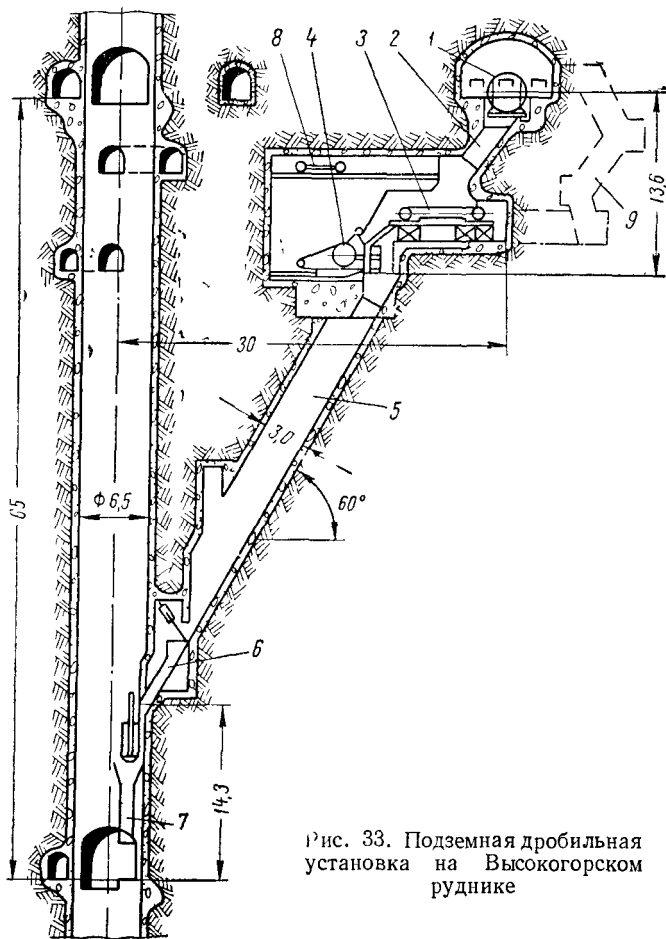


Рис. 33. Подземная дробильная установка на Высокогорском руднике

из вагонеток ВО-10 с откидным бортом разгружается в приемный бункер щековой дробилки (900×1200 мм), откуда поступает на ленточные конвейеры. Длина каждого конвейера 70 м, ширина ленты 1000 мм, угол подъема 16,5°. Производительность конвейеров 1,5 млн. т руды в год.

На крупном шведском руднике Кирунавара 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 поступает на ленточный конвейер и транспортируется им до приемных бункеров слепого скипового ствола. Скипы грузоподъемностью 20 т разгружаются в основной подземный бункер, прилегающий к штольне, по которой руда транспортируется в железнодорожных вагонах.

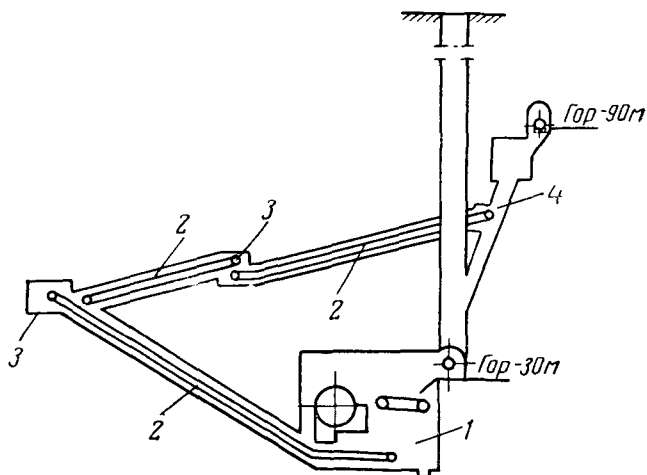


Рис. 34. Схема подъема руды ступенчатыми конвейерами на Высокогорском руднике:

1 — камера подземной дробилки; 2 — наклонные выработки с установленными в них ленточными транспортерами; 3 — перегрузочные камеры; 4 — бункер для руды

На рис. 35 изображен в плане круговой околоствольный двор, обслуживающий два ствола — скиповой и клетевой. Против скипового ствола расположены две скиповые ветви с установленными на них опрокидывателями.

§ 9. Порядок и некоторые особенности вскрытия этажей

До недавнего времени считалось нормальным, что когда один этаж находится в стадии полного развития очистной выемки, а другой, расположенный ниже, подготавливается, третий этаж, лежащий еще ниже, вскрывается.

Опережение вскрытия над подготовкой на один этаж считалось нормальным потому, что, стремясь как можно быстрее приступить к очистной выемке, стволом, проходимым с поверхности, вскрывали обычно один, максимум два верхних этажа. Вскры-

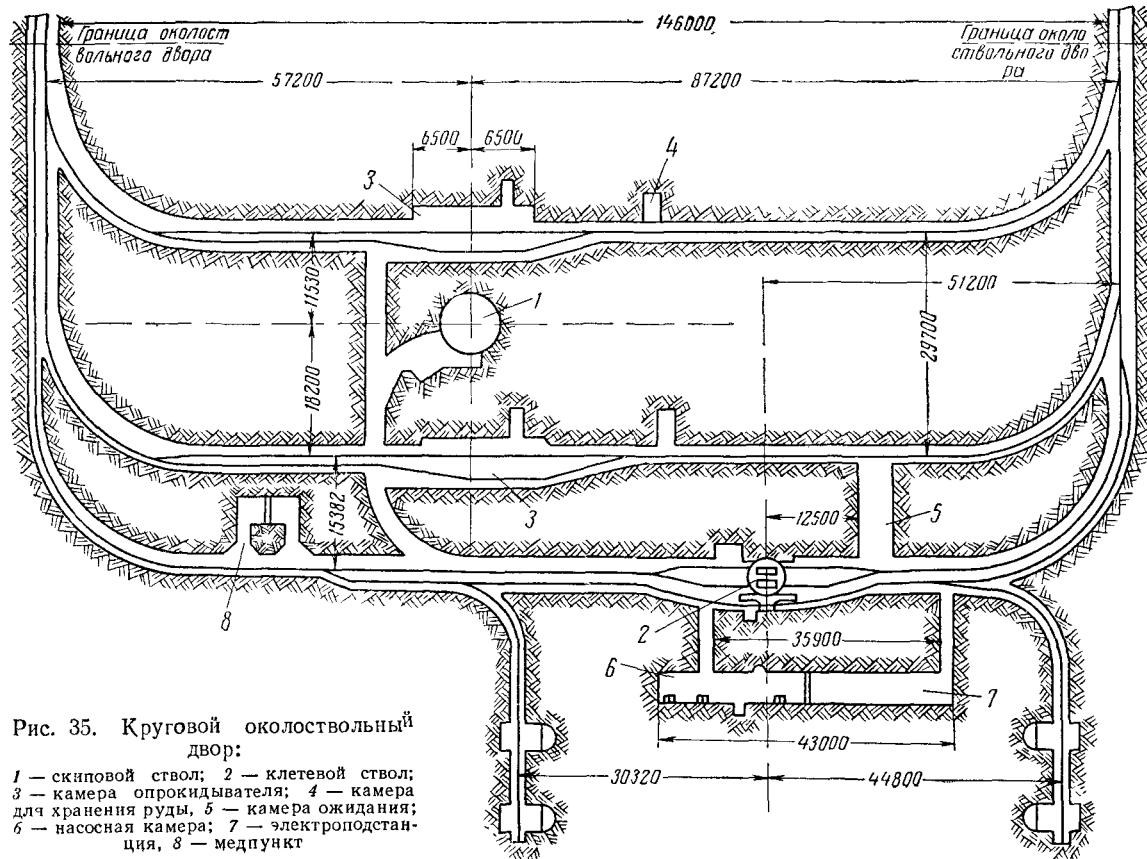


Рис. 35. Круговой окоlostвольный двор:

1 — скиповый ствол; 2 — клетевой ствол;
 3 — камера опрокидывателя; 4 — камера
 для хранения руды; 5 — камера ожидания;
 6 — насосная камера; 7 — электростанция,
 8 — медпункт

тие нижележащих этажей, как правило, осуществлялось путем последовательной углубки ствола с этажа на этаж.

В настоящее время резко возросли скорости проходки стволов и значительно сократились сроки отработки этажей вследствие интенсификации горных работ.

В связи с этим теперь считается целесообразным проходить стволы сразу на несколько этажей. Небольшая задержка подготовительных работ в этом случае компенсируется меньшей стоимостью ствола (на 30—40%), а ликвидация на руднике на длительный срок углубочных работ упрощает подготовку и эксплуатацию.

Глубина проходки ствола с поверхности зависит от производительности рудника, мощности месторождения и протяженности его на глубину, скорости проходки, устойчивости пород. Ориентировочно можно считать нормальной проходку ствола на глубину, обеспечивающую работу рудника без углубки в течение 12—15 лет. Стволы глубиной до 400—500 м, при расположении их в достаточно устойчивых породах, целесообразно, как правило, проходить сразу на всю глубину.

Околоствольные двory следует засекать сразу же в процессе проходки ствола, чтобы в дальнейшем при проведении выработок от ствола не нарушать его крепь. Следует иметь в виду, что к моменту оборудования околоствольного двора при скиповом подъеме должна быть обеспечена возможность улавливания и выдачи из ствола руды, просыпающейся в него в процессе загрузки скипов. Это означает, что для вскрытия данного этажа ствол всегда должен быть углублен, по крайней мере, на этаж ниже.

В составлении календарного плана вскрытия и подготовки рудоводствуются следующими основными соображениями.

Проходка выработок, соединяющих главный и вентиляционный стволы, должна выполняться ускоренно, по возможности несколькими забоями. Для этого иногда целесообразно проходить околоствольный двор в виде однопутевой выработки с последующим ее расширением. Из выработок околоствольного двора в первую очередь проходят насосную камеру и камеру для электроподстанции. Число действующих забоев должно обеспечивать работу постоянного штата рабочих и, как правило, не должно уменьшаться; камерные выработки можно рассматривать как резерв для регулирования числа забоев.

При разработке рудных месторождений, особенно со значительной длиной по простиранию и большой рудной площадью, сбойку ствола с месторождением осуществляют на каждом этаже и околоствольные двory с полным комплектом выработок также проходят на каждом этаже. Это создает благоприятные условия для подземного транспортирования руды, доставки материалов и оборудования, вентиляции, подготовки и очистной

выемки, что в известной мере компенсирует высокую стоимость горнокапитальных работ по проходке околоствольного двора и квершлагов на 1 т запасов руды, извлеченных в данном этаже.

Однако в ряде случаев, в частности, когда запасы руды в этаже невелики, а годовая производительность шахты значительна (что возможно при современной интенсивной разработке месторождений), проходить на каждом этаже околоствольные выработки и длинные квершлагы оказывается экономически нецелесообразно и технически очень трудно. Когда высоту этажа, запас руды в нем и срок существования его увеличить не представляется возможным, прибегают к одной из следующих мер:

1) квершлаг от ствола до рудного тела проводят не на каждом этаже, а через два-три этажа (редко более), т. е. пользуются вскрытием групповыми квершлагами;

2) квершлаг проводят на каждом этаже, а околоствольные выработки (или часть из них) — через несколько этажей.

В первом случае связь между стволом и откаточными выработками этажа, не имеющего квершлага, осуществляется через вертикальные и наклонные выработки, как это было указано при описании способа вскрытия штольной (рис. 16). Эти выработки должны обеспечивать спуск (редко подъем) руды до главных откаточных выработок, перемещение людей, доставку материалов и оборудования, хорошее проветривание.

На рис. 36 изображены схемы вскрытия с помощью групповых квершлагов K_1 , K_2 , K_3 и три основных способа сообщения этажных штреков $Ш_1—Ш_5$ с групповыми квершлагами.

Групповой квершлаг K_1 (рис. 36, а) обслуживает два этажа. Нижний этажный штрек $Ш_3$ сообщается непосредственно с квершлагом, а верхний этажный штрек $Ш_2$ — с нижним штреком $Ш_3$ с помощью восстающих B_K , пройденных по рудному телу. В зависимости от числа рудных тел и их длины число таких восстающих изменяется в широких пределах. Эти восстающие имеют два или три отделения: для спуска руды, передвижения людей и подъема материалов, инструмента, оборудования. Штрек $Ш_2$ сообщается также с верхним штреком $Ш_1$ через блокные восстающие. Такой способ применяется преимущественно в жильных месторождениях с крепкими боковыми породами.

Квершлаг K_2 обслуживает два этажа. Верхний этажный штрек $Ш_4$ сообщается с нижним штреком $Ш_5$ посредством восстающих B , которые служат для передвижения людей и доставки материалов, а также непосредственно с квершлагом K_2 посредством капитального рудоспуска P (обычно их два).

Квершлаг K_3 обслуживает три этажа (рис. 36, б). Руда из штреков $Ш_6$ и $Ш_7$ перепускается на квершлаг K_3 по наклонным или вертикальным полевым восстающим B (обычно два), сбитым со штреками короткими квершлагами K'_1 и K'_2 . Специаль-

ный восстающий V_n , как правило, вертикальный, оборудуется клетевым подъемом для доставки людей и материалов.

Если рудоперпускные восстающие обслуживают один горизонт, то лестничное, материальное и вентиляционное отделения обычно устраивают в них же. Перепуск руды на 100 м и более предпочитают вести по специальному рудоперпускному восстающему диаметром 2,5—3,5 м; в слабых породах его приходится крепить бетоном. В этом случае материально-ходовые и венти-

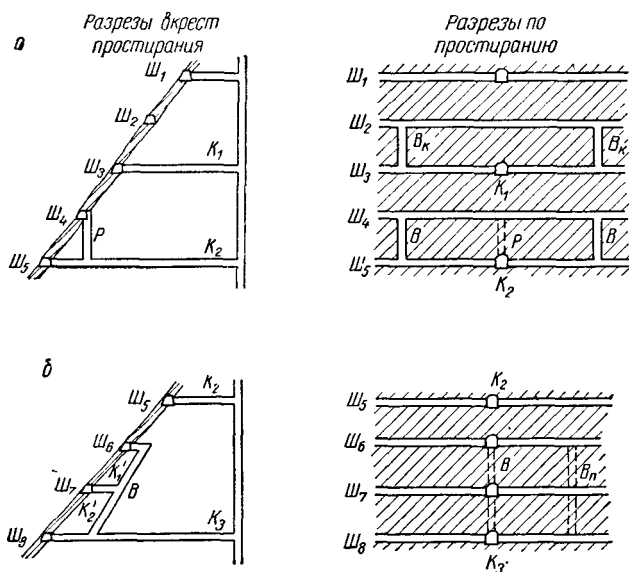


Рис. 36. Вскрытие вертикальным стволом с групповыми квершлагами

ляционные восстающие проходят отдельно и оборудуют клетевым или лифтовым подъемом.

Спуск руды по рудоспускам, как правило, дешевле, чем подъем ее по слепому стволу и поэтому более распространен. Проходка слепого ствола, в частности, может оказаться целесообразной при обнаружении дополнительной разведкой запасов, залегающих ниже группового квершлага; вскрытие этих запасов этажным квершлагом обошлось бы очень дорого.

Если этажные штреки расположены в боковых породах, т. е. принята полевая подготовка, то рудоспуски часто проходят между ними.

Вскрытие групповыми квершлагами значительно снижает затраты на горнокапитальные работы и позволяет интенсифицировать разработку месторождения, кроме того, наличие запаса

руды в перепускных восстающих положительно сказывается на работе транспорта и подъема.

Вместе с этим вскрытие групповыми квершлагами имеет и серьезные недостатки. К числу их относятся: необходимость проходки и оборудования дополнительных выработок (восстающих, рудоспусков и пр.) 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.

Следует отметить, что при некоторых системах разработки отсутствие прямой связи с шахтным стволом заметно усложняет производство очистных работ. Это относится к системам разработки слоевым обрушением и системам с креплением и закладкой, когда требуется доставка в очистное пространство значительного количества крепежного леса и закладочного материала.

При небольших запасах руды в этаже или очень интенсивной его отработке и коротких квершлагах сбойку ствола с месторождением целесообразно делать на каждом этаже, а околоствольные выработки проходить через несколько этажей. В последние годы этот способ получил распространение в связи

с интенсификацией горных работ, увеличением объема и усложнением оборудования выработок околоствольного двора. Так, например, объем камер и выработок только для дробильной установки составляет в среднем 1500—2500 м³.

На рис. 37 изображена схема вскрытия и транспортирования руды на Никитовском ртутном руднике. Проектом предусматривается установка подземной дробилки между горизонтами 210 и 270 м. Эта дробилка будет обслуживать два горизонта — 150 и 210 м. Руда с горизонта 210 м будет перепускаться по рудоспускам 3, а породы — по породоспуску 4.

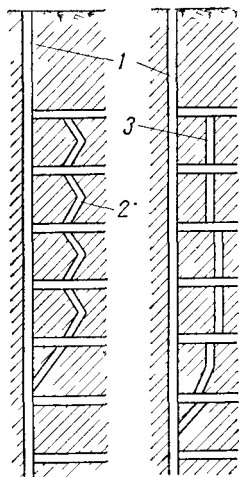


Рис 38 Схемы расположения ломаных и ступенчатых рудоперепускных восстающих

1 — ствол, 2 — ломаный рудоспуск, 3 — ступенчатый рудоспуск

В практике разработки известны случаи, когда перепуск руды осуществлялся по рудоспускам, суммарная длина которых составляла 800—900 м.

При перепуске на большие расстояния применяют ломаные или ступенчатые восстающие (рис. 38).

Ломаные восстающие служат для снижения скорости движения руды. Недостатком их является увеличенная длина и возможность образования пробок в местах излома.

Ступенчатые восстающие состоят из вертикальных рудоспусков, смещенных относительно друг друга. В основании каждого рудоспуска имеется люк с затвором для перепуска руды в нижерасположенный рудоспуск. Для перепуска крупнокусковой руды вместо люков иногда используют скреперные установки. Кроме изображенных на рис. 37 и 38 схем, при ко-

торых рудоспуски располагаются вблизи ствола и руда из них поступает непосредственно в бункер дозаторного устройства или в приемный бункер дробилки, в практике известны схемы расположения рудоспусков на значительном расстоянии от ствола. Например, необходимость в этом может возникнуть, если дробильную установку нельзя расположить вблизи ствола ввиду неустойчивости пород или нецелесообразности оставления больших целиков. При таком расположении рудоспусков дробленую руду до ствола транспортируют конвейерами.

§ 10. Факторы, влияющие на выбор места заложения шахтного ствола

Выбранный способ вскрытия не определяет окончательно положение ствола.

По условиям безопасности вертикальный ствол в лежачем

боку закладывается на строго определенном расстоянии от границы сдвига пород на поверхности в направлении вкрест простирания месторождения. Положение же ствола в направлении простирания месторождения этим требованием не устанавливается, так как по условию предохранения ствола от сдвига его можно закладывать в любом месте на линии, параллельной границе сдвига.

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.

Соблюдение изложенных ранее требований, направленных на предохранение ствола от обрушения при сдвигании горных пород, является совершенно обязательным.

В местностях с гористым рельефом поверхности ствол (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.

В практике известны случаи полного разрушения шахтных сооружений сползавшим с горы снегом, а также затопления шахт весенними и дождевыми водами при неправильном выборе места заложения ствола. Если ствол по необходимости заложен в пониженной части рельефа, следует поднять насколько возможно его устье, отвести весеннюю и дождевую воду канавами или сплосками, рассчитав их пропускную способность с большим запасом.

§ 11. Влияние подземной откатки горной массы, доставки материалов, вентиляции на выбор места заложения ствола

Стоимость 1 ткм подземной откатки горной массы и расходы по транспорту на 1 т добытой руды зависят, в первую очередь, от расстояния откатки по штрекам и квершлагам до подъемного ствола.

Если рудное тело имеет относительно постоянную мощность, то среднее расстояние подземной откатки по штрекам будет наименьшим при заложении подъемного ствола посредине шахтного поля по простиранию и наибольшим — при заложении ствола на фланге шахтного поля. При постоянной мощности рудного тела изменение среднего расстояния откатки влечет за собой соответственно изменение величины общей работы транспорта и зависящих от нее расходов по откатке на 1 т руды.

В рудных телах непостоянной мощности, а также при совместном вскрытии нескольких рудных тел наименьшему среднему расстоянию откатки не отвечает наименьшая величина общей работы транспорта. В этом случае подъемный ствол должен быть перемещен ближе к тому флангу, где больше мощность рудного тела, или при совместном вскрытии нескольких рудных тел — ближе к рудным телам с наибольшими запасами руды.

Академик Л. Д. Шевяков для определения места положения ствола сформулировал следующее правило. «...по условию ми-

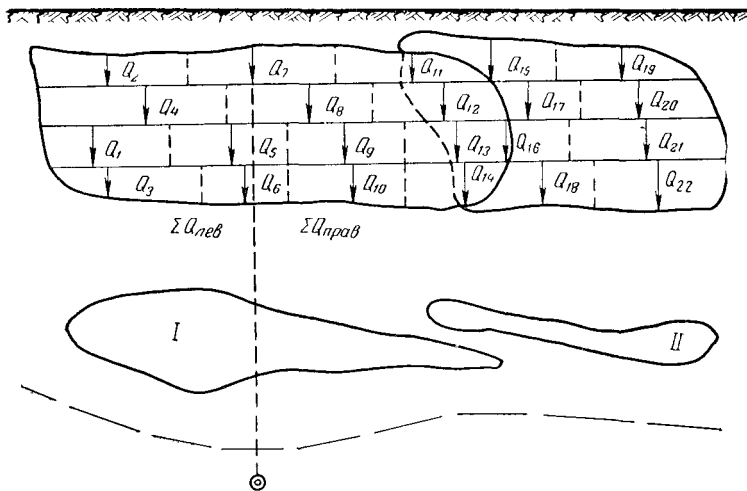


Рис. 39. Выбор места заложения подъемного ствола с наименьшей работой подземного транспорта

нимальной работы по транспортировке, ствол шахты должен быть расположен в месте сосредоточения такого груза, который, будучи прибавлен к сумме других, расположенных от него влево, дает сумму, большую суммы всех грузов, расположенных от него вправо, а будучи прибавлен к правым грузам, дает сумму, большую суммы левых». Это правило практически означает, что ствол по условию минимальной работы подземного транспорта должен быть расположен в плоскости, перпендикулярной к простиранию и делящей запасы всего месторождения на равные или почти равные части.

Чтобы уяснить это правило, решим пример.

Пример. Определим место заложения вертикального ствола в лежащем боку, отвечающее наименьшей работе подземного транспорта, для месторождения, представленного на рис. 39.

Для определения искомого места заложения подъемного ствола по простиранию разделим рудное тело по каждому этажу на блоки 1, 2, 3, 4, ..., 22

и запас руды каждого блока в тоннах $Q_1, Q_2, Q_3, Q_4, \dots, Q_{21}, Q_{22}$, представим сосредоточенным против середины каждого блока. Нумерация запасов от Q_1 до Q_{22} произведена слева направо.

Пусть в результате разбивки каждого этажа на блоки запасы их выразились следующими цифрами, тыс. m :

$$\begin{array}{lllll} Q_1 = 80; & Q_2 = 120; & Q_3 = 100; & Q_4 = 160; & Q_5 = 120; \\ Q_6 = 100, & Q_7 = 110; & Q_8 = 90; & Q_9 = 80, & Q_{10} = 60; \\ Q_{11} = 40, & Q_{12} = 40; & Q_{13} = 60, & Q_{14} = 50; & Q_{15} = 40, \\ Q_{16} = 30; & Q_{17} = 40, & Q_{18} = 30, & Q_{19} = 50; & Q_{20} = 60; \\ & Q_{21} = 40; & Q_{22} = 50, & & \end{array}$$

Общие запасы месторождения составляют 1530 тыс. m . Суммируем запасы блоков слева направо (или справа налево) до тех пор, пока сумма не достиг

нет или не превысит половины всего запаса месторождения, т. е. $\frac{1530}{2} = 765$ тыс. m . Последнее слагаемое этой суммы и есть запас того блока, против которого необходимо расположить ствол $80 + 120 + 100 + 160 + 120 + 100 + 110 = 790$ тыс. m .

В данном случае необходимо расположить ствол против блока Q_7 с запасом 110 тыс. m .

На первый взгляд это правило кажется парадоксальным. В самом деле, при нахождении пункта, отвечающего наименьшей работе откатки, здесь учитываются только величины грузов и не принимаются во внимание расстояния между ними, в то время как работа откатки является произведением величин грузов на расстояния.

Однако нетрудно убедиться, что величина расстояния между любыми грузами при нахождении пункта с минимальной работой откатки действительно никакого значения не имеет.

Оставляя неизменными величины грузов и их нумерацию и как угодно изменяя расстояния между грузами, мы будем всегда получать один и тот же пункт наименьшей суммарной работы транспорта. Изменяться при этом будет только абсолютная величина наименьшей работы.

С изменением места заложения ствола время, затрачиваемое на передвижение людей по откаточным выработкам до места работы, будет изменяться. Если спуск людей производится только по эксплуатационному стволу, то среднее расстояние передвижения всех работающих с изменением места заложения ствола будет изменяться примерно так же, как и работа подземной откатки. Поэтому место заложения ствола, при котором работа откатки будет наименьшей, одновременно обеспечивает и наименьшую затрату времени на передвижение работающих.

Сказанное справедливо и в том случае, если спуск-подъем людей осуществляется одновременно по эксплуатационному и вспомогательному стволам, так как время на передвижение людей от вспомогательного ствола не зависит от положения эксплуатационного. 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 откатки.

§ 12. Влияние местных факторов на выбор места заложения ствола

Влияние местных факторов иногда оказывается решающим при окончательном выборе места заложения устья ствола. Рассмотрим основные из этих факторов.

Физико-механические свойства пород, пересекаемых стволом. Следует избегать пересечения стволом плывунов и водоносных пород, проходка по которым сопровождается большими трудностями, а также пород нарушенных, требующих усиленной крепи. Примером неудачного выбора места заложения ствола в сильно нарушенной зоне кератофилов может служить ликвидированный сейчас ствол шахты им. Кирова на Садонском руднике. Вследствие большого давления пород и деформации крепи этот ствол приходилось почти ежегодно полностью перекреплять, что послужило одной из главных причин его ликвидации. Заложение ствола в неблагоприятных гидрогеологических условиях может послужить причиной повышенного притока воды и вызвать осложнения при его проходке.

Рельеф поверхности. В районе заложения ствола должна быть достаточная по размерам и удобная площадка для размещения поверхностных сооружений и вспомогательных цехов. Расположение площадки должно быть удобным для подвода железной дороги.

Место заложения ствола (штольни) должно обеспечивать удобное расположение отвалов пустой породы, выдаваемой на поверхность при разработке. Путь к отвалу должен быть по возможности коротким, а место, занятое под ним, непригодно в настоящее время или в будущем для каких-либо других важных целей.

Местоположение обогатительной фабрики или завода. 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. Особенно важны эти обстоятельства при гористом рельефе.

Опыт показывает, что самым удобным, надежным и дешевым средством транспорта на поверхности в обычных условиях и при больших масштабах работ является железнодорожный транспорт широкой колеи.

Застроенность поверхности дорогостоящими объектами вызывает необходимость переноса устья ствола в место, менее выгодное по другим факторам. Целесообразность такого переноса должна устанавливаться технико-экономическими расчетами

§ 13. Выбор способа вскрытия и места заложения ствола методом вариантов

При рассмотрении способов вскрытия и выбора места заложения ствола мы убедились, что во многих случаях можно применить несколько возможных вариантов вскрытия и заложить ствол в различных местах.

Выбор наиболее целесообразного варианта вскрытия и места заложения ствола производится путем технико-экономического сравнения вариантов следующим образом.

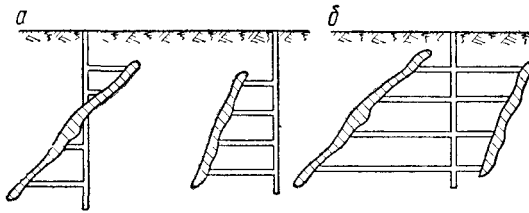


Рис. 40. Независимое и совместное вскрытие рудных тел

1. В результате изучения месторождения устанавливают технически возможные и подлежащие сравнению варианты его вскрытия.

Для месторождений, представленных одним рудным телом, число этих вариантов обычно невелико, так как нецелесообразность некоторых из них очевидна без проверки специальными расчетами. Сложнее обстоит дело при выборе способа вскрытия для нескольких совместно залегающих рудных тел, когда число технически приемлемых вариантов возрастает вследствие возможности независимого вскрытия (рис. 40, а) каждого рудного тела самостоятельными выработками и совместного вскрытия (рис. 40, б) всех рудных тел общей главной выработкой.

2. Так как для технико-экономического сравнения необходимо знать для каждого из сравниваемых вариантов общую сумму капитальных затрат и эксплуатационных расходов, зависящих от вскрытия, то прежде всего определяют величину этих затрат и расходов по отдельным статьям. При этом затраты и расходы одинаковые или очень близкие по величине для сравниваемых вариантов, а также все мелкие и второстепенные затраты не подсчитывают и в итоговую сумму не включают.

3. Все учитываемые затраты и расходы определяют для одного и того же периода времени; наиболее удобным является полный срок существования шахты.

4. Довольно часто для отдельных вариантов предварительно выявляют подварианты. Для удобства эти подварианты предварительно сравнивают между собой и лучший из них вводят в общее сравнение.

5. Подсчитанные для каждого варианта затраты и расходы по отдельным статьям представляют в сводной таблице (табл. 1).

Таблица 1

Стоимость вскрытия по отдельным вариантам

Статьи затрат и расходов	Затраты по вариантам, тыс. руб.		
	I	II	III
<i>Капитальные затраты</i>			
Стоимость шахтных стволов	2450*	2800	3200
Стоимость надшахтных зданий и сооружений	1800	1800	3000
Стоимость квершлагов	1650	1500	400
и т. д.			
Итого капитальных затрат			
<i>Эксплуатационные расходы</i>			
Расходы на подземную откатку	8960	8200	4600
Расходы на шахтный подъем	2600	2600	3500
Расходы на водоотлив	580	580	640
и т. д.			
Итого эксплуатационных расходов			
Всего			

* Все цифры служат только для иллюстрации

6. Разницу в полной сумме затрат и расходов по вариантам выражают в процентах по отношению к наиболее дешевому из них.

Кроме общей суммы затрат и расходов по вариантам, сравнивают также затраты и расходы, приходящиеся на 1 т извлеченных запасов руды, так как некоторые из сравниваемых вариантов могут быть связаны с оставлением охранных целиков.

7. Принято считать, что негочность экономических подсчетов по вариантам составляет от 5 до 10%. Поэтому, если какой-либо вариант дороже другого меньше чем на 5—10%, но значительно

удобнее в техническом отношении, то ему может быть отдано предпочтение.

Большое значение имеет сравнение вариантов по капитальным затратам, которые требуется вложить первоначально, при вскрытии, до начала разработки месторождения, а также по затратам, которые придется вкладывать в дальнейшем, в процессе эксплуатации месторождения и вскрытия новых его горизонтов (например, на углубку ствола, проходку околоствольных выработок и квершлагов и др.).

Простое суммирование капитальных затрат и эксплуатационных расходов в сравниваемых вариантах не вполне правильно отражает экономичность их. Действительно, капитальные затраты в основной (или значительной) своей части должны вкладываться единовременно, еще до начала добычи руды, между тем как эксплуатационные расходы почти равномерно распределяются на много лет, иногда на десятки лет от начала до конца существования рудника.

Соотношение средств, которые нужно вкладывать единовременно в период строительства рудника, и средств, вложение которых будет происходить постепенно, через много лет, имеет большое значение для народного хозяйства.

До сих пор общепризнанного метода для количественного учета фактора времени при вложении затрат в условиях социалистической системы хозяйства не было. Поэтому при проектировании горных предприятий, в частности при экономическом сравнении способов вскрытия, пользовались приведенным выше методом простого суммирования капитальных затрат и эксплуатационных расходов.

В настоящее время Академией наук СССР разработана методика подсчета эффективности капитальных затрат, которая дает возможность учесть указанную выше разницу капитальных затрат и эксплуатационных расходов путем определения срока окупаемости дополнительных капитальных затрат за счет полученной экономии на эксплуатационных расходах.

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава IV

КЛАССИФИКАЦИЯ И ПОРЯДОК ИЗУЧЕНИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Рудные месторождения по своему характеру отличаются исключительным многообразием. Поэтому многообразны также и системы их разработки. Проф. Н. И. Трушков насчитывает около 150 только основных систем подземной разработки.

Важность классификации систем разработки как основы для их изучения и выбора, а вместе с этим трудность составления такой классификации общепризнанны.

Из большого числа классификаций, известных в литературе, пока ни одна не считается вполне удовлетворяющей задаче изучения и выбора систем разработки.

Исключительное многообразие систем разработки рудных месторождений и трудность их классификации можно объяснить двумя основными причинами.

Первая причина — это указанное выше многообразие рудных месторождений. Элементы горногеологической характеристики месторождений встречаются в природе в столь разнообразных сочетаниях, что каждое месторождение имеет свои существенные особенности условий разработки.

Обычно изменение какого-либо одного из элементов характеристики месторождения, например только угла падения, только физических свойств руды или устойчивости боковых пород, требует перехода на другую систему разработки. Еще более существенна разница между системами, когда месторождения отличаются одновременно по углу падения, физическим свойствам руды и ее ценности, устойчивости вмещающих пород и др.

Выделяя типы месторождений с аналогичной горногеологической характеристикой, можно соответственно объединить в группы и системы разработки, родственные по условиям применения.

По такому принципу построена классификация, приведенная в известной «Справочной книге по горному делу» под редакцией проф. Р. Пиля. Эта классификация предназначена для выбора системы по заданной горногеологической характеристике месторождения. Но даже при разделении всех рудных месторождений по этой классификации на 18 основных типов, для разработки каждого из них применяют системы трех-четырёх различных групп и еще большее число разновидностей. Большинство групп систем повторяется для нескольких типов месторождений.

Данная классификация, как и все другие, построенные на таком принципе, не удовлетворяет требованиям, предъявляемым к классификации как основе для изучения систем разработки.

Вторая причина многообразия систем разработки и трудности их классификации вытекает из самого понятия «система разработки», которое обобщает сложный комплекс операций подготовительных и очистных работ, определенный порядок их ведения и конструктивное оформление элементов выемочного блока

Системы разработки между собой отличаются:

1) последовательностью выемки частей этажа; 2) направлением подвигания очистной выемки относительно выработок основного горизонта; 3) состоянием выработанного пространства во время разработки; 4) способами отбойки руды при очистной выемке; 5) способами перемещения руды в очистном пространстве.

Попытки построения классификаций систем разработки по принципу сочетания этих пяти главных признаков до сих пор оказались безуспешными. Классификации получались очень громоздкими, сложными и непригодными для практического использования.

Для первоначального изучения систем разработки рудных месторождений классификация должна удовлетворять в возможно большей степени следующим требованиям.

1. В основу разделения систем на классы и внутри каждого класса на группы и виды должны быть положены простые и четкие принципы, вытекающие из немногих, наиболее важных признаков характеристики систем разработки.

2. Классификация не должна быть излишне обширной, но вместе с этим она должна объединять в классы, группы, виды, сходные по условиям применения и основным технологическим признакам системы, известные в практике.

3. Являясь основой для изучения отдельных систем, классификация должна отчетливо определять границы каждого класса группы и вида систем, отражать переходные формы между ними

объединять системы в классы, группы и виды так, чтобы была удобна сравнительная оценка систем по условиям применения, достоинствам и недостаткам.

Из наиболее известных классификаций систем разработки полезных ископаемых советских авторов следует указать классификации проф. Н. И. Трушкова и доц. В. И. Грудева — для рудных месторождений; проф. Б. И. Бокия и акад. Л. Д. Шевякова — для каменноугольных месторождений; проф. Г. А. Цулукидзе — единую для пластовых и рудных месторождений.

Отраслевое построение подавляющего большинства классификаций, а также разделение учебных курсов по разработке рудных и каменноугольных месторождений объясняются существенным различием современных систем разработки месторождений руд и угля и в связи с этим — выделением в высшей и средней горной школе много лет назад самостоятельных специальностей по разработке пластовых и рудных месторождений.

Предпринималось много попыток составить единую классификацию систем подземной разработки всех твердых полезных ископаемых, так как системы их разработки наряду с существенным различием имеют много общего.

Рассмотрение принципов построения единой классификации систем разработки полезных ископаемых не входит в задачу данного курса, поэтому перейдем непосредственно к классификации систем подземной разработки рудных месторождений.

В большинстве классификаций систем подземной разработки рудных месторождений в качестве главного признака для разделения систем на классы принят способ поддержания очистного пространства. Для разделения систем внутри классов на группы, виды, варианты принимаются различные признаки, чаще всего — порядок очистной выемки участков этажа, способ и направление очистной выемки и др.

Наиболее детальной из таких классификаций является классификация проф. Н. И. Трушкова¹, которая при наличии известных достоинств имеет ряд недостатков².

Для учебных целей особенно важно объединение систем разработки в классы и группы по таким признакам, которые выражали бы общность горногеологических условий применения объединяемых систем, сходство их основных технологических признаков, а также достоинств и недостатков.

Имея в виду эти требования, для изучения систем подземной разработки рудных месторождений в настоящем курсе принята классификация, приведенная в табл. 2.

¹ Н. И. Трушков. Разработка рудных месторождений. Металлургиздат, 1947.

² М. И. Агошков. Разработка рудных месторождений. Металлургиздат, 1949.

Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Класс	Наименование	Группа	Наименование
I	Системы разработки с открытым очистным пространством	1	Почвоуступные системы
		2	Потолкоуступные системы
		3	Системы со сплошной выемкой
		4	Камерно-столбовые системы
		5	Системы с подэтажной выемкой
		6	Системы с 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 взрывными 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 по восстановлению 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 с 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	Система слоевого обрушения
		2	Столбовые системы с обрушением кровли
VII	Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород	1	Системы подэтажного обрушения: 1) с древесным матом; 2) без древесного мата
		2	Система этажного самообрушения

Класс	Наименование	Группа	Наименование группы
VIII	Комбинированные системы разработки	3	Система этажного принудительного обрушения
		1	Комбинированные системы с открытыми камерами
		2	Комбинированные системы с выемкой камер с магазинированием руды
		3	Комбинированные системы с выемкой камер с закладкой

В этой классификации в основу разделения систем на восемь классов принят единый, отчетливо выраженный признак, особенно важный для конструктивной и технологической характеристики систем и условий их применения, — состояние очистного пространства в период разработки.

К I классу — систем с открытым очистным пространством — отнесены такие системы, при которых очистное пространство, образуемое в результате выемки рудного массива, остается во время разработки блока 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.

К II классу — систем с магазинированием руды — отнесены такие системы разработки, при которых очистное пространство блока 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, оставляемые через определенные интервалы. Замагазинированная руда способствует поддержанию вмещающих пород в пролете между целиками, но роль ее является вспомогательной. Для систем с магазинированием характерны устойчивость вмещающих пород и руды и, как правило, крутое падение рудного тела.

К III классу — систем разработки с закладкой — отнесены системы, при которых очистное пространство, образуемое по мере выемки рудного массива, заполняется закладочным материалом. Последний служит основным средством поддержания вмещающих пород. Крепь располагается в рабочем призабойном пространстве и используется в качестве вспомогательного средства поддержания.

В отличие от двух первых классов, системы с закладкой применяются в основном при недостаточно устойчивых вмещающих породах, которые не допускают обнажений на большой площади и могут оказывать значительное горное давление.

Системы IV класса — с креплением очистного пространства — характеризуются использованием крепи как основного средства поддержания вмещающих пород и руды в период выемки блока. Эти системы применяются только в специфических условиях, когда вмещающие породы и руда не оказывают большого горного давления, но отслаиваются и обваливаются слоями и глыбами сравнительно небольших размеров, которые можно удержать крепью.

К V классу — систем с креплением и закладкой — отнесены системы с заполнением очистного пространства по мере выемки рудного массива закладкой, дополнительно усиливаемой крепью. Закладка и крепь выполняют равную роль в поддержании вмещающих пород и руды. Системы этого класса применяют при очень неустойчивых вмещающих породах и руде, склонных к обрушению даже в случае небольшой площади обнажения и развивающих сильное горное давление. Ввиду очень высокой трудоемкости очистной выемки с закладкой и креплением эти системы применяются только для разработки месторождений ценных руд.

Системы VI класса — с обрушением вмещающих пород — резко отличаются от систем предыдущих пяти классов тем, что здесь очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется обрушаемыми покрывающими и боковыми породами. Крепью поддерживается только призабойное рабочее пространство небольших размеров.

В противоположность первым пяти классам систем, где неустойчивость вмещающих пород затрудняет разработку, для систем этого класса склонность пород к самообрушению является желательным или даже непременным условием.

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

По состоянию очистного пространства в момент разработки системы VI и VII классов близки между собой, поэтому их часто объединяют в один класс «систем с обрушением», выделяя лишь внутри этого класса две самостоятельные группы систем: 1) с обрушением вмещающих пород, 2) с обрушением руды и вмещающих пород.

Однако более правильно разделение этих систем на два самостоятельных класса, так как в отличие от систем VI класса, при которых очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется обрушенными пустыми породами, системы VII класса характеризуются заполнением очистного пространства обрушенной рудой и лежащей на ней обрушенной пустой породой. Вследствие этого коренным образом отличаются условия выпуска, доставки, погрузки руды и конструкции подготовительных и нарезных выработок. Массовое обрушение руды вместо отбойки ее небольшими порциями является второй отличительной особенностью систем VII класса и дополнительным основанием выделения этого класса как самостоятельного.

По условиям применения системы VI и VII классов отличаются прежде всего в отношении физических свойств руды, а также ее ценности в связи с тем, что для систем VII класса характерны повышенные потери и разубоживание. Системы VI класса применяют преимущественно для разработки богатых руд, а системы VII класса, наоборот, главным образом — бедных руд.

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

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

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

Разделение систем I, III и V классов на группы производится по направлению и порядку очистной выемки в этаже или блоке. В основу разделения систем II класса положен способ отбойки при очистной выемке. Системы IV класса разделены на группы по конструкции крепи, а системы VI класса — по способу обработки рудного тела (на всю мощность или с разделением по мощности на слои). 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 приведено в процессе их описания.

§ 2. Порядок изучения систем разработки

Изучение каждой системы разработки должно складываться из: рассмотрения условий, при которых целесообразно применение данной системы; конструктивного описания типичного варианта системы и основных производственных операций при очистной выемке; описания наиболее существенных вариантов системы; технико-экономической характеристики системы и оценки ее путем сравнения с другими системами, аналогичными по условиям применения.

Условия применения систем разработки. Для каждой системы разработки существуют определенные оптимальные условия, при которых применение ее дает лучший технико-экономический эффект по сравнению с другими системами.

Область применения любой системы разработки определяется следующими факторами:

элементами залегания рудного тела — его формой, мощностью и углом падения;

физическими свойствами руды, боковых и покрывающих пород, характером контакта рудного тела с породой;

ценностью руды и характером распределения в ней рудных минералов или металла, наличием в рудном теле включений пустой породы или непромышленной руды, оруденением боков, наличием ответвлений от основного рудного тела с промышленным содержанием металла;

геологическими нарушениями и водоносностью пород;

местными условиями: допустимостью обрушения поверхности, наличием и стоимостью крепежных и закладочных материалов; требованиями процесса обработки руды.

Среди приведенных факторов трудно выделить главные и второстепенные, так как степень влияния каждого из них для отдельных систем разработки различна. Возможность применения одних систем обуславливается определенной мощностью или углом падения рудного тела при самой разнообразной ценности

руды и крепости ее и боковых пород. Другие системы, наоборот, можно применять только при рудах и породах, имеющих определенные свойства, но любом угле падения и различной мощности. Фактор, являющийся второстепенным для одних систем, может быть решающим для других

Уяснить степень важности каждого фактора можно только в процессе непосредственного изучения каждой системы разработки. Понимание условий применения каждой системы является одной из основных задач изучения данного курса.

Конструктивная характеристика системы. Описание конструкций отдельных систем разработки и производственных операций очистной выемки трудно подчинить какой-либо одной схеме.

Придерживаясь в дальнейшем в методических целях по возможности постоянной схемы изложения, перечислим основные положения, которые нужно усвоить при изучении каждой системы разработки.

К числу этих положений относятся:

последовательность выемки этажей и общий порядок подготовки этажа,

расположение и назначение выработок, подготавливающих этаж и блок к очистной выемке,

способ очистной выемки в начальной стадии, при полном развитии работ и погашении выемочного участка (блока); последовательность выемки блоков в этаже,

детали способов отбойки руды, поддержания подготовительных и очистных выработок, доставки и погрузки руды;

организация и передовые методы работ при очистной выемке; выбор размеров основных элементов системы: высоты этажа, подэтажа, слоя, уступа, длины блока, размеров целиков и пр.; мероприятия по обеспечению безопасных условий работ, а также по снижению потерь и разубоживания;

видоизменение системы в зависимости от горногеологических условий;

перспективы дальнейшего усовершенствования системы.

Сравнительная технико-экономическая характеристика систем разработки. Заключительную стадию в изучении системы составляет ее технико-экономическая характеристика и сравнение с другими системами, аналогичными или близкими по условиям применения.

В качестве основного критерия для сравнительной оценки систем должны быть приняты требования правильной эксплуатации, сущность которых была рассмотрена раньше. Каждая система разработки должна быть охарактеризована по следующим показателям.

1. Безопасности очистной выемки. Изучение системы должно выявить основные причины возможных несчастных случаев с работающими и меры их предупреждения, установить условия,

при которых данная система опасна, а поэтому не пригодна для применения.

2. Производительности труда и себестоимости добычи руды. Себестоимость добычи руды зависит в основном от производительности труда забойных рабочих и расхода материалов, поэтому для экономической оценки и сравнения систем этот показатель наиболее важен.

3. Величине потерь и разубоживания руды, возможности выдачи руды по технологическим сортам, отборки из отбитой руды разубоживающей ее пустой породы и оставления последней в очистном пространстве, возможности оставления в целиках участков непромышленной руды.

4. Интенсивности разработки и производительности рудника, которую можно развить, применяя данную систему.

Кроме этого для оценки системы существенны

простота и надежность системы, определяющаяся легкостью ее освоения и контроля за выполнением работ;

гибкость, позволяющая видоизменять отдельные операции и приемы работ с изменением характера месторождения или переходить на другой способ очистной выемки.

Прежде чем приступить к непосредственному изучению систем разработки по принятой классификации, приведем основные сведения о порядке и способах подготовки и об основных производственных операциях очистной выемки.

Глава V

ПОДГОТОВКА ЭТАЖА К ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ

§ 1. Основные определения. Требования, предъявляемые к подготовке

Подготовка шахтного поля к очистной выемке заключается в разделении его на этажи и проведением выработок основного горизонта (откаточных штреков и ортов), 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.

К подготовительным выработкам относятся откаточные штреки, орты, блоковые восстающие. При пологом залегании месторождения шахтное поле делится подготовительными выработками (главными и панельными штреками) на панели и столбы.

Подготовительные выработки проводятся по руде или по пустой породе; в последнем случае они называются полевыми.

Из подготовительных выработок выделяют в особую группу нарезные выработки, проходимые в пределах блоков, панелей и столбов непосредственно для подготовки их к очистной выемке. К нарезным выработкам относятся:

Подэтажные, или слоевые, горизонтальные выработки, разделяющие блок на отдельные выемочные подэтажи или слои. С основным горизонтом эти выработки связаны восстающими.

Выработки горизонта скреперования (штреки или орты), служащие для доставки руды до выработок основного горизонта, а также для вторичного дробления руды. Горизонт скреперования связан с очистным пространством, а иногда и с выработками основного горизонта рудоспусками, которые служат для перепуска руды с вышележащего горизонта на нижележащий под действием собственного веса.

Выработки горизонта грохочения (камеры, штреки, орты), служащие для вторичного дробления крупных кусков

руды и перепуска всей руды на основной горизонт. Горизонт грохочения связан с очистным пространством и с выработками основного горизонта рудоспусками.

Выработки горизонта подсечки (штреки и орты), служащие для отрезки добываемого массива руды от днища блока, в котором располагаются выработки горизонта грохочения или горизонта скреперования, а также рудоспуски

Отрезные восстающие и щели, с помощью которых создается вертикальная обнаженная плоскость забоя, горизонтальные и вертикальные ходы, служащие для перемещения людей, вентиляционные бойки и ряд других выработок, рассмотрение которых вследствие их тесной связи с очистной выемкой возможно только при изучении отдельных систем разработки.

Объем подготовительных работ характеризуется следующими показателями.

1. Удельным объемом подготовительных работ, показывающим процентное отношение объема (или веса) руды, добытой из подготовительных выработок к извлекаемым запасам этажа или блока. В зависимости от системы разработки и характера месторождения удельный объем подготовительных работ изменяется от 2—3 до 10—15%, иногда до 25%. Недостатком указанного показателя является то, что он не отражает объема полевой подготовки.

2. Количеством руды, приходящейся на 1 м длины подготовительных выработок. Этот показатель отражает объем рудной и полевой подготовки, но не учитывает размеров сечения подготовительных выработок. Обратная величина этого показателя, увеличенная в 1000 раз, называется коэффициентом подготовки и показывает число погонных метров подготовительных выработок, приходящихся на 1000 т готовых к выемке запасов руды.

Для определения соотношения добычи из отдельных выработок блока удобно пользоваться таблицей, составленной по приложенной ниже форме (табл. 3.) Числовые величины в этой таблице приведены для системы поэтажных штреков при полевой подготовке рудного тела мощностью 14 м; объемный вес руды 4 т/м³.

Пользуясь такой таблицей, 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 указанного случая удельный объем подготовительных работ составляет

$$\frac{8368}{152432} \cdot 100\% = 5,5\%,$$

Таблица 3

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
<i>Подготовительные выработки</i>							
Штрек откаточный . . .	50	400	—	—	—	—	—
Орт откаточный	40	320	448*	0,27	—	448	0,30
Блоковый восстающий	60	240	960	0,57	—	960	0,63
<i>Нарезные выработки</i>							
Штрек скреперования	50	300	1 200	0,71	—	1 200	0,78
Штреки подэтажные	200	1 000	4 000	2,4	—	4 000	2,64
Отрезной восстающий .	50	200	800	0,47	—	800	0,51
Дучки	80	240	960	0,58	—	960	0,64
Итого .	530	2 700	8368	5,0	0,0	8 368	5,5
<i>Очистная выемка</i>							
Подсечка	—	2 800	11 200	6,7	3,0	10 664	7,0
Отрезная щель	—	2 000	8 000	4,8	5,0	7 600	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	—	7 608	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 м³)

коэффициент подготовки

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

В процентах к объему блока объем подготовительных выработок составит

$$\frac{2700}{42600} \cdot 100\% = 6,4\%,$$

где 42 600 — объем руды в блоке

Этот показатель выше, чем удельный объем подготовительных работ (5,5%), так как он учитывает объем выработок, проводимых по пустым породам (штрек откаточный и часть откаточного орта).

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;

удобные и безопасные условия передвижения людей, доставки материалов и оборудования по выработкам;

минимальные потери руды в целиках, предохраняющих подготовительные выработки; при этом размеры целиков должны обеспечивать сохранность выработок в течение всего периода отработки блока или этажа;

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

Возможные схемы расположения откаточного штрека в весьма тонких и тонких рудных телах изображены на рис. 41.

Выбор между этими схемами зависит от характера элементов залегания жилы, боковых пород, срока службы штрека и др. При беспокойном залегании жилы, непостоянной мощности ее, наличии сбросов предпочтительнее отдают схемам *a* и *г*, позволяющим лучше следить за жилой. Выбор между схемами *б* и *в* или *д* и *е* определяется устойчивостью пород висячего и лежачего боков и сроком существования штрека. Если срок существования значительный, штрек следует располагать в более крепких породах.

В мощных месторождениях рудные штреки располагают по контакту с лежачим или висячим боком (рис. 42, *a*, *в*), либо посередине рудного тела (рис. 42, *б*). В последнем случае штрек получается более прямолинейным. Посередине рудного тела проводят штрек также при двустороннем расположении рудоспусков. Выбор между схемами *a* и *в* определяется величиной горного давления и характером контакта. Например, при неправильной форме лежачего бока

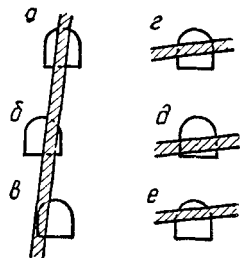


Рис. 41. Расположение штреков в тонких жилах

и выдержанных элементах залегания всяческого бока отдают предпочтение схеме *в*.

Для выявления границы оруденения из откаточных штреков через определенные интервалы в сторону лежачего или всяческого бока проводят разведочные орты

В рудных телах весьма большой мощности на основном горизонте проводят штрек и орты (рис 42, *г*) или несколько штреков (рис 42, *д*), в первом случае откаточный штрек часто располагают по пустым породам На рис 43 изображен план выработок основного горизонта

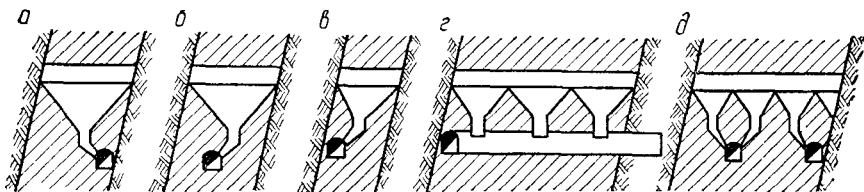


Рис 42 Расположение штреков в мощных рудных телах

Главный откаточный штрек 1 пройден в породах лежачего бока, а рудные тела через определенные интервалы рассечены ортами 3 По ответвлению одной из залежей вместо ортов пройден рудный штрек 2.

Способы подготовки, применяемые в Криворожском железорудном бассейне для весьма мощных рудных тел, изображены на рис 44

В лежащем боку месторождения на расстоянии 50—60 м от контакта месторождения проводится двухпутевой откаточный штрек, а в всячем боку однопутевой Эти штреки через 50—60 м сбивают ортами-заездами (рис 44, *а*) При большой емкости откаточных сосудов и мощных электровозов площадь сечения двухпутевого откаточного штрека возрастает до 20 м², что вызывает уменьшение его устойчивости

Вопрос устойчивости откаточных выработок приобретает особое значение при разработке сдвоенными или строенными этажами Поэтому для глубоких горизонтов при использовании большегрузных вагонов более целесообразна схема подготовки, изображенная на рис. 44, *б*. Здесь в лежащем боку проходятся два однопутевых откаточных штрека на расстоянии 70—80 м друг от друга, 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 всяческому боку для улучшения проветривания ортов-заездов.

Вследствие того, что откаточный горизонт будет позже являться вентиляционным для нижележащего этажа, расположе-

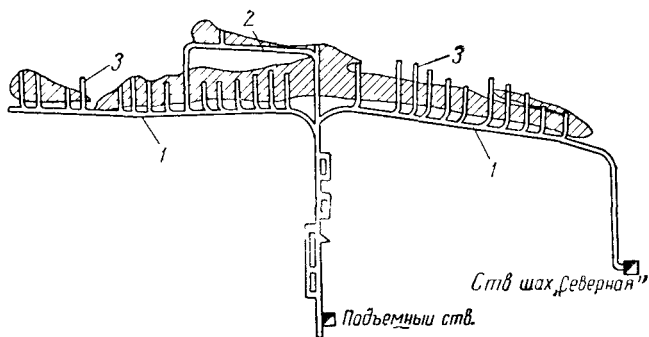


Рис 43 Подготовка месторождения полевыми штреками и ортами

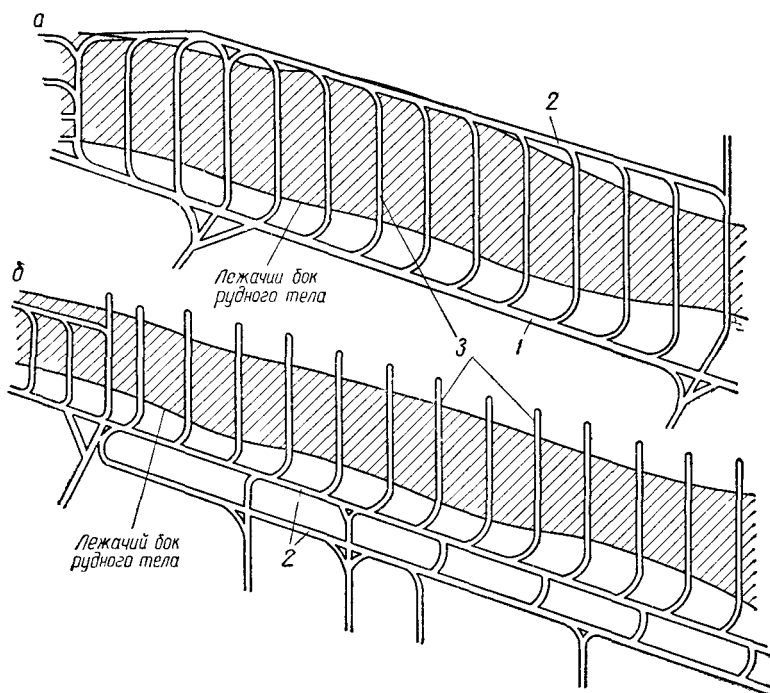


Рис 44 Схемы подготовки весьма мощного рудного тела
1 — двухпутевой штрек, 2 — однопутевой штрек, 3 — орты заезды

ние выработок на этих горизонтах в большинстве случаев одинаково.

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 последнее время в мощных и весьма мощных рудных телах чаще применяют полевую подготовку. Полевая подготовка может оказаться целесообразной и в рудных телах мощностью 3—5 м.

Полевая подготовка по сравнению с рудной имеет следующие достоинства.

1. Меньшие расходы на ремонт крепи, так как подготовительные выработки проводятся в боковых породах. Вследствие меньшего давления на откаточные выработки возможно увеличение высоты этажа. Кроме того, уменьшение объема работ по перекреплению откаточных выработок благоприятно сказывается на работе транспорта.

2. Меньшие запасы руды в междуэтажных целиках и, следовательно, меньшие потери руды. Оработку целиков можно начинать сразу после окончания выемки блоков без нарушения схемы вентиляции.

3. Лучшая общая схема вентиляции. В некоторых случаях, например при фланговом проветривании и отступающей выемке, штрек вышележащего этажа может быть сохранен как вентиляционный только в том случае, если он пройден в боковых породах на достаточном расстоянии от рудного тела.

4. 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.

К недостаткам полевой подготовки относятся

1. Большие затраты на подготовку вследствие того, что проходка подготовительных выработок окупается их попутной добычей руды, а также вследствие необходимости проходить квершлагаи до рудного тела.

2. Сложность попутной разведки месторождения, а также некоторое ухудшение дренажа месторождения.

Следует указать, что выбор полевой или рудной подготовки тесно связан с выбором схемы проветривания и направления выемки.

Из рис. 10 (гл. III) видно, что при центральной схеме проветривания и наступающей выемке для нормальных условий проветривания необходимо сохранение верхнего (вентиляционного) штрака на всем его протяжении в течение всего времени отработки этажа или крыла. Поэтому требуется полевая подготовка. При отступающей выемке и центральном проветривании

погашение выработанного пространства и вместе с ним верхнего вентиляционного штрека не нарушает вентиляции, поэтому возможна как рудная, так и полевая подготовка.

Для диагонального проветривания наблюдается обратная картина (рис. 11, гл. III). При наступающей выемке погашение вентиляционного штрека на участках отработанных блоков не нарушает вентиляции, поэтому возможна и рудная и полевая подготовка, а при отступающей выемке сохранение вентиляционного штрека обязательно, поэтому необходима полевая подготовка.

На выбор полевой или рудной подготовки влияют и системы разработки. Например, если применяются системы разработки, при которых после отработки блока не происходит нарушения вентиляционного штрека (системы с креплением и закладкой), то возможна и рудная и полевая подготовка для любой схемы проветривания и любого направления очистной выемки. Однако при большинстве систем разработки рудных месторождений невозможно или нецелесообразно сохранение верхнего рудного штрека после окончания очистной выемки в блоке, поэтому к выбору полевой или рудной подготовки нужно подходить с учетом вышеуказанных факторов.

§ 3. Расположение и крепление восстающих

Расположение восстающих относительно рудного тела зависит от расположения выработок основного и вентиляционного горизонтов, так как они соединяются этими восстающими. Так же как и штреки, восстающие проходят по месторождению и в породах лежащего или (реже) висячего бока месторождения.

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

По условиям проведения восстающие можно разделить на два типа: восстающие первого типа проходят в массиве руды или пустой породы до начала очистных работ в блоке, восстающие второго типа наращивают по мере продвижения вверх очистной выемки и располагают в открытом очистном пространстве, в закладке или в отбитой руде. Восстающие первого типа имеют большее распространение и необходимы почти для любой системы разработки. Восстающие же второго типа применяют только при некоторых системах и используют для какой-либо специальной цели — спуска руды из очистного забоя, сообщения, доставки материалов. Соответственно своему назначению они иногда называются рудоспусками, ходками и т. д. Восстающие первого типа в большинстве случаев служат одновременно для

нескольких целей: сообщения с очистным забоем, доставки материалов, проведения подэтажных и слоевых выработок, вентиляции, доставки закладочного материала.

На рис. 45 представлены основные схемы расположения восстающих.

На рис. 46 показано различное положение восстающих относительно очистного забоя.

При выборе схемы расположения восстающих необходимо обеспечить минимальные расходы по их проходке и ремонту, удобство и безопасность доступа в очистной забой, легкость

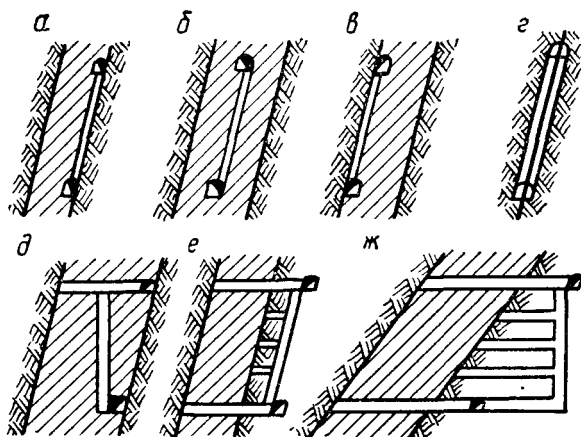


Рис. 45. Основные схемы расположения восстающих:

a — наклонный восстающий, пройденный по контакту с лежащим боком; *б* — то же, посредине мощности рудного тела; *в* — то же, по контакту с висячим боком; *г* — наклонный восстающий в тонкой жиле; *д* — вертикальный восстающий в мощном рудном теле; *е* — наклонный полевой восстающий; *ж* — вертикальный полевой восстающий

доставки материалов, хорошее проветривание очистных забоев, минимальные затраты труда на доставку руды в очистном забое. Выбор схемы расположения восстающих определяется в основном принятой системой разработки.

Восстающие в большинстве случаев примыкают не к кровле и почве откаточных выработок, а к их стенкам, благодаря чему значительно уменьшается опасность падения в восстающие людей, передвигающихся по верхнему горизонту, и становится более безопасным выход людей в откаточную выработку ниже горизонта. Кроме того, смещение восстающего в сторону удобно в отношении устройства и обслуживания люков для выпуска руды. Устье восстающего должно быть перекрыто лядой или решеткой и хорошо освещено.

Число отделений в восстающем и размеры восстающего в свету зависят от его назначения.

Восстающие с одним отделением представляют собой обычно наращиваемые в очистном пространстве ходки или рудоспуски.

Способы крепления и оборудования восстающих зависят от назначения, срока их службы, мощности рудного тела, крепости висячего и лежащего боков, а также от того, будет ли данный восстающий наращиваться в открытом очистном пространстве, в закладочном материале или отбитой руде.

На рис. 47, *а* изображен рудоспуск с одним отделением, наращиваемый в узком открытом очистном пространстве, закрепленный распорками и обшитый внутри досками или горбылями. На рис. 47, *б* показан рудоспуск в пологопадающей жиле,

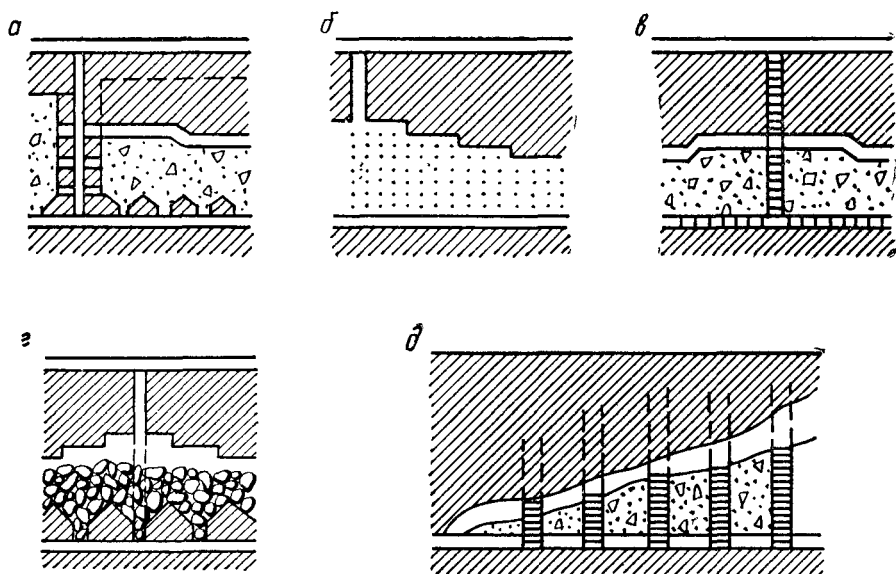


Рис. 46. Расположение восстающих относительно очистного забоя:

а — восстающий расположен в междукammerном целике и не соприкасается непосредственно с очистным пространством; *б* — по мере развития очистной выемки нижняя часть восстающего оказывается в открытом очистном пространстве; *в* — по мере развития очистной выемки нижняя часть восстающего выкрепляется в закладке; *г* — по мере развития очистной выемки нижняя часть восстающего погашается; *д* — восстающие возводятся (наращиваются) по мере подвигания вверх очистной выемки

закрепленный стойками и обшитый внутри досками, а на рис. 47, *в* — рудоспуск, закрепленный срубовой крепью из круглого леса. Такой тип крепи характерен для вертикальных и наклонных рудоспусков, возводимых в закладочном материале. Рудоспуск, закрепленный срубом из брусьев, показан на рис. 47, *г*. При плотной крепи без пролетов между венцами внутренней обшивки в рудоспуске иногда не делают.

На рис. 47, *д* изображен ходовой восстающий с одним отделением, закрепленный срубом из брусьев. Он может проходиться наклонно или вертикально. Ходовые восстающие в одно отделе-

не крепят так же, как рудоспуски, изображенные на рис. 47, а, б, г, но при сплошной срубовой крепи в них не требуется внутренней обшивки. Размеры ходка определяются требованиями удобства расположения лестниц и передвижения людей.

Восстающие в крепких породах обычно не крепят. В них через определенные расстояния (4—6 м) устанавливают распорки для сооружения полков.

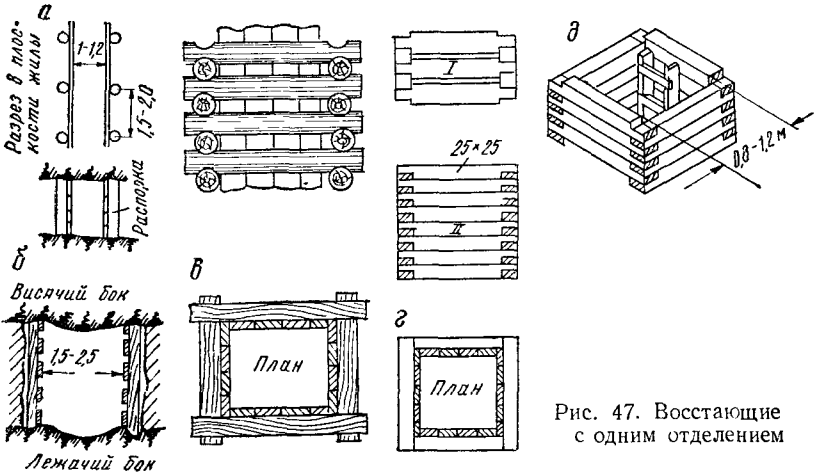


Рис. 47. Восстающие с одним отделением

В восстающих с двумя и более отделениями одно из отделений всегда служит лестничным ходком, а другое — предназначается для различных целей: спуска руды на нижний откаточный горизонт, спуска закладки с верхнего горизонта в очистной забой, доставки материалов.

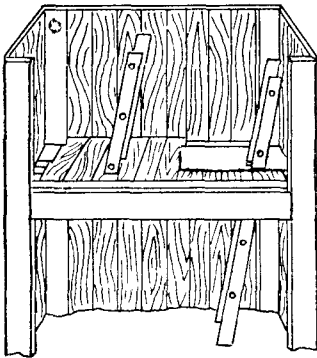


Рис. 48. Установка лестниц в восстающем

Лестницы в ходовом отделении имеют длину в среднем 4 м, угол наклона не больше 75—80° и располагаются с наклоном в одном направлении, как показано на рис. 48, или в двух направлениях (рис. 49). Первый способ расположения применяют обычно в наклонных восстающих, второй — в вертикальных.

На рис. 50 изображен наклонный восстающий с двумя отделениями (рудоспускным и лестничным), закрепленный распорной крепью, широко распространенной при разработке маломощных жил.

Вертикальный восстающий, изображенный на рис. 49, пройден в устойчивых породах и закреплен венцовой крепью

на стойках (бабках). Рудоспускное отделение обшивается досками внутри, а ходовое отделение — обычно затяжкой снаружи.

Размеры рудоспуска выбирают с учетом крупности и количества спускаемой по нему руды. Размер сечения рудоспуска должен превышать размер наиболее крупных кусков руды в 4—5 раз во избежание образования в нем заторов руды («пробок»).

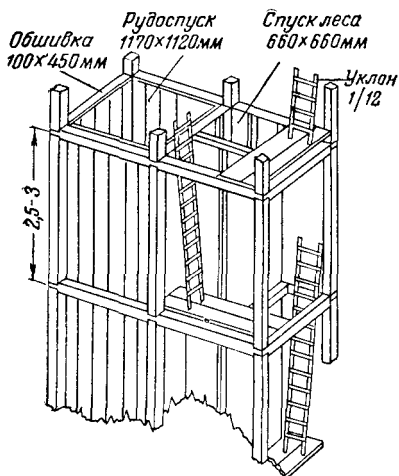


Рис. 49. Вертикальный восстающий с тремя отделениями

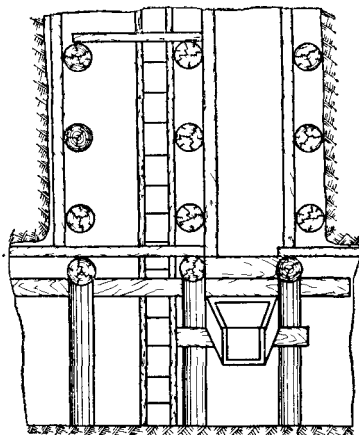


Рис. 50. Восстающий с распорной крепью

Проходка восстающих выработок обходится дороже, чем горизонтальных (при одинаковых размерах). В тонких и весьма тонких рудных телах проходка восстающих значительно удорожает стоимость добычи, поэтому целесообразно увеличивать длину блоков до максимально возможных пределов.

§ 4. Общий порядок подготовки

Подготовка этажа тесно связана со вскрытием его и с очистной выемкой. Некоторые вопросы подготовки этажей рассмотрены в § 9 предыдущей главы.

Ранее было указано, что подготовка должна опережать очистную выемку. При разработке мощных месторождений системами с небольшим удельным объемом подготовительных работ выдерживать установленное опережение обычно не составляет затруднений. В маломощных месторождениях интенсивность очистной выемки часто определяется скоростью подготовки. В связи с переходом некоторых шахт на работу спаренными

этажами и очистной выемкой одновременно в двух и более этажах вопросы своевременной подготовки приобретают особо важное значение.

Различают две основные схемы подготовки этажей: последовательную и параллельную.

Последовательная подготовка применяется в мощных рудных телах, когда большие запасы руды на этаже обуславливают отработку его в течение длительного времени. Для ускорения подготовки этажа выработки иногда проходят

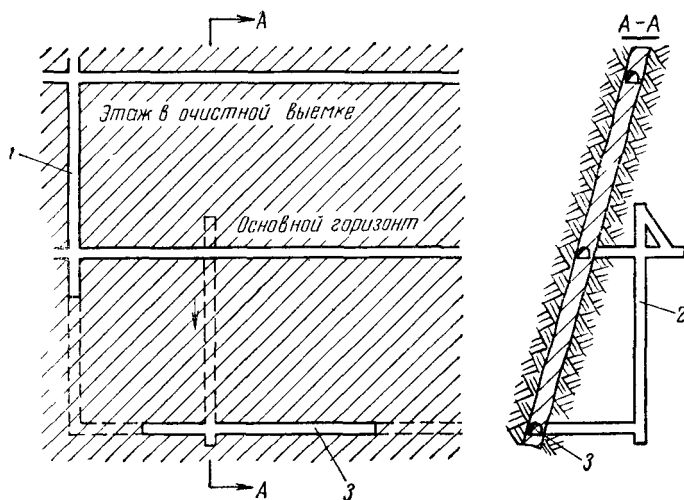


Рис. 51. Подготовка из временного слепого ствола:

1 — подъемный ствол, 2 — слепой ствол; 3 — штрек на подготавливаемом горизонте

из временных слепых стволов, располагаемых в породах лежащего бока или по месторождению (рис. 51). Число слепых стволов определяется размерами шахтного поля и требуемой скоростью подготовки. Стволы оборудуются клетевым подъемом.

Такой способ ускорения подготовки этажа вследствие присутствия ему недостатков следует применять только в порядке исключения, когда другие, более рациональные методы ускорения подготовки непригодны.

Основные недостатки этого способа: необходимость проходки и оборудования дорогостоящих слепых стволов, имеющих временное назначение; усложнение транспортирования породы из подготовительных забоев на поверхность; иногда сложность проходки выработок в направлении главного ствола вследствие скопления воды в забое.

При параллельной подготовке одновременно ведется проходка подготовительных выработок на нескольких эта-

жах. В этом случае достигается высокая скорость подготовки. Этот способ подготовки имеет по сравнению с последовательным ряд серьезных достоинств: 1) меньшая стоимость углубки главного ствола благодаря проходке его сразу на несколько этажей; 2) детальная разведка рудного тела на значительную глубину, облегчающая планирование горных работ; 3) лучшие условия очистной выемки вследствие опережающего дренажа.

В связи с высокой интенсивностью разработки месторождений, достигнутой за последнее время, а также возросшей глубиной работ целесообразно предусматривать при строительстве новых рудников специальные подъемные установки для обслуживания горнокапитальных работ, путем проходки специальных подготовительных стволов, или оборудования этими установками вспомогательных стволов.

Глава VI

ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ (ТЕХНОЛОГИЯ) ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

§ 1. Отбойка руды шпурами

Процесс очистной выемки включает три основные производственные операции: 1) отбойку руды, т. е. отделение ее от рудного массива, 2) выпуск отбитой руды и доставку ее до откаточного горизонта, 3) поддержание выработанного пространства.

Только в очень редких случаях какая-либо из этих операций исключается из процесса очистной выемки. Так, отбойку не ведут при особых методах эксплуатации месторождений — извлечении металла из руд путем выщелачивания и добыче солей методом растворения. Доставка руды в некоторых случаях, например при разработке с магазинированием руды, происходит под действием силы тяжести; поддержание выработанного пространства иногда осуществляют оставлением целиков руды.

Насколько важно значение этих трех производственных операций, можно видеть из того, что расходы по этим операциям обычно составляют 75—90% от общей суммы расходов по очистной выемке. Последние же, в свою очередь, составляют 40—60% от общей суммы всех расходов по руднику.

Ознакомление с основными сведениями по отбойке, доставке и поддержанию до изучения систем разработки необходимо потому, что это позволит легче понять в последующем изучаемые системы разработки, а также избежать ненужных повторений при их описании.

При разработке рудных месторождений отбойку руды ввиду ее обычно высокой крепости, как правило, ведут буровзрывным способом.

Ручную отбойку применяют только в качестве вспомогательной, для разборки забоя после взрыва.

Гидравлический способ отбойки, получивший широкое распространение на открытых работах, под землей применяют пока только для выемки угля; добыча руд этим способом находится еще в стадии эксперимента.

По характеру размещения заряда взрывчатых веществ (ВВ) различают три способа отбойки: шпурами, скважинами и камерными (минными) зарядами.

В практике и литературе не установлено четкой границы между понятиями шпур и взрывная скважина. Обычно термин «шпур» применяют при глубине его до 5—6 м, а термин «скважина» при большей глубине. Скважины глубиной 6—10 м, пробуренные колонковыми или телескопными перфораторами с помощью свинчивающихся штанг, именуют часто штанговыми шпурами.

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

Основными показателями, характеризующими эффективность отбойки шпурами или скважинами, являются сменная производительность труда бурильщика и качество дробления руды.

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

$$P = \lambda L, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где L — сменная производительность бурильщика в метрах шпура;

λ — выход руды с 1 м шпура.

Величина, обратная выходу руды, показывает длину шпура, приходящуюся на 1 м³ отбитой горной массы, и называется удельным шпурометражем.

Качество дробления руды выражается выходом негабарита.

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

Обобщающим показателем эффективности отбойки буровзрывным способом является себестоимость 1 т (м³) горной массы по буровым и взрывным работам с учетом затрат на вторичное дробление.

Несмотря на широкое распространение в последние годы отбойки с помощью глубоких скважин, шпуровой метод при разработке рудных тел небольшой мощности остался наиболее распространенным.

Шпуровому методу отбойки присущи следующие достоинства: хорошее дробление руды, минимальные потери и разубоживание вследствие возможности производить отбойку точно по контурам рудного тела. Отсутствие негабаритных кусков позволяет отказаться от устройства горизонта вторичного дробления. Небольшой вес зарядов, взрывааемых одновременно, способствует лучшему сохранению крепи выработок и временных поддерживающих целиков.

Не останавливаясь на обычных средствах увеличения производительности бурения, известных из курса буровзрывных работ, рассмотрим три наиболее важных и специфических для очистной выемки.

1. Подбор целесообразных глубин, диаметра и схемы расположения шпуров. Увеличение глубины и диаметра шпуров, как правило, приводит к снижению шпурометража на 1 м^3 руды, но в каждом отдельном случае существует целесообразный предел их увеличения. Глубокие шпуры с большими зарядами ВВ в неподходящих условиях, например при небольшой мощности рудного тела и недостаточно крепких боковых породах, могут вызвать серьезные осложнения в работе, увеличить потери и разубоживание руды.

Кроме того, увеличение глубины и (особенно) диаметра шпура сопровождается снижением скорости бурения и часто является причиной большого выхода негабарита, который требуется повторно дробить, затрачивая много дополнительного труда и взрывчатых материалов. Поэтому при разработке тонких жил в последнее время наблюдается стремление к переходу на отбойку шпурами малого диаметра (28—32 мм), что уменьшает разубоживание, потери руды и выход негабарита.

В очистных забоях небольшой ширины применение бурильного молотка на колонке нерационально, так как очень много времени затрачивается на его перестановку. Применение ручных бурильных молотков в этих условиях более целесообразно, если шпуры необходимо бурить вниз. Бурение горизонтальных шпуров ручным бурильным молотком облегчается применением пневматических распорных колонок, но если позволяют условия, лучше бурить шпуры вверх, применяя телескопные перфораторы. Однако при взрывании восходящих шпуров иногда образуется много заколов, вследствие чего требуется тщательная и трудоемкая оборка кровли. В этом отношении отбойка горизонтальными шпурами имеет преимущество.

2. Увеличение заряда в шпуре. Сократить число шпуров в забое и за счет этого снизить шпурометраж на 1 м^3 руды можно также путем увеличения заряда в шпуре. Так как увеличение диаметра шпура понижает скорость бурения и не всегда целесообразно, то для увеличения заряда в шпуре последний иногда «простреливают», образуя на дне его камеру.

Величина заряда может быть заметно увеличена также за счет большей плотности заряжания и устранения зазора между стенками шпура и зарядом.

3. Увеличение числа обнаженных плоскостей. Практика показывает, что отбойка неглубокими шпурами при двух обнаженных плоскостях дает увеличение производительности труда бурильщика в 1,5 раза по сравнению с отбойкой при одной обнаженной плоскости. Поэтому очистную выемку тонких жил стремятся вести при двух обнаженных плоскостях.

Увеличение числа обнаженных плоскостей в условиях отбойки глубокими шпурами и взрывными скважинами нередко приводит к увеличению выхода негабарита, особенно, если руды имеют относительно редкую сеть трещин. Учитывая это, отбойку крупными концентрированными зарядами следует вести при одной, максимум двух обнаженных плоскостях.

Тип бурильного молотка, глубина и направление шпуров, положение бурильщика относительно кровли и боков очистного забоя, величина заряда, порядок взрывания шпуров оказывают существенное влияние на безопасность труда забойных рабочих, а также на величину потерь и разубоживания руды.

Мероприятия по созданию наиболее безопасных условий труда при буровзрывных работах, снижению потерь и разубоживания руды будут приведены ниже, в процессе рассмотрения отдельных систем разработки.

Производительность труда бурильщика изменяется в среднем от 5—15 м³/смену (при мелкошпуровой отбойке) до 30—50 м³/смену (при отбойке штанговыми шпурами).

В табл. 4 приведены параметры шпуровой отбойки на некоторых отечественных рудниках.

Таблица 4
Параметры шпуровой отбойки на некоторых отечественных рудниках

Рудник	Система разработки	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Мощность рудного тела, м	Ширина забоя, м	Средняя глубина шпура, м	Выход горной массы на один шпурометр, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Джезказганский	Камерно-столбовая	12—14	4,5—12	20	3—5	0,7	0,7—0,8
Златоустовский	Подэтажные штреки	14—16	4—5	4—5	1,5—2	1,06	—
Ниттис-Кумужье	Потолкоуступная с распорной крепью	8—10	До 0,7	0,8—1,0	2,0	0,29	2,8
Аляскитовый	С магазинированием руды	12—15	До 1,4	1,5—2,0	1,3—1,5	0,22	2,18—2,30

Продолжение табл. 4

Рудник	Система разработки	Коэффициент крепости руды по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Мощность рудного тела, м	Ширина забоя, м	Средняя глубина шпура, м	Выход горной массы на один шпурометр, м ³	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Им. Лазо	С маганизированием руды	15—18	0,50—0,67	1,5—2,0	1,2—1,5	0,35—0,40	1,5—1,6
Белоусовский	Горизонтальные слои с закладкой	10—12	3,0	2,5	2,5	0,4—0,5	2,0
Аляскитовый	С подрывкой вмещающих пород и закладкой	10—18	0,12	0,45	1,05	0,18	1,85
Им. III Интернационала	Слоевое обрушение	5—6	10	2,5	1,5—1,8	0,6—0,7	1,1
Дегтярский	Подэтажное обрушение	12—14	15	2,5—3	1,7	0,8	0,8

Отбойка штанговыми шпурами. Процесс бурения штанговых шпуров и применяемое оборудование известны из курса буровзрывных работ, поэтому приводить описание их здесь не будем.

Основное достоинство отбойки с помощью штанговых шпуров по сравнению с мелкошпуровым способом — это более высокая производительность труда бурильщика; по сравнению же с отбойкой скважинами — меньшие потери и разубоживание руды, меньший выход негабарита, а также меньший сейсмический эффект от взрывов. Эти обстоятельства имеют большое значение при выборе способа отбойки.

На производительность штангового бурения существенное влияние оказывают глубина и диаметр шпуров. Влияние глубины сказывается тем сильнее, чем меньше длина одной штанги (больше соединений), так как живая сила удара поглощается в основном в местах соединений. Поэтому при бурении глубоких шпуров сплошными гибкими бурами (Швеция, Канада) уменьшение производительности с глубиной значительно меньше, чем при бурении составными (штанговыми) бурами.

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 10—18 м (иногда до 20—25 м), сменная производительность 18—25 м шпура.

Показатели отбойки штанговыми шпурами на Миргалимсайском руднике в рудах с коэффициентом крепости 10—12 приведены в табл. 5.

Таблица 5

Показатели отбойки штанговыми шпурами на Миргалимсайском руднике

Марка перфоратора	Диаметр коронки, мм	Глубина бурения, м	Число бурильщиков	Производительность бурения, м/смену		Производительность труда бурильщика, м/смену	Выход негабарита, %	Выход руды с 1 м шпура т
				максимальная	средняя			
КЦМ-4	75—77	4,5—7	Один на два перфоратора	16	7—8	70—80	2—3	10
ТП-4	75—77	4,5—8	То же	10	3,5—4	40	2—3	10

§ 2. Отбойка руды глубокими скважинами и камерными зарядами

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

Применяются следующие способы бурения глубоких скважин:

1) вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами или алмазами; 2) вращательное дробовое бурение; 3) вращательное бурение шарошками; 4) ударно-вращательное бурение погружными молотками (пневмоударниками).

Опыты по применению в подземных условиях ударно-канатного бурения до настоящего времени не дали положительных результатов.

Вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами или алмазами

Вращательное бурение глубоких взрывных скважин коронками, армированными твердыми сплавами, впервые в мировой практике было применено в 1935 г. на рудниках Криворожского бассейна. В настоящее время этот способ бурения применяется на рудниках для подземной отбойки руды с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова до 7—8. В более крепких рудах производительность вращательного бурения коронками с твердыми сплавами оказывается очень низкой и применение этого способа бурения неэкономично.

Для вращательного бурения твердосплавными коронками применяют буровые станки НИГРИ-4, ГП-1 и станок конструкции инж. А. А. Миняйло.

Так как конструкции этих станков, их работа и применяемый буровой инструмент детально рассматриваются в курсе буро-

взрывных работ, ограничимся изложением некоторых сведений о работе станков и их производительности.

Все эти станки предназначены для бурения скважин под любым углом наклона к горизонту и глубиной до 50 м.

Чаще всего для бурения применяют коронки, представляющие собой «корончатое кольцо», рабочий торец которого оснащен резцами из твердого сплава, выступающими из тела коронки на 1—1,5 мм.

Расход твердого сплава на 1 м скважины диаметром 75—85 мм составляет в среднем 5—10 г в зависимости от крепости пород.

Число оборотов коронки принимают исходя из окружной скорости ее резцов — от 0,6 до 0,8 м в мягких малотрещиноватых породах и от 0,4 до 0,6 м/сек в более крепких породах. При диаметре коронки 85 мм такие скорости соответствуют 100—200 об/мин. В последнее время наблюдается тенденция к бурению при 700—800 об/мин.

Скорость бурения взрывных скважин коронками, армированными твердым сплавом, зависит от большого числа факторов, в первую очередь от физических свойств руды (породы), диаметра скважины, мощности двигателя бурового станка, числа оборотов, материала резцов коронки. Обычно она колеблется от 2—3 до 15—25 м/смену.

Скорость бурения с увеличением глубины скважины снижается вследствие увеличения затрат времени на подъем и спуск инструмента и отчасти ввиду возрастания трения штанг о стенки скважины.

Бурение алмазными коронками в отечественной практике пока мало распространено, но в связи с открытием крупных месторождений алмазов в Якутской АССР является весьма перспективным.

Бурение алмазными коронками возможно в самых крепких породах при небольшом (30—40 мм) диаметре скважин. Последнее обстоятельство имеет важное значение для отбойки крепких руд, так как применение скважин указанного выше диаметра позволяет отказаться от вторичного дробления руды.

Как правило, для бурения взрывных скважин применяют коронки мелкоалмазные — в среднем от 100 до 200 алмазов на карат (карат=0,2 г), чаще бескерновые, обеспечивающие бурение без простоев, связанных с извлечением керна, и допускающие бурение с высоким числом оборотов (до 3000 в минуту).

Стойкость алмазных коронок зависит от крепости пород и равна 40—50 м при $f=10-12$ и 15—16 м при $f=18-20$. Коронка считается изношенной, если ее внешний диаметр уменьшился на 0,3—0,4 мм.

Экономичность алмазного бурения по сравнению с бурением твердосплавными коронками возрастает с увеличением крепости

пород. Сравнение скоростей бурения алмазными и твердосплавными коронками приведено в табл. 6.

Таблица 6

Скорости бурения алмазными и твердосплавными коронками

Режущий материал буровой коронки	Относительная скорость бурения при коэффициенте крепости пород				
	6	8	10	12	14
Твердый сплав	100	100	100	100	100
Алмазы	132	150	165	190	215

Производительность алмазного бурения на один станок в смену колеблется в среднем от 10 до 20 м в зависимости от крепости породы, диаметра скважины, типа станка и др. Выход руды на 1 м скважины при очистной выемке составляет от 5—8 до 15—20 т.

На рудниках Канады сменная производительность станка в крепких породах при диаметре скважин 38—47 мм составляет 15—30 м, стойкость алмазной коронки 10—20 м.

На рудниках Швеции наиболее распространены станки алмазного бурения Крелиус Х-3, Крелиус Х-4, приводимые в действие сжатым воздухом. Диаметр скважин 36 мм. Вес станка 70—100 кг, расход сжатого воздуха 5—7,5 м³/мин.

Вращательное дробовое бурение глубоких скважин

Этот способ бурения в 1950—1956 гг. являлся основным для бурения в крепких и весьма крепких рудах.

Обычный диаметр скважин 115—150 мм, глубина до 50 м, направление вертикальное (вниз).

В табл. 7 приведены показатели дробового бурения на отечественных рудниках.

Таблица 7

Рудник	Коэффициент крепости пород	Буровой станок	Диаметр скважины, мм	Глубина скважины, м	Производительность бурения, м/смену
Им. Губкина	16—18	ВЖР	115	40	1,81
Высокогорский	9—10	ВЖР	115	35	3,6
»	10—11	ВЖР	115	35	2,6
Сокольный	16—18	СВБ	152	До 35	0,64
Маслянский	15—18	ЗИВ-150	110	22—25	1,0

Низкая производительность, возможность бурения скважин только в одном направлении привели в последние годы к быстрому вытеснению дробового бурения бурением погружными перфораторами и шарошечными долотами.

Вращательное бурение скважин шарошечными долотами

Вращательное бурение шарошками в настоящее время широко распространено на Ленинградском, Быструшинском, Салаирском и некоторых других рудниках

В табл. 8 приведена техническая характеристика станков шарошечного бурения.

Таблица 8

Техническая характеристика станков шарошечного бурения

Показатели	Станок СБ 4	Станок БАШ 5
Диаметр скважин, мм	100—160	100—180
Глубина бурения, м	50	50
Диаметр буровых штанг, мм	89	89
Скорость вращения шпинделя, об/мин	94	120
Осевая нагрузка на шпиндель, кг	До 6000	До 7500
Общий вес станка с гидроприводом, кг	1329	823
Размеры станка, мм:		
длина	2500	—
ширина	750	—
высота	1200	—

Основными факторами, влияющими на производительность станков шарошечного бурения, являются осевая нагрузка на долото, скорость вращения его, интенсивность промывки.

Высокая скорость бурения шарошечными долотами достигается при осевой нагрузке не менее 4000—5000 кг. Увеличение числа оборотов влияет на скорость бурения в меньшей степени, чем увеличение осевой нагрузки.

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 табл. 9 приведены показатели шарошечного бурения на некоторых отечественных рудниках.

Таблица 9

Показатели шарошечного бурения на некоторых отечественных рудниках

Показатели	Быструшинский	Салаирский	Заводский	Им Дзержинского
	Коэффициент крепости пород			
	14—16	16—18	10—18	8—12
Станок	СБ-4	СБ-4	СБ-4	ВС-1
Диаметр скважины, мм	135—154	100	150	135
Производительность станка, м/смену	4,34	5,3	5,15	5,0
Стойкость долота, м	—	12,6	—	22

Несмотря на то, что шарошечное бурение для подземных работ еще не полностью вышло из стадии промышленного освоения, достигнутые показатели свидетельствуют о широких возможностях этого способа бурения.

На зарубежных рудниках при подземной разработке шарошечное бурение пока не нашло применения.

*Бурение скважин погружными перфораторами
(или пневмоударниками)*

Пневмоударник представляет собой пневматический перфоратор, входящий в скважину и не имеющий поворотного механизма. Штанги, подающие пневмоударник в скважину, приводятся во вращательное движение специальным электродвигателем. Сжатый воздух для работы пневмоударника и вода для удаления из скважины буровой мелочи поступают через штанги.

Бурение скважин пневмоударниками является в настоящее время одним из наиболее распространенных способов бурения на мощных месторождениях, особенно по крепким и весьма крепким рудам.

Техническая характеристика буровых агрегатов с пневмоударниками приведена в табл. 10.

Таблица 10

Техническая характеристика буровых агрегатов с пневмоударниками

Показатели	Марки станков					
	БМК-2Б	БЭС-2М	БА-100	БА-100м	НКР-100	АБ-1
Диаметр коронки, мм	106	115	100	100	105	70—90
Максимальная глубина скважины, м	35	50	50	50	80	50
Давление сжатого воздуха, атм	5	5	5	5—6	5—6	5—6
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	4,5	3	5	6	9	—
Расход воды, л/мин	20	16—20	8—12	8—12	15—20	—
Ход подачи, мм	1300	700	700	400	300	800
Максимальное усилие подачи, кг	—	800	600	600	600 и 1200	760
Тип пневмоударника	—	ПУ-9	М-1700	М-1900	М-1900	АБ
Диаметр штанги, мм	89	42	50	50	63,5	32
Длина штанги, мм	1300	1000—2000	1200	1200	1500	—
Направление скважин	От горизонтального до 90° вниз	От горизонтального до 90° вверх	От горизонтального до 90° вниз	Любое		
Общий вес агрегата (с распорной колонкой), кг	—	—	600	325	500	—

В результате лабораторных и производственных испытаний лучшими буровыми агрегатами признаны БА-100м и НКР-100.

Отметим некоторые факторы, оказывающие влияние на производительность бурения пневмоударниками.

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 оказывает существенное влияние на производительность бурения. 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 удара. Кроме того, возрастают затраты времени на вспомогательные спуско-подъемные операции.

Осевое усилие должно находиться в определенных пределах в зависимости от крепости пород. Отклонение его от оптимального в сторону уменьшения или увеличения приводит к снижению скорости бурения. В породах с коэффициентом крепости 8—12 осевое усилие станка БА-100 должно быть в пределах 200—250 кг.

Число оборотов бурового снаряда также выдерживается в определенных пределах. Чем ниже крепость, тем обычно больше должно быть число оборотов. В крепких скальных породах по данным испытаний на Высокогорском руднике скорость бурения начинает падать при увеличении числа оборотов бурового снаряда свыше 60—80 в минуту.

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

Показатели бурения. На Высокогорском железном руднике скважины бурят станком БА-100м в рудах с коэффициентом крепости 8—10. Глубина скважин 30—40 м. Средняя производительность в станко-смену 12—16 м, в отдельных случаях до 30 м.

На шахте «Гигант» Криворожского бассейна среднесменная производительность бурения станком БА-100м в рудах с коэффициентом крепости $f = 5—8$ при глубине скважины 15—33 м составляет 22 м. В рудах с коэффициентом крепости $f = 8—10$ среднесменная производительность равна 16 м (максимальная 23 м).

На руднике Темир-Тау Кузнецкого металлургического

комбината в породах с коэффициентом крепости $f = 12—18$ среднесменная производительность станка БА-100м составляет 10 м при горизонтальной бурении и 7,5 м — при вертикальном.

На руднике им. Губкина станками БА-100 бурят скважины в кварцитах ($f = 12—18$). Средняя производительность на станко-смену составляет 5—7 м.

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

$$D_n = d + E + \Delta dL, \text{ мм},$$

где D_n — 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, м;

L — глубина скважины, м.

Величина Δd для трехперого долота с опережающим лезвием (станок БА-100) составляет 0,122—0,152 мм/м. Стойкость долота в весьма крепких породах равна 0,8—3 м, в крепких 3—7 м, в средней крепости 7—20 м.

Расчет зарядов глубоких скважин

В практике подземной отбойки руды глубокими взрывными скважинами обычно пользуются следующими схемами расчета: 1) для заданного диаметра скважины, а следовательно, известной величины заряда определяют расстояние между осями скважин; 2) 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 ни одна из них не является достаточно надежной для любых условий.

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 фактиче-

ского объема породы, подлежащего взрыванию зарядом данной скважины, на удельный расход ВВ.

Для облегчения основанного на этом принципе расчета диаметра скважин или расстояния между ними и величины расчетной линии сопротивления (р. л. с.) предложены довольно простые формулы, по которым диаметр скважины d определяется при заданной величине р. л. с. или наоборот

$$d = \frac{W}{\sqrt{\frac{7,85\Delta\tau}{k'm}}},$$

где d — диаметр скважины, м;

W — длина расчетной линии сопротивления, м;

Δ — плотность ВВ в заряде, принимаемая по табличным данным в зависимости от типа ВВ *;

τ — относительная длина заряда в скважине, характеризующая степень заполнения скважин ВВ и принимаемая при глубине скважин 5, 10, 30 и 50 м соответственно 0,7, 0,8, 0,9 и 0,95;

k' — удельный расход ВВ *, кг/м³;

m — коэффициент, изменяющийся от 0,7 до 1,3 в зависимости от слоистости пород.

Следует отметить, что величина удельного расхода ВВ k' , определенная по таблицам только в зависимости от крепости породы, является приближенной. Поэтому величину k' обычно принимают на основании практики данного рудника с учетом конкретных горногеологических условий.

Показатели отбойки глубокими скважинами

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. Там же будут приведены подробные показатели отбойки и параметры сетки скважин.

Показатели отбойки скважинами для некоторых отечественных и зарубежных рудников приведены в табл. 11.

Отбойка камерными зарядами

Благодаря большой эффективности отбойка глубокими скважинами в последние годы почти полностью вытеснила отбойку камерными зарядами, недостатком которой является значитель-

* Л. И. Барон и др. Взрывные работы. Промстройиздат, 1953.

Таблица 11

Показатели отбойки скважинами на некоторых отечественных рудниках

Рудник	Характеристика руды	Диаметр скважин, мм	Величина ЛНС, м	Расстояние между скважинами, м	Длина скважин	Расположение скважин	Выход руды с 1 м скважин, т	Расход ВВ, кг/т	
								на первичную отбойку	на вторичное дробление
Им. Кирова, комбинат «Апатит»	Средней крепости	150	5,2	4,0	48,5	Вертикальные параллельные	55,0	0,236	0,140
Высокогорский	Крепкие	115	5,0	3,5	40,0	То же	73,6	0,212	0,1—0,2
Сокольный	Весьма крепкие (микрокварцит)	152	3,5—4,0	3,0	10,0	»	32—36	0,47	0,37
Флин-Флон (Канада)	Весьма крепкие сульфидные руды	36,5	1,5—1,8	2,4	10,0	»	21,8	—	—
Норильский	Крепкие, сильно-трещиноватые	72	1,5—1,7	До 2	15,0	Вертикальные веерные	8—10	0,15—0,3	До 0,12
Им. Кирова (Кривой Рог)	Средней крепости	85	2,0—2,5	3,0—4,0	25	Горизонтальные параллельные	30,0	0,115	0,045
Тырныаузский	Весьма крепкие	100—110	3,5	3	29—31	То же	32	0,35	0,2
Салаирский	Крепкие, трещиноватые	130	5,0	4—4,5	25	»	50	0,200	—
Им. Дзержинского, шахта «Гигант»	Средней крепости, трещиноватые	85—90	4,0—5,0	—	35	Горизонтальные веерные	24—34	0,100—0,140	0,05—0,1
Сноу Лейк (Канада)	Крепкие	51—54	1,5—3,1	1,5—3,6	15	То же	6,2—9,6	—	—

ный объем трудоемких работ по проведению минных выработок, трудность контроля за полнотой отбойки руды у контактов и регулирования крупности отбиваемой руды.

Наряду с высоким выходом рудной мелочи и пыли, при отбойке минными камерами получается много крупных глыб, требующих вторичного дробления.

Камерные заряды применяются как основной способ отбойки при очистной выемке, а также в качестве вспомогательного способа вместе со скважинами для массового обрушения целиков.

Отбойку камерными зарядами применяют, в частности, на Тырнаузском руднике в весьма устойчивых рудах 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/м³, на вторичное дробление 3—3,6 кг/м³.

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.

Подробнее отбойка камерными зарядами будет рассмотрена при описании соответствующих систем разработки.

§ 3. Вторичное дробление руды

Чрезмерное измельчение руды при отбойке нежелательно, так как связано с излишним расходом ВВ. Образование больших количеств рудной мелочи иногда осложняет процесс очистной выемки.

Еще большие трудности вызывает руда, отбитая очень крупными кусками. Крупные куски являются главной причиной образования в воронках и рудоспусках заторов, ликвидация которых сложна, иногда опасна, требует много труда и времени. Интенсивность выпуска руды и производительность блока зависят в основном от крупности отбитой руды.

Разбивка крупных кусков руды с помощью ВВ в люках и рудоспусках приводит к частым поломкам их, продолжительным остановкам выпуска, засыпанию рудой откаточных путей.

Вторичное дробление руды на горизонте грохочения (или скреперования) требует иногда даже больших, чем отбойка, затрат труда и ВВ.

В узких магазинах крупные глыбы руды образуют в отбитой руде своды, ликвидация которых трудна, опасна, надолго приостанавливает выпуск и нарушает работу транспорта; частое образование сводов иногда даже заставляет отказываться от системы с магазинированием.

Установлено, что для свободного истечения отбитой руды из рудоспуска необходимо, чтобы поперечный размер рудоспуска превышал размер наиболее крупных кусков руды не меньше чем в 4 раза. Поэтому для наиболее распространенных в практике размеров рудоспусков (1000—1500 мм) максимальный размер кусков, пропускаемых без вторичного дробления, не должен превышать 300—350 мм.

Выход негабарита зависит от свойств руды, принятого способа отбойки и установленного размера кондиционного куска.

На отечественных рудниках размер кондиционного куска чаще всего 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, мощных люков и устройства подземных дробилок на рудниках, разрабатывающих мощные месторождения, имеется тенденция к увеличению размера кондиционного куска до 600—800 мм. Это способствует увеличению производительности доставки и уменьшает стоимость вторичного дробления, так как дробление руды механическим способом (в дробилках) обходится дешевле, чем взрывчатыми веществами.

В табл. 12 приведены показатели выхода негабарита на некоторых отечественных и зарубежных рудниках.

Таблица 12

Выход негабарита на некоторых отечественных и зарубежных рудниках

Рудник	Способ отбойки	Руда	Размер кондиционного куска, мм	Выход негабарита, %
Им. Кирова	Параллельными скважинами	Железная $f = 4-6$	250	20
Им. Дзержинского	Веерными скважинами	То же	250—400	23
Им. Губкина	Параллельными скважинами	Весьма крепкие железистые кварциты, $f = 14-16$	400	21
Норильский	Веерными скважинами	Никелевая, трещиноватая, $f = 12-16$	300—500	До 40
Тырнаузский	Камерными зарядами	Монолитная молибденовая, $f = 18-20$	600—700	25—30
«Британия» (Канада)	То же	Железная, значительной крепости	650	43
Мальбергет (Швеция)	Веерными скважинами	Железная, весьма крепкая	1000	5

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 глыбы

получается немного, например в тонких жилах, разрабатываемых системой с магазинированием руды.

Дробление в специальных выработках применяют при разработке мощных месторождений с массовой отбойкой руды минными зарядами, штанговыми или глубокими скважинами. Особенно большое значение приобретают работы по вторичному дроблению, если руды крепкие.

Вторичное дробление осуществляют с помощью ВВ (наиболее часто), вручную — тяжелыми молотками, специальными пневматическими молотками — бутобоями, в дробилках.

Ручное дробление в очистном забое возможно только при небольшом объеме работ или как вспомогательный способ для дробления не крупных, разбитых трещинами глыб. Бутобои пока распространения не имеют. За последние годы вторичное дробление в стационарных дробилках получило широкое применение.

Дробление с помощью ВВ осуществляется накладными зарядами, которые кладутся на глыбу руды, или небольшими зарядами в специально выбуренных шпурах.

Взрывание накладным зарядом не требует бурения, но связано с повышенным расходом ВВ. Применение этого способа дробления целесообразно при хрупкой и трещиноватой или слоистой руде; в массивной крепкой руде эффективнее разбуривание. Иногда оба способа применяют одновременно.

В последнее время на отечественных рудниках получены положительные результаты по дроблению негабаритов термитом и электрофизическими методами, например в электромагнитном поле высокой частоты.

Разрушение негабарита термитом происходит за счет выделяемого им при горении тепла и протекает без разлета мелких кусков и образования вредных газов и пыли.

Дробление термитом может осуществляться как шпуровыми, так и накладными зарядами. Негабарит объемом $0,2—0,4 \text{ м}^3$ разрушается на три-четыре части накладным зарядом термита весом $4,5 \text{ кг}$ за $5—6 \text{ мин}$. Для разрушения такого же куска шпуровым зарядом требуется только $0,6 \text{ кг}$ термита.

Устройство камер вторичного дробления. Применяемые в практике разнообразные конструкции камер вторичного дробления можно разделить на два основных типа:

1) камеры дробления в кровле откаточных выработок (рис. 127, 129 гл. VIII);

2) камеры дробления, расположенные на специальном горизонте дробления в $4—8 \text{ м}$ над кровлей выработок основного горизонта и соединенные с ними рудоспусками (рис. 52).

Камеры дробления первого типа применяются только при большом объеме работ по дроблению руды.

При большом объеме работ по дроблению обыкновенно устраивают камеры второго типа.

На рис. 52 изображено устройство горизонта дробления в рудном теле мощностью до 10—12 м.

На высоте 6—8 м над кровлей откаточного штрека 2 проводится по контакту с висячим боком штрек горизонта дробления 4 и орты 5. Из ортов в обе стороны, вблизи лежачего бока проходят камеры дробления 1. Устья рудоспусков 3, соединяющих каждую камеру дробления с откаточным штреком, находятся против устьев ортов и перекрываются грохотом из рельсов. Рудо-

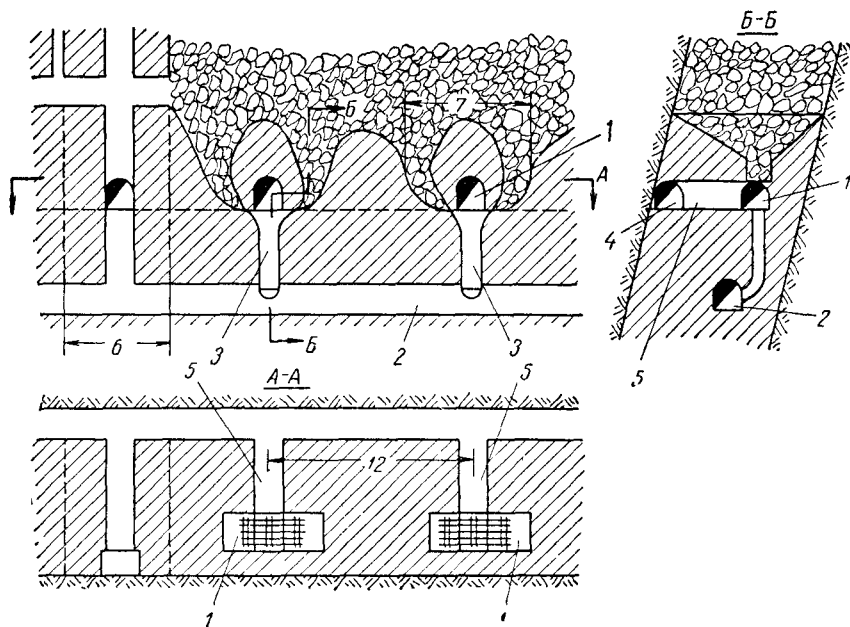


Рис. 52. Горизонт дробления с двусторонним выпуском

спуски, соединяющие камеры дробления с очистным забоем, располагаются с обеих сторон грохота по простиранию. Таким образом, каждая камера дробления обслуживает два рудоспуска.

На рис. 53 приведена фотография грохота, состоящего из труб, внутрь которых вставлены деревянные сердечники. Грохот такой конструкции очень прочен и может быть рекомендован для широкого применения.

На рис. 54, а представлена камера дробления также с двусторонним выпуском, сообщающаяся непосредственно со штреком горизонта дробления. Здесь крупные куски руды в близко расположенных камерах взрывают по возможности одновременно, иначе газы от взрыва в одной камере заставляют прекращать работу в остальных.

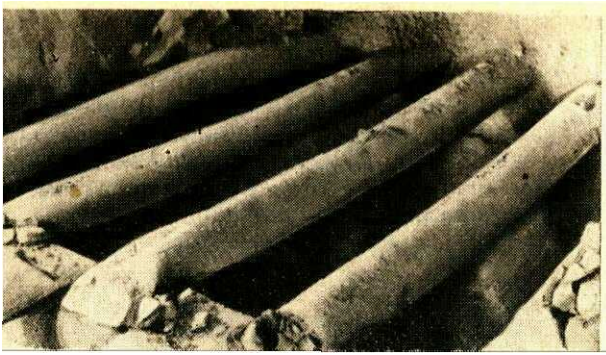


Рис 53 Грохот из труб с деревянным сердечником

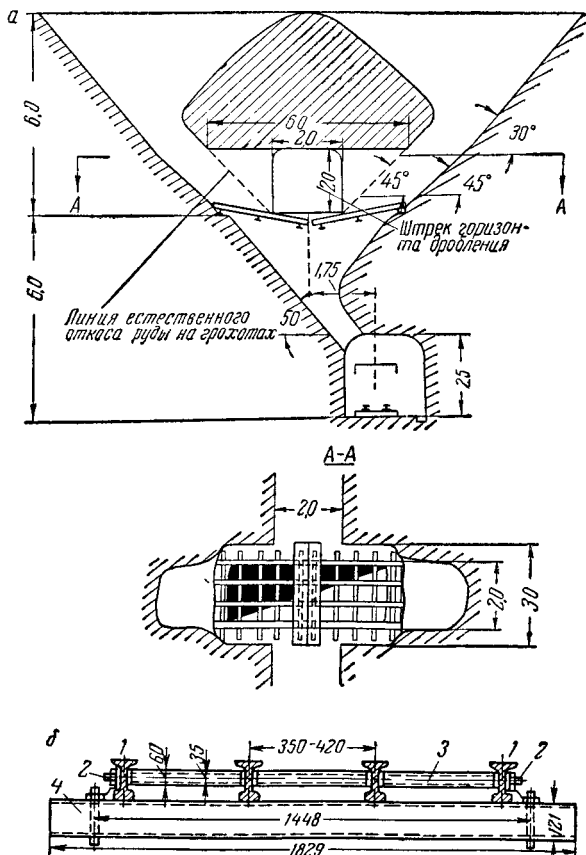


Рис. 54. Устройство камеры дробления и грохота

Основанием грохота (рис. 54, б) служат деревянные брусья сечением 250×300 мм или, реже, металлические балки. Грохот, состоящий из четырех или пяти рельсов 1, положенных вверх пятой и связанных между собой болтом 2 диаметром 35 мм и трубками 3 диаметром 60 мм, укладываются не прямо на брусьях, а на двутавровые балки 4, лежащие на них. Грохоту придается уклон к середине, равный $1:15$ — $1:20$.

Выработки горизонта дробления необходимо устраивать таким образом, чтобы доступ к ним был удобен, передвижение по ним безопасным, а удаление газообразных продуктов взрыва из каждой камеры происходило быстро. Грохот должен быть расположен так, чтобы руда при развале под углом естественного откоса покрывала не больше двух третей его площади, а одна треть площади грохота оставалась свободной.

Емкость рудоспусков можно увеличить, придав им большее сечение по всей длине или воронкообразно расширив только в верхней части либо, наконец, увеличив их длину. Последнее менее целесообразно, так как с увеличением высоты целика между основным горизонтом и горизонтом дробления возрастают потери руды.

Дробление руды осуществляют также и в выработках горизонта скреперования, конструкция которых описывается в следующем параграфе.

§ 4. Доставка руды до откаточных выработок

Доставкой руды при очистной выемке принято называть транспортировку ее тем или иным способом от места отбойки до откаточных выработок.

Условия и способы доставки зависят в основном от применяемой системы разработки и угла падения рудного тела. Все разнообразные способы доставки можно свести к следующим основным схемам.

1. Доставка под действием собственного веса. Отбитая руда перемещается до откаточного горизонта под действием собственного веса по очистному пространству, по решеткам, настилам, рудоспускам, желобам, трубам и др.; в этом случае откидывать или отгребать вручную приходится только незначительную часть руды.

2. Механизируемая доставка. Вся отбитая руда или большая часть ее доставляется от забоя до рудоспуска с затратой механической энергии и только по рудоспуску руда перемещается до откаточного горизонта под действием собственного веса. В других случаях отбитая руда перемещается с затратой механической энергии на протяжении всего пути — от места отбойки до откаточного горизонта.

Механизированная доставка разделяется на скреперную (доставка периодического действия) и конвейерную (непрерывного действия). Наиболее распространена на металлических рудниках скреперная доставка.

3. Доставка отбитой руды в вагонетках с механическим двигателем.

4. Комбинированная доставка руды, представляющая собой различные сочетания названных выше способов

Кроме перечисленных способов доставки на отдельных рудниках используют доставку силой взрыва. Очень богатые, ценные руды редких металлов для предотвращения потерь иногда доставляют в контейнерах. Контейнер — это плотно закрывающийся металлический сосуд, который можно волочить с помощью лебедки в горизонтальном направлении и разгружать над рудоспуском или (чаще) опускать по восстающему в вагонетки.

Остановимся на рассмотрении некоторых общих положений для различных способов доставки, которые будут необходимы в процессе изучения систем разработки. Детальные сведения о способах доставки приводятся при описании отдельных систем разработки.

Доставка под действием собственного веса

Минимальный угол наклона для передвижения руды под действием собственного веса изменяется от 35—40 до 45—50° в зависимости от размера кусков, наличия в руде пылеобразного и липкого материала, влажности руды, шероховатости поверхности, по которой происходит ее передвижение. Влажная руда, содержащая тонкоизмельченный или липкий материал по неровной шероховатой поверхности, может перемещаться под действием собственного веса при угле наклона не меньше 50—55°. Сухая, крепкая руда, с равномерной кусковатостью, не содержащая пыли, по гладкой поверхности скатывается при угле 35—40°, а по стальным листам даже при угле 30°.

На рудниках, разрабатывающих жильные месторождения, под действием собственного веса доставляется свыше 50% руды, а на мощных месторождениях с крутым падением в среднем около 25% от общего количества отбитой руды. Для некоторых систем характерна доставка почти всей руды под действием собственного веса (например, для систем с магазинированием руды, с отбойкой из подэтажных штреков), а для других (например, для камерно-столбовой системы, столбовой системы разработки при пологом падении), наоборот, характерно отсутствие доставки под действием собственного веса.

Доставка под действием собственного веса наиболее производительна, поэтому при выборе системы разработки и конструк-

тивных ее элементов всегда стремятся использовать этот способ доставки по возможности на протяжении всего пути движения руды от места ее отбойки до откаточного горизонта.

Руда под действием собственного веса может перемещаться непосредственно по очистному пространству или по рудоспуску, скатам, бремсбергам, т. е. по специально оборудованным для этой цели выработкам. Иногда для этого применяют стальные трубы диаметром 400—800 мм.

Механизированная доставка

Скреперная доставка наиболее распространена из всех механизированных способов.

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 крутопадающих месторождениях скреперы обычно используются для доставки руды от места ее отбойки до рудоспуска и для доставки закладочного материала в очистное пространство от закладочного восстающего. Емкость скреперов изменяется в очень широких пределах. Большим распространением пользуются скреперы с полезной емкостью 0,20—0,40 м³, реже 0,60—1,0 м³.

Характерные схемы скреперования при разработке крутопадающих месторождений приведены на рис. 55, 56, 57.

На рис. 55 изображены схемы скреперования под углом. По схеме, приведенной на рис. 55, а, скреперование производится с поворотом под прямым углом; руду сначала скреперуют до поворота, а затем, переставив головной блок, скреперуют до рудоспуска 1, около которого установлена скреперная лебедка 2. Иногда применяют поворотный открытый блок с дефлектором и скреперуют руду в один прием, сразу до рудоспуска. Схемы скреперования под углом неудобны и их обычно избегают.

Расположение лебедки 2 на повороте (рис. 55, б) позволяет скреперисту наблюдать за работой скрепера на всем пути его движения, но не устраняет главных недостатков скреперования под углом.

Скреперование в рудоспуск 1 лебедкой 2 с поворотом под тупым углом изображено на рис. 55, в. Рельсовые направляющие или деревянная обшивка позволяют скреперу проходить без остановки на повороте, однако износ обшивки, неполнота за-

грузки скрепера, медленность его хода и другие причины сильно снижают производительность доставки.

На рис. 56 показано скреперование по прямой в одном направлении (рис. 56, а) и с двух сторон (рис. 56, б). В последнем случае лебедку 2 устанавливают над рудоспуском 1 или около него. Лебедка монтируется неподвижно или на поворотном круге (см. рис. 56, б).

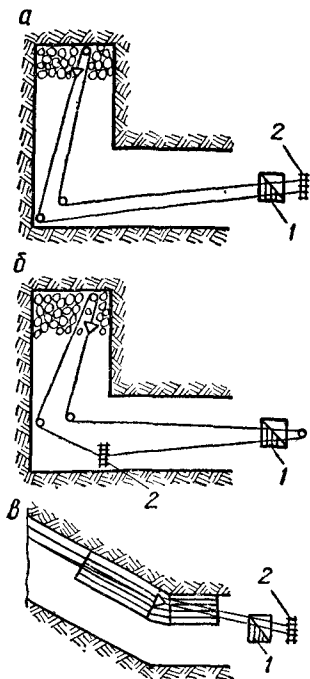


Рис. 55. Схемы скреперования под углом

На рис. 57, а изображена схема скреперной доставки руды в широком очистном забое. Здесь для уборки руды по всей ширине забоя головной блок переставляют несколько раз (положения 1—7). Скреперная лебедка двухбарабанная (один головной и один хвостовой канаты).

На рис. 57, б и в показано применение в этих же условиях скре-

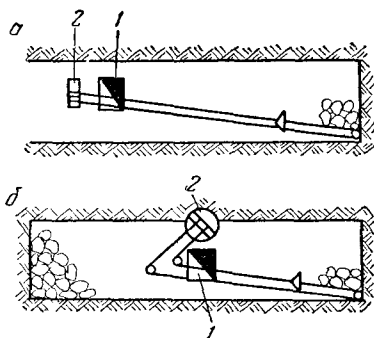


Рис. 56. Схемы скреперования по прямой

перной установки с трехбарабанной лебедкой (рис. 57, б — один головной и два хвостовых каната, рис. 57, в — два головных и один хвостовой канаты). Возможность свободного изменения направления движения скрепера тремя канатами облегчает работу в широких забоях.

При пологом падении руды обычно скреперуют непосредственно к погрузочному люку, установленному в откаточном штреке.

Такой пример изображен на рис. 58, а. Отбитая руда скреперуется по падению жилы, параллельно линии очистного забоя. Так как линия забоя постепенно подвигается вперед, то погрузочные люки 1 приходится устраивать через каждые 6—8 м. Скреперную лебедку 2 устанавливают в камерах 3, расположен-

ных через 20—30 м. Направляющие блоки укрепляют в штреке так, чтобы они не мешали откатке.

На рис. 58, б представлены детали сопряжения штрека с погрузочным люком. Ввиду того, что погрузочный люк приходится часто переносить, он должен быть разборным.

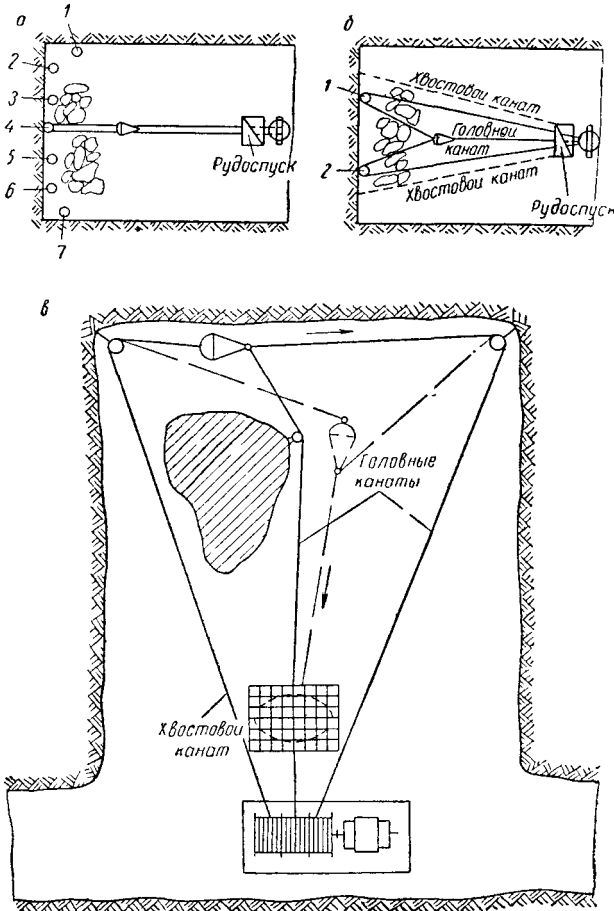


Рис. 57. Скреперование в штироком забое

Во избежание частой переноски погрузочных люков иногда предпочитают скреперовать руду на подошву штрека, а затем грузить ее в вагонетки погрузочными машинами или специальной платформой. Длина транспортирования скреперами обычно колеблется от 10—12 до 40—50 м и редко достигает 70—80 м.

С увеличением расстояния производительность скреперной доставки резко снижается. При системах слоевого и подэтажного обрушения и использовании скреперных лебедок небольших мощностей скреперование производится на 6—8 м.

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. При этом штрек скреперования 3 располагают либо непосредственно в

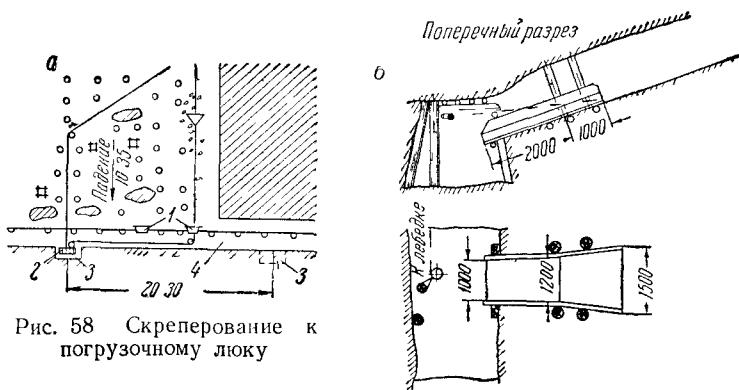


Рис. 58 Скреперование к погрузочному люку

кровле откаточной выработки, как это показано на рис. 59, либо на несколько метров выше. В последнем случае штрек скреперования соединяют с откаточной выработкой рудоспуском.

Расположение штрека скреперования в кровле откаточной выработки предпочтительнее, особенно в крепких рудах, так как позволяет избежать устройства выпускных люков. В этом случае руда поступает в вагонетки через окно 4 в скреперном полке 5.

Выпуск руды через горизонт скреперования по сравнению с выпуском через горизонт вторичного дробления позволяет:

1) облегчить и обезопасить условия труда рабочих, занятых на выпуске руды. Вторичное дробление руды ведут взрывным способом на почве выработки скреперования или в дучках. Скреперист находится в более безопасных условиях, чем грохотчик.

2) уменьшить толщину днища (в случае расположения штрека скреперования в кровле откаточной выработки), тем самым сократить потери руды в целиках;

3) уменьшить 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

Иные конструктивные схемы горизонта скреперования будут приведены дальше при описании некоторых систем разработки

Применяются скреперы различных форм гребковые (односторонние и двусторонние) — для доставки тяжелых, крепких руд и пород, ящичные — для мягких, мелкокусковых руд и пород, гребково-ящичные — для различных руд и пород. В последние годы получили широкое распространение литые скреперы из марганцовистой стали

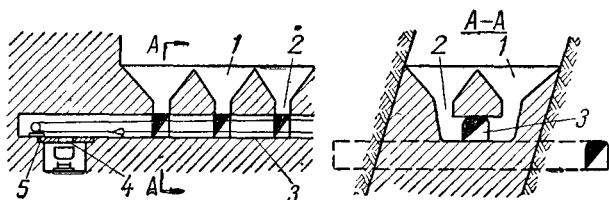


Рис 59. Схема горизонта скреперования

Доставка конвейерами применяется при разработке пологопадающих месторождений и реже крутопадающих. Первыми начали применять в горнорудной промышленности качающиеся конвейеры. Однако наряду с простотой, небольшой стоимостью и надежностью такие конвейеры мало производительны и решетки (желоба) их быстро изнашиваются. На перестановку качающихся конвейеров требуется много времени, поэтому в настоящее время такие конвейеры применяют очень редко.

Ленточные конвейеры обычно бывают покрыты резиной. Ленты изготовляют длиной 50, 100 и 150 м и шириной (для переносных штрековых конвейеров) обычно около 700 мм. Разновидностью этого типа конвейеров являются применяемые в зарубежной практике канатно-ленточные конвейеры, у которых основную нагрузку несут расположенные вдоль ленты стальные канаты.

Для ленточных конвейеров необходимы выработки высотой не менее 0,9 м и с предельным наклоном 18—20°. Иногда конвейеры используют для доставки породы по закладочным выработкам.

Пластинчатые конвейеры тяжелее, дороже и сложнее в эксплуатации, чем ленточные, но они лучше приспособлены для доставки крупнокусковых и абразивных пород, прочнее и надежнее в работе. Рабочая часть их состоит из металлических пластин, прикрепленных к тяговым цепям, шарниры которых снабжены ходовыми катками. Производительность пластинчатых конвейеров, изготовляемых заводом «Коммунист»: ПК-700 до 420 т/ч, ПТ-60 до 495 т/ч при длине конвейера 60 м.

Несколько большее распространение, чем остальные виды, получили на подземных работах скребковые конвейеры. Они 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 ряд достоинств: значительно меньшую высоту и менее строгие требования к правильности установки; возможность применения при углах падения до 30° вместо 20° , предельно допустимых для ленточных конвейеров; простоту переноски и наращивания; легкую приспособляемость к неровностям почвы и возможность разгрузки из желоба прямо в вагонетку.

К недостаткам скребковых конвейеров относятся: высокий расход энергии и ограниченная длина доставки, измельчение транспортируемых материалов, значительный износ (истирание) желоба и скребков.

Впервые скребковые конвейеры были применены на некоторых рудниках Криворожского бассейна в аккумулирующих выработках системы этажного обрушения, на Никопольских марганцевых рудниках — для доставки руды из очистных забоев вдоль столба лавы, а также на некоторых других рудниках.

Доставка в вагонетках с применением механической энергии

При этом способе доставки руды в последние годы получают все более широкое применение самоходные вагонетки. Они имеют двигатели электрические (аккумуляторные или подключаемые в сеть), дизель-электрические и дизельные. Применение вагонеток с дизельными двигателями требует хорошей вентиляции выработок и использования специальных аппаратов для очистки выхлопных газов. Наибольшее распространение получили аккумуляторные и троллейно-кабельные челночные вагонетки. Они обычно бывают на резиновом ходу; на дне кузова находится скребковый конвейер, разравнивающий, а затем выгружающий транспортируемую руду или породу.

Схема челночной аккумуляторной вагонетки приведена на рис. 60.

На Джезказганском медном руднике при камерно-столбовой системе разработки была успешно применена самоходная вагонетка типа ТКАС-5 (троллейно-кабельный самосвал) грузоподъемностью 5—8 т, высотой 2,44 м, длиной 6,065 м, шириной 2,638 м. Доставляя руду от забоя до рудоспуска на расстоянии 100 м и передвигаясь со скоростью до 27 км/ч, она достигала часовой производительности около 75 т.

Самоходные вагонетки бывают также с лобовым опрокидыванием, типа автотележки и с кузовом, опрокидывающимся на бок.

Подвесные (монорельсовые) вагонетки применяются на некоторых маломощных пологопадающих месторождениях (гл. X). Вагонетки перемещаются по монорельсу под действием

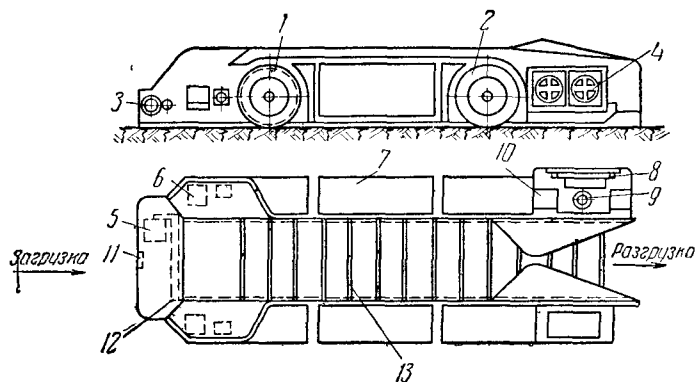


Рис. 60. Челночная вагонетка:

1 — ведущее колесо и 2 — ведомое; 3 — цепная передача; 4 — выключатель; 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 конвейера

собственного веса или специальным двигателем. Обычная схема доставки в подвесной вагонетке показана на рис. 61. Нагруженная рудой вагонетка 1 движется вниз по монорельсу 2, а порож-

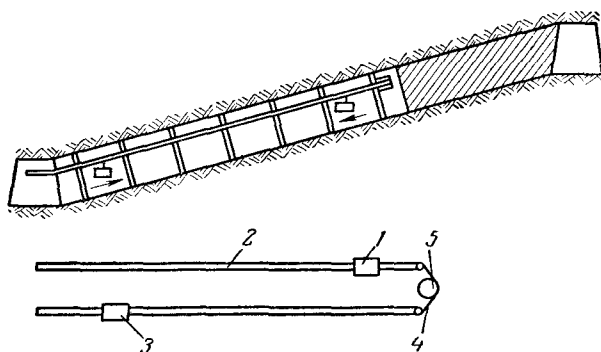


Рис. 61. Схема перемещения подвесной вагонетки силой собственного веса

няя вагонетка 3, соединенная с ней канатом 4, пропущенным через систему блоков и тормозное устройство 5, движется в это время вверх.

Ручная доставка малопродуктивна, дорога и применение ее становится все более ограниченным.

Перелопачивание и отгребку применяют только в исключительных случаях — в тесных призабойных пространствах с очень небольшим расстоянием уборки и малой производительностью очистного забоя.

Как вспомогательное средство перелопачивание используют для уборки руды с уступов к основанию очистного забоя, зачистки от руды мест, не доступных для скрепера или погрузочной машины; очень редко для погрузки руды в вагонетки или на конвейер.

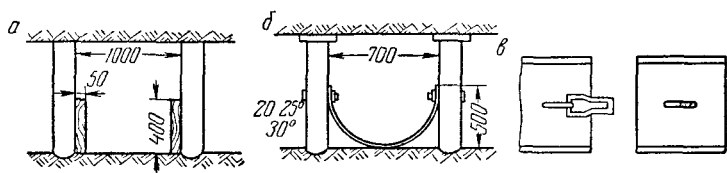


Рис. 62. Рудоспуск и желоб для доставки руды

Расстояние доставки вагонетками в очистном пространстве обычно не превышает 20—30 м.

Доставка по желобам используется иногда при наклонном падении рудного тела (25—40°). При угле наклона рудоспуска 25—30° сухая средней кусковатости руда может передвигаться по железному настилу с небольшой затратой труда на проталкивание ее гребком или лопатой.

На рис. 62, а представлен простейший рудоспуск, применяемый при угле падения 25—35°; боковые стенки рудоспуска обшиваются внутри досками на высоту 400—500 мм, а дно устилается железными листами толщиной 3—5 мм. При частой переноске рудоспусков более удобны полуцилиндрические желоба (рис. 62, б). Установка и переноска звеньев такого желоба длиной 1,8—2,0 м производится быстро. Звенья вкладывают один в другой внахлестку по пути движения руды и соединяют крючками и серьгами или уголками (рис. 62, в).

Известны также единичные примеры доставки в желобах, подвешенных на цепях или канатах и раскачиваемых (толчкообразно) вручную.

§ 5. Машинная погрузка руды

В последние годы получает все большее и большее распространение машинная погрузка добытой руды в транспортные средства.

Применение погрузочных машин при очистной выемке особенно эффективно в следующих случаях: 1) когда погрузочная

машина может входить в очистной забой с откаточного горизонта, погрузочные машины могут иметь рельсовый, пневматический или гусеничный ход; 2) когда доставка руды производится в автосамосвалах или в вагонетках и они могут быть поданы непосредственно к очистному забою; 3) при достаточной ширине и высоте забоя и большой производительности его.

Иногда погрузочные машины используют для погрузки руды, выпущенной из блоков по рудоспускам на подошву откаточной выработки (штрека, орта). Системы разработки, при которых применяется такой вид погрузки, описаны в гл. VII и VIII.

По принципу действия самоходные погрузочные машины характеризуются тремя признаками: способом захвата погружаемого материала, способом перемещения и способом разгрузки в откаточный сосуд или на конвейер.

Погрузочный орган всякой машины захватывает материал и 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: 1) с нижним захватом, 2) с боковым захватом; 3) с верхним захватом.

У погрузочных машин с нижним захватом (рис. 63, а) материал черпается ковшом, укрепленным на рукояти. Разгрузка материала из ковша в этом случае происходит непосредственно в транспортные сосуды (например, как у машин ПМЛ-5, МП и «Эймко») или на передаточный конвейер, который подает материал на разгрузочный конвейер или грузит в откаточные сосуды.

Боковой захват (рис. 63, б) осуществляется рабочим органом с нагребными рычагами-лапами (например, отечественные машины ПМУ-2, МГЛ-4, ПМЗ-1, зарубежные машины фирм «Джой», «Самсон», «Сулливан»), консольными скребками (отечественная машина О-5М, зарубежные машины фирм Гудмен, Кларксон) или рифлеными фрезерными дисками (машины фирмы Зальцгиттер).

Забирающие механизмы — рычаги, консольные скребки, фрезерные диски захватывают материал в нижней части штабеля и перемещают его по наклонному желобу к центральной продольной оси машины на передаточный конвейер.

Верхний захват (рис. 62, в) осуществляется рабочим органом в виде гребка, укрепленного на рукояти, который нагребает горную массу на передаточный конвейер.

К машинам с верхним захватом относятся отечественная машина ПМС-1, зарубежные машины «Вестфалия-Люнен», «Газенклевер», а также скреперные грузчики и гребково-роторная машина ПМГР-1.

Технические характеристики отечественных машин с нижним и боковым захватом приведены ниже.

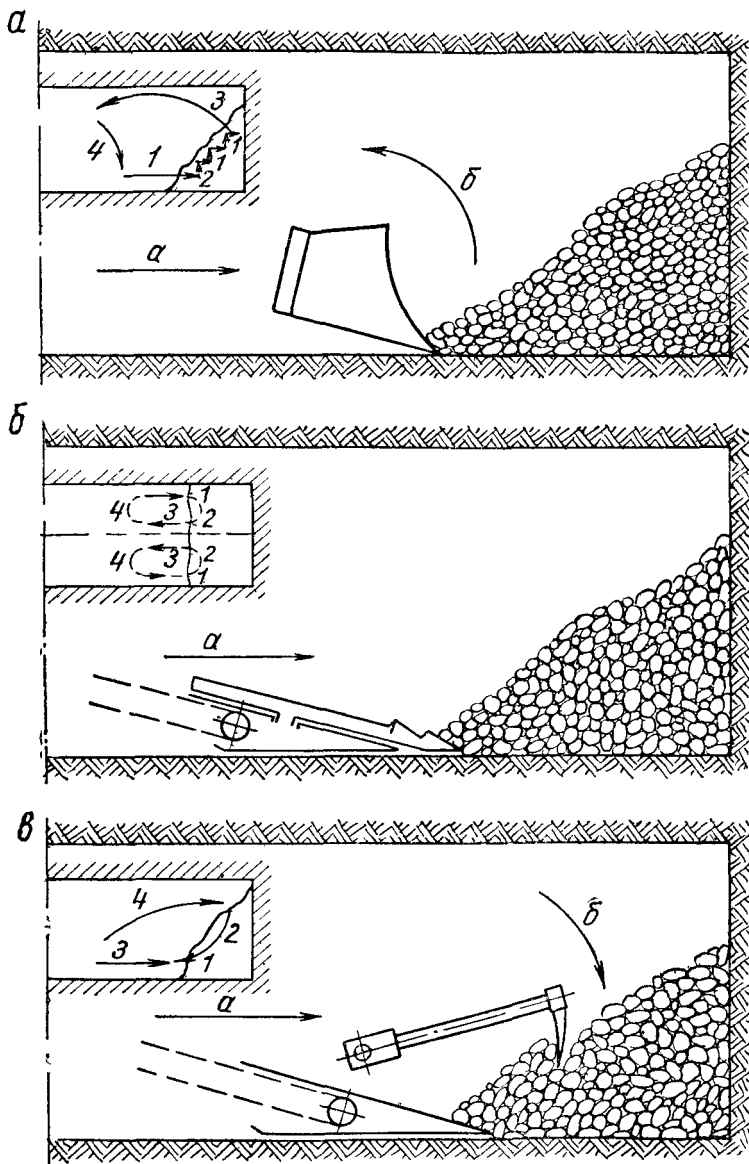


Рис. 63. Основные способы захвата материала погрузочными машинами

МАШИНА МП ИНСТИТУТА ГИПРОРУДМАШ

Производительность, <i>т/ч</i>	150
Емкость ковша, <i>м³</i>	0,7
Наибольший размер зачерпываемого куска	600—700 <i>мм</i>
Основные размеры, <i>мм</i> .	
длина	3220
ширина	2015
высота	2700

Машины МГЛ-4 и МПЗ-1

	МГЛ 4	МПЗ-1
Производительность, <i>м³/ч</i>	40	20
Способ передвижения	Гусеничный	Гусеничный
Основные размеры, <i>мм</i>		
длина	6500	4400
ширина	1350	1180
высота	1100	930
Вес машины, <i>т</i>	4	1,8
Тип конвейеров:		
приемного	Ленточный	Ленточный
хвостового	Ленточный	Ленточный

На рис. 64 изображен общий вид погрузочной машины МГЛ-4 с боковым захватом. Большим распространением в зарубежной практике пользуются погрузочные машины «Джой» с боковым захватом, выпускаемые на заводах США, Швеции,

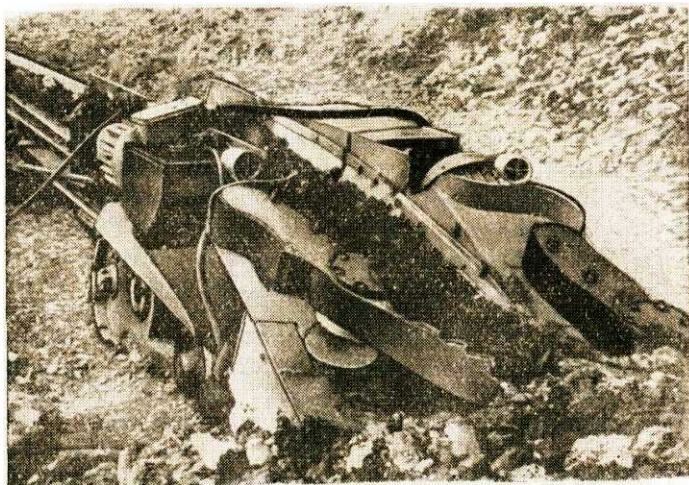


Рис 64. Погрузочная машина с загребающими лапами МГЛ-4

Франции и др. Средняя сменная производительность этих машин, обслуживаемых самоходной челночной вагонеткой, составляет от 400 до 600 т.

В последние годы на подземных работах начинают применять также экскаваторы с ковшом емкостью от 0,5 до 2 *м³*.

Область применения обычных экскаваторов в подземных условиях ограничена, так как они могут работать только в камерах больших размеров (по высоте и площади). Поэтому создают специальные подземные экскаваторы или видоизменяют конструкцию обычных, переделывая их рабочее оборудование и ходовую часть. У подземных экскаваторов рукоять и кузов делают значительно короче и обеспечивают устойчивость экскаватора при помощи противовеса.

В СССР создан экскаватор Э-6514, предназначенный для работы в подземных горных выработках сечением около 40 м^2 и шириной не менее $5,5 \text{ м}$. Это полноповоротная машина на гусеничном ходу со сменным рабочим оборудованием (прямая, совковая и обратная лопаты).

Техническая характеристика экскаватора Э-6514

Емкость ковша, м^3	0,65—0,75
Длина стрелы, м	4,4
Длина рукояти, м	3,7
Глубина черпания ниже уровня стоя- ния, м	1,2
Наибольший радиус черпания, м	5,5
Наибольшая высота разгрузки, м . . .	4,7
Ширина кабины, м	2,78
Высота экскаватора, м	2,95
Вес экскаватора, т	17

Днепропетровским проектно-конструкторским технологическим институтом создан малогабаритный самоходный (гусеничный) экскаватор ЭПГ-1 с ковшом емкостью 1 м^3 для погрузки руды в очистных камерах. Расчетная производительность его $135 \text{ м}^3/\text{ч}$, основные размеры в транспортном положении: длина 4700 мм , ширина 2084 мм , высота 2350 мм . Вес с контргрузом 25 т .

§ 6. Устройство погрузочных люков

Руду в вагонетки, транспортируемые по откаточным выработкам, обычно погружают с помощью особых устройств — люков. Люковой погрузкой на отечественных рудниках загружается свыше 85% всей добываемой подземным способом руды.

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 кузова вагонетки.

К погрузочным люкам предъявляются следующие требования.

1. Прочность, простота и взаимозаменяемость главных частей люка, обеспечивающая небольшую стоимость их заготовки, легкость сооружения люка, замену изнашивающихся в работе частей и возможность повторного их использования. Последнее особенно важно в том случае, когда погрузочные люки приходится часто переносить.

2. Надежность люкового затвора в работе, которая заключается в быстром и хорошо регулируемом истечении потока руды и быстром его прекращении путем изменения положения затвора. Затвор не должен открываться самопроизвольно, под действием толчков и ударов, не должен допускать просыпание крупных кусков руды и рудной мелочи через неплотности при закрытом положении затвора. Последнее особенно важно для безопасности людей, передвигающихся по откаточным выработкам, и предотвращения пересыпания откаточных путей.

3. Возможность механизации управления, простота и удобство обслуживания.

4. Безопасность положения люкового рабочего при погрузке.

5. Равномерное заполнение вагонетки без ручной разгребки руды и без просыпания ее мимо кузова. Это достигается путем выбора соответствующих размеров люка и правильного взаимного положения люка и вагонетки в момент погрузки.

6. Возможность безопасно, с минимальными поломками люка ликвидировать образующиеся в рудоспуске или около люка заторы руды.

Применение люков, не отвечающих указанным требованиям, снижает скорость погрузки и производительность рудничного транспорта, увеличивает расходы по ремонту люка, увеличивает травматизм. Засорение путей, помимо расходов на их чистку, нарушает нормальную работу откатки и снижает ее производительность.

По условиям применения, крупности выпускаемой руды и производительности выпуска люки отличаются исключительным многообразием. Производительность люка при непрерывной работе в течение 8-часовой смены колеблется от 80—100 до 1500—2000 т. На апатитовом руднике им. Кирова из одного люка за смену погружают до 5000 т.

Люки изготовляют из дерева, стали, железобетона и бетона. По конструкции они бывают: рамные (станковые) и безрамные (подвесные); без погрузочной платформы и с погрузочной платформой.

По устройству люкового затвора можно выделить следующие основные типы погрузочных люков: 1) без затвора (в том числе лотковые); 2) с деревянными или металлическими задвижками;

3) с секторным затвором; 4) с пальцевым затвором; 5) с цепным затвором; 6) с комбинированным затвором.

Затворы приводят в действие вручную непосредственно из откаточной выработки или из специальной камеры, а также пневматическим приводом — пневматическим цилиндром с односторонним или двусторонним штоком. Механизированное управление имеет все большие люки высокой производительности.

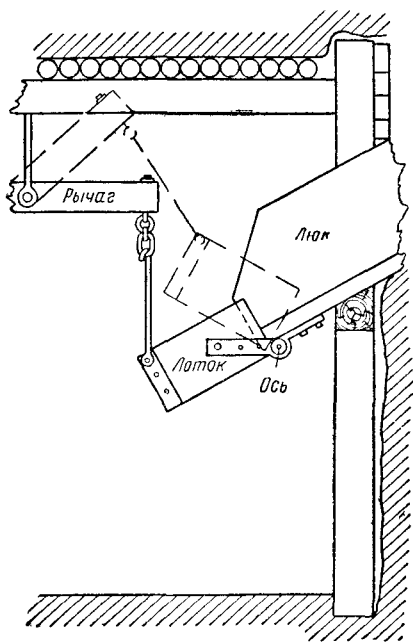


Рис. 65. Люк с подвесным лотком

Сюда же можно отнести люки, в которых затвор заменяется подвесным лотком (рис. 65), опускаемым вниз во время погрузки и поднимаемым после погрузки в положение, показанное пунктиром. Этот тип люков пригоден главным образом для мелкой руды. Недостаточная надежность в работе и трудность подъема лотка ограничивают применение этого типа люков в практике.

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 (рис. 66) или досками, вкладываемыми в пазы в боковых стенках люка. Верхние доски закрывают выпускное отверстие лишь наполовину; их выдвигают или приподнимают только тогда, когда в люк попадают крупные куски руды, обычно же для погрузки отодвигают только нижнюю задвижку. Такие затворы работают хорошо, если в руде отсутствуют крупные куски. Основной недостаток их — низкая производительность погрузки.

Люки с секторным затвором наиболее распространены в практике.

Рассмотрим наиболее распространенные в практике конструкции люков и условия их применения.

Люки без специального затвора. Простейшим из люков этого типа является так называемый «китайский люк». Описание устройства этого люка приведено ниже, при рассмотрении системы разработки с магазинированием руды.

Сюда же можно отнести люки, в которых затвор заменяется подвесным лотком (рис. 65), опускаемым вниз во время погрузки и поднимаемым после погрузки в положение, показанное пунктиром. Этот тип люков пригоден главным образом для мелкой руды. Недостаточная надежность в работе и трудность подъема лотка

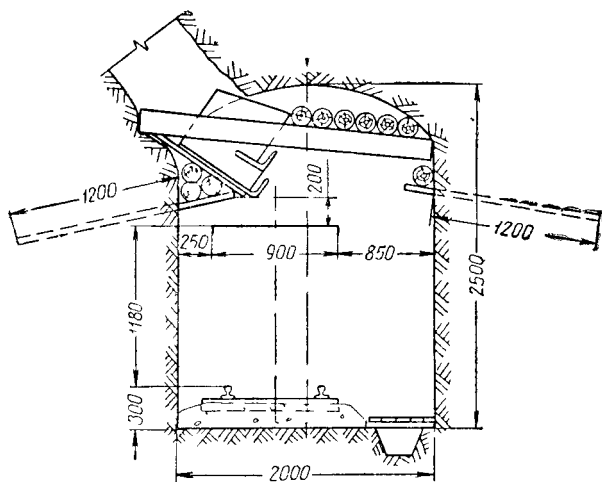


Рис. 66. Люк с дощатыми задвижками

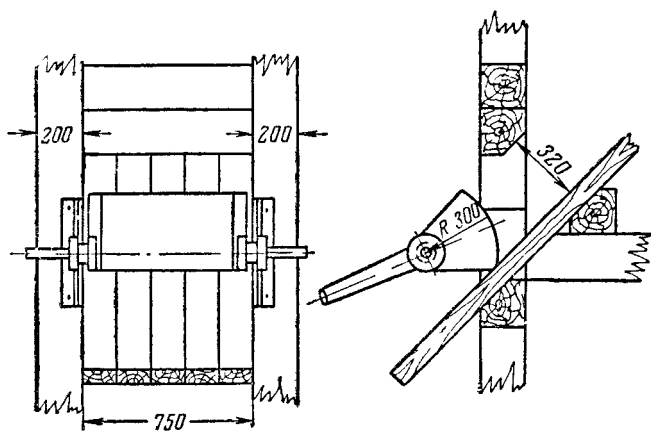


Рис. 67. Односекторный лючковый затвор

По условиям применения они почти универсальны: пригодны при руде крупностью до 300—500 мм, очень большой и незначительной производительности, большегрузных и небольших вагонетках. Сравнительная простота устройства, взаимозаменяемость основных частей, свободное и легкорегулируемое истечение потока руды, быстрота погрузки, безопасность для люкового, минимальное просыпание руды, прочность — все эти качества характеризуют люки такого типа положительной стороны. Секторные затворы бывают односекторными и двухсекторными.

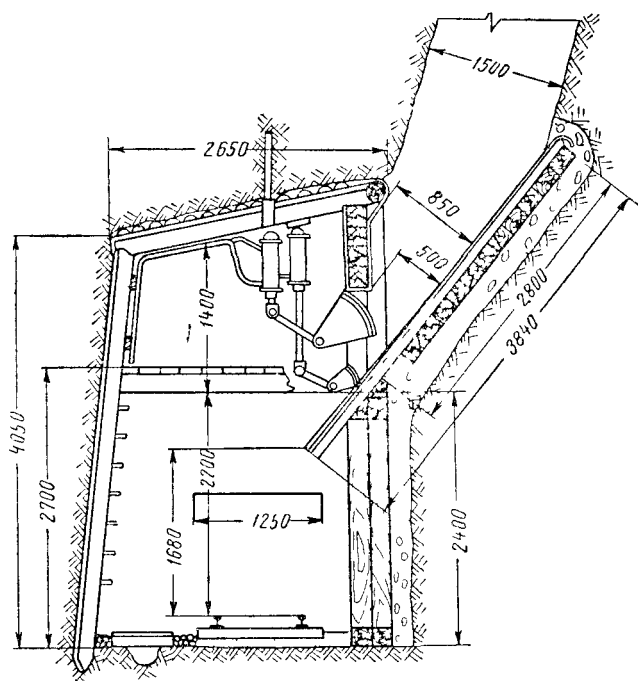


Рис. 68. Двухсекторный люковый затвор

На рис. 67 изображен односекторный люковый затвор.

Сектор и боковины изготавливаются из котельного железа толщиной 5—8 мм. При радиусе кривизны сектора в среднем 300—400 мм в открытом его положении высота выпускного отверстия люка равняется 250—350 мм. Поверхность сектора составляет в среднем одну шестую поверхности цилиндра. Сектор и боковины склепываются. Более эффективны затворы, у которых поток руды пересекает сектор, открывающийся снизу вверх.

Двухсекторный затвор представлен на рис. 68. Такой затвор позволяет осуществлять точную дозировку, не дает про-

сыпания, легок в управлении, обеспечивает быструю погрузку руды с неравномерным по крупности составом. Управление затвором осуществляется непосредственно из откаточной выработки, а в случае применения большегрузных вагонеток — из камеры, устроенной в кровле выработки. Управление секторными затворами в крупных люках обычно механическое с помощью пневматических цилиндров.

Люки с пальцевым затвором применяют при большой производительности, крупнокусковой руде (до 750 мм), как правило, в сочетании с большегрузными вагонетками. В затворе несколько (обычно пять-семь) «пальцев», каждый из которых сделан из двух тяжелых брусьев (рис. 69), имеющих шарнирное крепление, свободно вращающихся вокруг горизонтальной оси и перекрывающих выпускное отверстие люка. Длинный (верхний) брус 1 выполняет

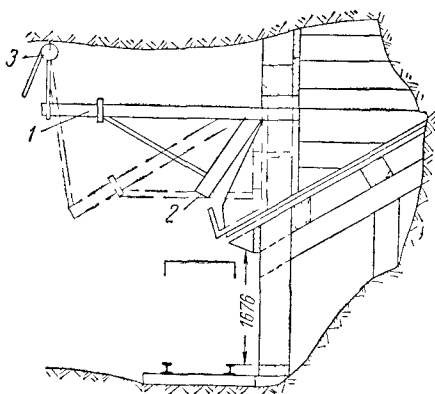


Рис. 69. Деревянный пальцевый затвор

роль груза, прижимающего затворный брус 2 к выпускному отверстию. Опускание пальцев происходит под действием собственного веса, а поднятие — путем подтягивания канатиков, укрепленных у концов каждого верхнего бруса. Отдельные канатики связаны с общим канатом, а последний через направляющий ролик 3 подходит к ручному воротку или пневматическому цилиндру. Останавливаются пальцы не одновременно, так как опускание каждого из них происходит независимо от других; каждый палец останавливается там, где встретит первый крупный кусок. Мелочь можно частично удержать доской, закладываемой за боковые изогнутые стальные полосы, или приспособлением в виде укрепляемой на пальцах стальной плоской задвижки. Иногда с этой целью устанавливают дополнительный секторный затвор.

На рис. 70 изображен пальцевый затвор из шести рельсов, поднимаемых пневматическим цилиндром.

Особым достоинством пальцевых затворов являются быстрота погрузки и большая интенсивность выпуска руды, а также возможность выпускать очень крупные куски, не подвергая их дроблению в люке.

Люки с цепными затворами (рис. 71). Цепные затворы по сравнению с пальцевыми имеют ряд преимуществ: лучше удерживают мелочь, хорошо работают при большом количестве

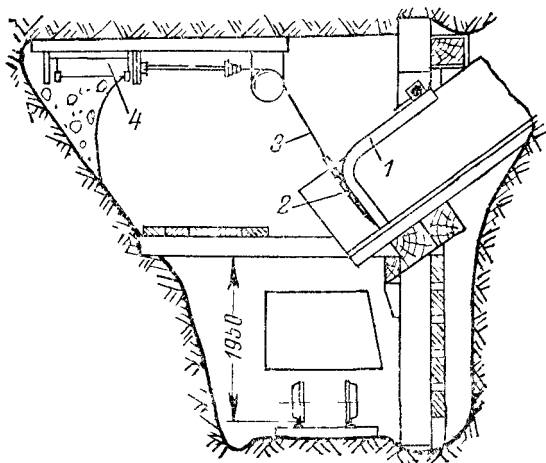


Рис. 70. Пальцевый затвор из рельсов:
 1 — рельс, 2 — цепь; 3 — канат, 4 — пневматический цилиндр

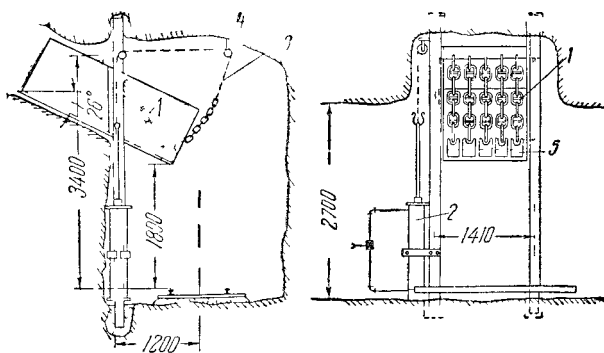


Рис. 71. Цепной люковый затвор:
 1 — якорная цепь, 2 — пневматический цилиндр; 3 — канат, 4 — блок, 5 — грузы

крупных плитообразных кусков, реже требуют ремонта, отличаются простотой устройства. Для крупной руды они более эффективны, чем секторные. По принципу действия они подобны пальцевым, только вместо пальцев используются якорные цепи. 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.

Рассмотренные выше основные типы люков и затворов не охватывают всего их многообразия, однако последнее относится преимущественно к отдельным конструктивным деталям.

Характеристика люковых устройств, применяемых на отечественных и зарубежных рудниках, приведена в табл. 13.

Таблица 13

Характеристика люковых устройств, применяемых на отдельных отечественных и зарубежных рудниках

Рудники	Размер куска, мм	Тип затвора и привода	Размеры выпускного отверстия, мм		Угол наклона днища, град	Материал днища
			ширина	высота		
Холтосон	Небольшой	Шибберный	800	500	50	Дерево
Высокогорский	300	Секторный, ручной	940	940	43	Рельсы
Кансайский	300	То же	760	760	45	Сталь листовая толщиной 5—8 мм
Криворожские	300	Лотковый с пневматическим цилиндром	900	600	50	Рельсы, заделанные в бетон
Криворожские	300	Двойной секторный с пневматическими цилиндрами	900	540	50	Рельсы
Им. Губкина	400	Лотковый и секторный, ручной с контргрузом	1000	800	37	Листовая сталь толщиной 20 мм
Сальмо (Канада)	400	Цепной с пневматическим цилиндром и шибберный — ручной	1250	800	37	Листовая сталь
Алтын-Топкан	500	Подсечной секторный с пневматическим приводом, секторный с ручным приводом и шибберный (для дозатора)	1450	1300	55	Сталь

Рудники	Размер куска, мм	Тип затвора и привода	Размеры выпускного отверстия, мм		Угол наклона днища, град	Материал днища
			ширина	высота		
«Молибден»	600—800	Пальцевый и лотковый	1500	1500	35	Листовая сталь
Аляска-Джюно (США)	700	Шиберный с пневматическим цилиндром	1520	1300	25	Сталь
Керр-Эддисон (Канада)	1000	Пальцевый с пневматическим цилиндром	2400	1800	35	Стальные броневые плиты из марганцовистой стали толщиной 76 мм

§ 7. Поддержание выработанного пространства

В результате проведения горных выработок равновесно-напряженное состояние горных пород, в котором они находятся в нетронutom массиве земной коры, нарушается. В результате перераспределения напряжений породы по контуру выработки могут смещаться, оказывая на окружающий массив, целики и крепь горное давление. Величина и характер горного давления находятся в зависимости от многих факторов, из числа которых наиболее важны: глубина разработки; физико-механические свойства горных пород; состояние массива земной коры; размеры, форма и взаимное расположение выработок; время, в течение которого массив горных пород и пройденные в нем выработки испытывают горное давление.

Глубина разработки среди этих факторов имеет первостепенное значение. Поэтому 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 оставляемых 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 стрельяние пород, или пластическую их деформацию — вспучивание пород, разрушение целиков и др.

Управление горным давлением осуществляется двумя способами: 1) применением средств поддержания пород, окружающих

выработанное пространство; 2) путем обрушения вмещающих пород в выработанное пространство.

При подземной разработке рудных месторождений поддержание выработанного пространства является одной из операций, имеющих первостепенное значение, поэтому остановимся на нем подробно.

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. Применяемый способ поддержания очистного пространства положен в основу многих современных классификаций подземных систем разработки рудных месторождений.

Поддержание выработанного пространства имеет целью: предотвратить на продолжительное время (например, на все время отработки данного шахтного или рудничного поля) массовое сдвигание пород, окружающих выработанное пространство, и земной поверхности; обеспечить безопасные и удобные условия работы для людей во время очистной выемки в рабочем пространстве блока и в примыкающих к нему выработках.

Применяемые для этого способы и средства поддержания можно разделить на две основные группы:

1) средства, способствующие сохранению устойчивости обнаженных пород кровли и боков очистного пространства;

2) способы искусственного поддержания путем непосредственного подпора блоков и кровли очистного пространства целликами, закладочным материалом, отбитой рудой или крепью.

В практике часто приходится прибегать не к одному, а к нескольким способам искусственного поддержания, например: к закладке для поддержания боков очистного пространства и креплению для поддержания кровли; к оставлению (через значительные интервалы) целликов для поддержания кровли и креплению — в промежутках между ними и др.

Средства, способствующие сохранению 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 в различных случаях приводит к разным 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 совсем без искусственного поддержания.

Поэтому правильный подбор площади или пролета обнажения является одним из важнейших средств сохранения обнаженных пород в устойчивом состоянии.

Обрушение кровли вслед за выемкой. Это средство управления горным давлением получило широкое распространение при разработке пологопадающих месторождений, особенно каменноугольных.

Оно основано на том, что при выемке полезного ископаемого сплошным забоем (рис. 72) давление пород кровли на крепь возрастает по мере того, как увеличивается обнаженный пролет кровли. 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. Для того чтобы снизить давление на забой и стоящую вблизи него крепь, необходимо уменьшить пролет обнажения путем обрушения его, т. е. сократить длину «консольной плиты».

Обрушение кровли производят путем удаления («выбивки») крепи.

Допустимая длина консоли зависит от свойств пород и мощности месторождения. Соответственно этому расстояние, через которое производится обрушение пород — шаг обрушения, 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 обрушение может происходить внезапно.

Обрушение налегающих пород по мере понижения очистной выемки. По своей сущности это средство близко к описанному выше обрушению кровли, но характерно для разработки крутопадающих мощных рудных тел.

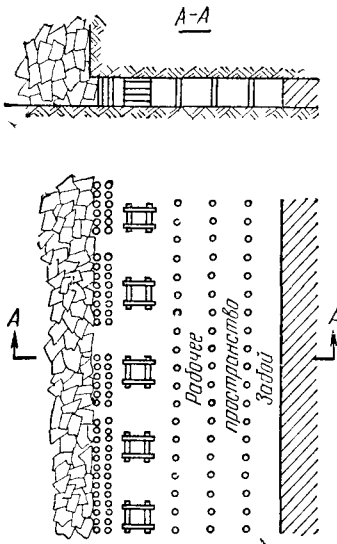


Рис. 72. Разработка с обрушением кровли

Обрушение вмещающих рудное тело пород, вместо поддержания их, особенно эффективно в тех случаях, когда в результате подработки вмещающих пород возникает очень сильное горное давление и искусственное поддержание сопряжено с большими трудностями.

Сущность обрушения вмещающих пород по мере выемки рудного тела тесно связана с самим процессом очистной выемки и потому может быть уяснена лишь при изучении соответственных систем разработки с обрушением.

Интенсивность очистной выемки. Интенсивность очистной выемки обуславливает время, в течение которого обнаженную поверхность кровли или боков очистного пространства необходимо поддерживать, предохраняя от обрушения.

Прочность пород со временем уменьшается, под действием давления со стороны окружающего массива породы растрескиваются, ранее скрытые трещины и плоскости ослабления раскрываются и распространяются вглубь и по всей поверхности обнажения. Кроме того, со временем может происходить выветривание и ослабление массива обнаженной породы.

Недооценка интенсивности очистной выемки часто приводит к возрастанию расходов по креплению, а также потерь и разубоживания руды, увеличению числа несчастных случаев, снижению производительности труда.

Придание кровле камер сводаобразной 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 большую сторону, исходя из конкретных условий.

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.

Сохранение устойчивости кровли и боков при взрывах. Взрыв зарядов в шпурах или скважинах, заложенных в руде вблизи контакта с боковыми породами, нередко является вследствие сейсмического действия причиной потери устойчивости вмещающих пород. В связи с этим иногда приходится отказываться от применения глубоких шпуров (скважин) и мощных зарядов, уменьшать диаметр шпуров, расстояние между ними и порядок взрывов.

Нарушение рудной кровли восходящими шпурами иногда заставляет отказываться от бурения телескопными бурильными молотками в сильнотрещиноватой руде.

При некоторых системах разработки кровля и бока очистного пространства, в котором работают или проходят люди, по мере развития выемки становятся труднодоступными. Безопасность работ в таких условиях может быть обеспечена только при монолитном строении пород и тщательной оборке кровли и боков в то время, когда они были доступны.

Способы искусственного поддержания

Поддержание рудными целиками широко применяется как в качестве самостоятельного способа поддержания, так и в комбинации с другими способами — креплением, закладой, магазинированием.

Рудные целики оставляют навсегда, либо только на время разработки данного участка.

В практике большее распространение имеют временные целики. Оставляют целики навсегда, как правило, только в малоценных ископаемых.

В зависимости от назначения и расположения целики делятся на:

1) о х р а н н ы е, оставляемые для охраны от обрушения стволов и сооружений;

2) м е ж д у э т а ж н ы е, оставляемые над и под выработками основного горизонта разрабатываемых этажей;

3) м е ж д у к а м е р н ы е (или междублоковые), оставляемые на границе между двумя соседними камерами или блоками;

4) в н у т р и з а б о й н ы е, оставляемые внутри очистного пространства камеры или выемочного участка.

Междуэтажные целики оставляют обычно временно, на период отработки данного этажа или его части, для поддержания очистного пространства и подготовительных выработок.

На рис. 73 изображен блок, ограниченный по падению и восстанию штреками и по простиранию — восстающими. Здесь надштрековый и подштрековый целики являются опорой для пород висячего и лежащего боков, ограничивая пролет обнажения вмещающих пород по восстанию. Подштрековый целик, часто называемый п о т о л о ч и н о й, в данном случае непрерывный; надштрековый же целик — д н и щ е имеет в верхней части воронкообразные углубления и прорезан рудоспусками.

Междукамерные целики, так же как и междуэтажные, служат для поддержания подготовительных выработок, например восстающих (см. рис. 73), и одновременно являются опорой обнаженных боков или кровли очистного пространства.

На рис. 74 изображена разработка пологопадающего мощного месторождения камерно-столбовой системой. Здесь камеры 1 шириной 10—15 м разделяются целиками 2 примерно таких же размеров. В поперечном направлении целики прорезаются расчечками 3. Если в кровле камеры не наблюдается отслаивания породы, то руду вынимают до кровли; если же кровля недостаточно крепка, а руда устойчива, то над камерной оставляют покровельный целик 4.

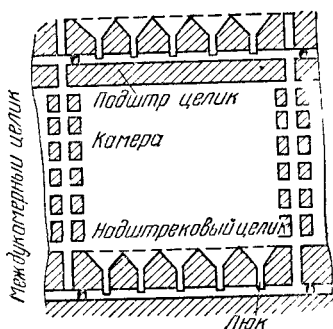


Рис. 73. Междустадийные и междукамерные целики

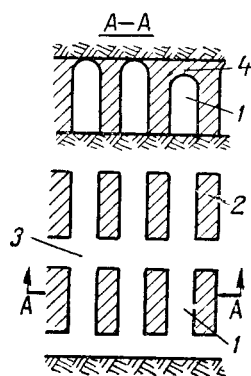


Рис. 74. Междукammerные целики при камерно-столбовой системе

Соотношение размеров камер и междукammerных целиков варьирует в широких пределах в зависимости от назначения целиков, устойчивости руды и пород, мощности месторождения и др.

Внутризabойные целики 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 внутризabойные целики располагают регулярно, через определенные расстояния и придают им более или менее постоянные размеры и форму, или нерегулярно, не соблюдая постоянства формы и размера целиков (рис. 75).

Поддержание закладкой выработанного пространства имеет широкое распространение 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, умень-

шению расхода крепежного леса, пожаробезопасности работ, улучшению условий вентиляции.

По степени заполнения выработанного пространства закладка может быть *полной* или *частичной*.

В зависимости от состава закладочного материала и способа его транспортирования различают:

с у х у ю з а к л а д к у — закладочный материал не содержит воды сверх своей 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).

г и д р а в л и ч е с к у ю з а к л а д к у — смесь закладочного материала с водой в виде пульпы перемещается в выработанное пространство по трубам;

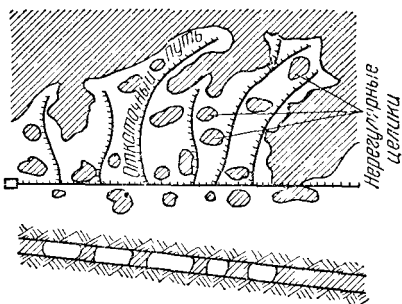


Рис. 75. Целики в очистном пространстве

в последнее время стали применять так называемую *твердую* гидравлическую закладку, в состав которой входят компоненты (CaO , MgO и др.), способные в водной среде отвердевать и цементировать закладочный массив;

пневматическую закладку — закладочный материал сухой, перемещается по трубам под действием сжатого воздуха.

Источники получения закладочного материала, организация закладочных работ, достояния, недостатки различных способов закладки и условия их применения будут рассмотрены в гл. IX.

Поддержание сухой породной кладкой из кусков пустой породы представляет разновидность закладки. Сухой кладкой выработанное пространство заполняют не сплошь, а полосами шириной 4—6 м.

Сухая породная кладка применяется преимущественно в горизонтальных и слабонаклонных очистных выработках большой площади. Для ее возведения обычно используется порода, попутно добываемая при подрывке почвы или кровли, а также сортировке руды.

Поддержание магазинированием руды. Магазирирование руды применяют для создания опоры людям, работающим в забое, и для поддержания боковых пород вместо закладочного материала (рис. 76). Ввиду того, что руда при отбойке

разрыхляется и увеличивается в объеме, в очистном пространстве оставляют примерно 65% ее, а 35% выпускают по мере отбойки. Вся замагазинированная руда выпускается после отработки блока.

В отличие от закладочного материала отбитая руда является временным средством поддержания — только в период очистной выемки блока; как правило, магазинирование руды производится при относительно устойчивых вмещающих породах.

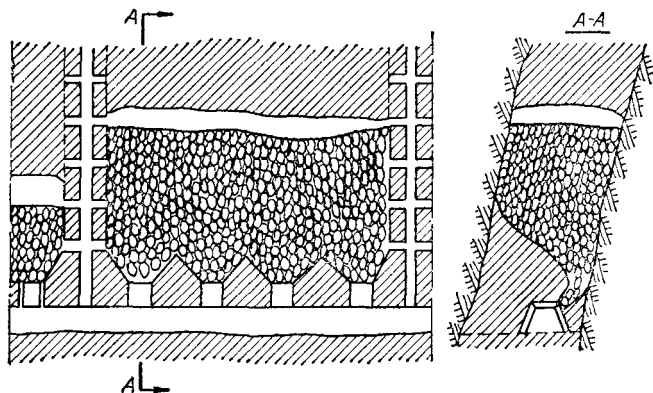


Рис. 76. Магазинирование руды

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, что особенно важно при очистной выемке; небольшим сроком службы крепи очистного пространства; обычно меньшей стоимостью и меньшей дефицитностью дерева по сравнению с другими материалами; эластичностью и податливостью деревянной крепи.

Пожароопасность, недостаточная прочность и недолговечность деревянной крепи, а также наличие на руднике других дешевых материалов заставляют иногда отдавать предпочтение другим видам крепи, в частности бетонной, каменной, смешанной и редко металлической. Последняя применяется, как правило, в качестве переносной крепи.

Конструкции деревянной крепи очистных выработок можно свести к следующим: распорная крепь — простая, усиленная, составная; костровая крепь; крепежные рамы; станковая крепь.

Эти типичные конструкции в зависимости от условий видоизменяются, приобретая добавочные элементы, комбинируются между собой и получают при этом особое наименование, например багарейная крепь, стропильная крепь, обрамляющая крепь.

Сведения о конструкции различных видов крепи известны из других дисциплин и, кроме того, будут приведены дальше, в процессе рассмотрения систем разработки. Поэтому здесь описание крепи не приводится. Остановимся только на особом, новом виде — штанговой крепи.

Штанговая или (болтовая) крепь в последние годы применяется все более широко. Она в определенных условиях довольно хорошо предохраняет от обрушения пород, экономична, дает возможность уменьшить сечение выработок и понижает их сопротивление воздушной струе.

Описания конструкций штанг, аспирирующих замков, способов установки штанг здесь не приводятся, так как это известно из курса крепления горных выработок.

Штанги в кровле очистных забоев располагают при вертикальной трещиноватости и слоистости пород под углом 30—45° к вертикали, а при наклонной слоистости или трещиноватости — вертикально. В породах висячего и лежащего боков штанги устанавливают поперек слоистости или трещиноватости.

Шпурь под штанговую крепь обычно бурят телескопными перфораторами, которые используют и для установки штанг, применяя для этого специальные насадки. Гайки заворачивают специальными ключами. Для механизации установки штанговой крепи создан комбайн отечественной марки АБК. Перемещается он на самоходной тележке по колею 750 мм со скоростью 0,5 м/сек. Некоторые технические показатели комбайна:

Мощность двигателя, л. с.:	
вращателя	7
податчика	4
Скорость вращения шпинделя, об/мин	108
Крутящий момент на штанге, кгм	41
Осевое усилие подачи, кг	2000
Ход подачи, мм	1500—2000
Глубина бурения, м	1,5
Диаметр устанавливаемых штанг, мм	32

Для определения прочности закрепления штанги применяют специальные приборы.

Штанговая крепь имеет перспективы широкого применения не только в подготовительных выработках, но и в очистных.

Особое значение приобретает штанговая крепь в условиях разработки рудных месторождений на больших глубинах. Она устанавливается в выработках, где ожидаются «горные удары»; длина штанг в этих условиях увеличивается. Применение этой крепи на руднике Лейк Шор (Канада), глубина работ на котором превышает 2500 м, резко снизило число «горных ударов».

§ 8. Организация труда на очистных работах

В совершенствовании организации труда на очистных работах заложены большие возможности роста производительности

труда. Недостаточно продуманная организация труда приводит к большим потерям рабочего времени.

Одним из важных средств повышения производительности труда, ликвидации потерь рабочего времени, рационального использования машин, механизмов и материалов является техническое нормирование.

Описанные выше производственные операции — отбойка, доставка, погрузка, поддержание — являются основными операциями по очистной выемке.

Кроме основных производственных операций в процессе очистной выемки участвуют различные вспомогательные операции. К ним, в частности, относятся: доставка в очистной забой и монтаж оборудования, наращивание воздухопроводных труб, укладка и снятие настилов, доставка крепежных материалов и др.

Основные понятия о цикличной организации труда

Основные и вспомогательные операции очистной выемки следуют в определенном порядке одна за другой и периодически повторяются. Например, после отбойки руды и проветривания забоя производится уборка отбитой руды, затем крепление и снова — отбойка, проветривание, уборка, крепление, т. е. весь процесс очистной выемки в каждом забое (или блоке) выполняется по завершенному циклу операций.

Циклом называют систематически повторяющийся комплекс работ в забое (например, от одного взрывания до другого), выполняемых в определенной последовательности и за определенный промежуток времени по всей длине или площади данного забоя.

Сокращение времени цикла приводит к росту числа циклов за данный период времени, и если при этом число забоев и подвигание каждого из них за цикл не уменьшаются, то это обеспечивает выполнение и перевыполнение производственного плана добычи руды по забою или блоку.

Цикличность работы является важным средством выполнения производственной программы, повышения производительности труда, использования механизмов, улучшения качественных показателей. По своей сущности цикличность основана на требовании, чтобы каждый рабочий вовремя и полностью выполнял и перевыполнял свою норму.

Цикличная работа — это планомерное, согласованное ведение производственных процессов.

Выполнение производственных операций по циклам создает определенный ритм работы. Это повышает безопасность труда,

так как при циклической организации работ те или иные операции производятся единообразно, и потому меры предосторожности имеют привычный, установившийся характер, что лучше всего устраняет возможность несчастных случаев.

Для организации работы на основе циклическости необходимо определить содержание и объем входящих в цикл операций, рассчитать их по времени выполнения и взаимно увязать расписанием. Как показал опыт, такое расписание удобно для пользования, когда оно составлено в форме графика, называемого графиком циклическости.

Существуют два способа графического изображения организации работ:

- 1) планограмма — построение процесса с показанием хода работ во времени и в пространстве;
- 2) циклограмма — построение процесса с показанием хода работ только во времени.

П л а н о г р а м м а представляет собой вытянутый прямоугольник, одна сторона которого, разбитая на равные отрезки, показывает время выполнения процесса (часы, смены, сутки), а другая — подвигание работ по забою.

П л а н о г р а м м а позволяет устанавливать место и продолжительность выполнения любой операции в забое в любой момент времени. Планограммы применяют редко, только для изображения организации работ в забоях значительной длины, где в разных пунктах одновременно производится несколько операций.

Ц и к л о г р а м м а (рис. 77) отражает только время и последовательность проведения отдельных операций цикла.

При разработке рудных месторождений вследствие небольших размеров забоев изображение процесса в виде циклограммы достаточно наглядно и применяется чаще, чем изображение планограммой.

Циклограмма обычно содержит: 1) график организации работ; 2) график выходов рабочих; 3) объем работы, количество занятых рабочих за цикл по отдельным операциям; 4) производственно-технические показатели по расходу рабочей силы и основных материалов; 5) суточное и месячное задание по количеству циклов и объему работы.

Приведем два примера построения графика циклическости. На рис. 77 изображен график циклическости для системы слоевого обрушения, описанной в гл. XII. При переходе на 6-часовой рабочий день время, затрачиваемое на выполнение каждой операции уменьшается.

В блоке при потолкоуступной системе разработки обычно находится в работе несколько уступов и операции на всех уступах блока взаимно увязываются. Так, если на одном уступе ведется бурение, то на другом в это время производится разборка,

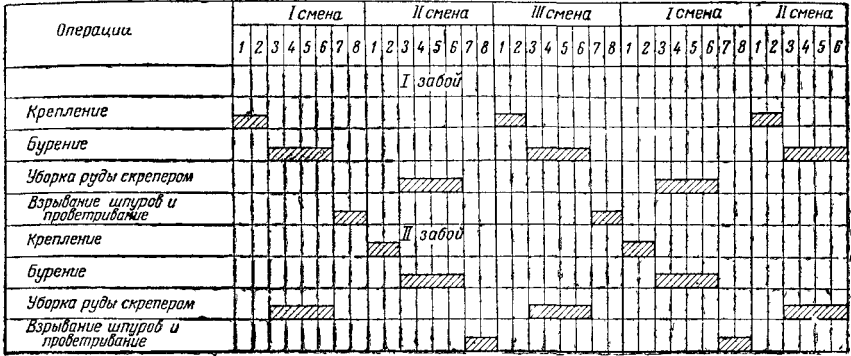


Рис. 77. Циклограмма на два забоя при слоевом обрушении

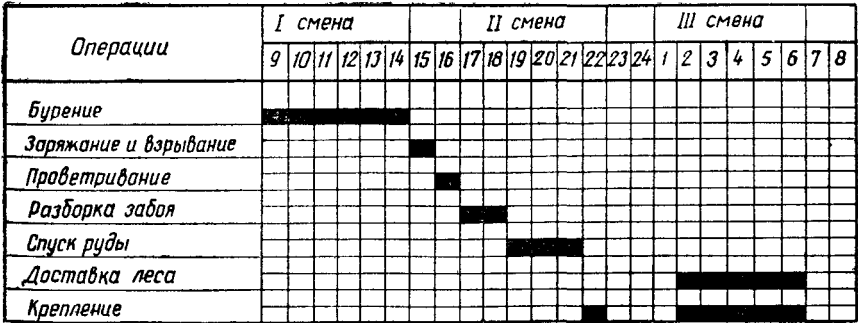
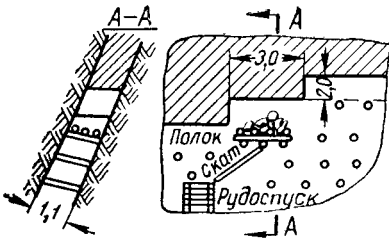


Рис. 78. Схема и циклограмма потолкоуступной выемки с распорной крепью

крепление и устройство полков. В следующую смену операции в забое меняются. Часто на всех уступах одна и та же операция производится одновременно.

На отдельном уступе все операции выполняются последовательно. На рис. 78 приведена циклограмма работы одного уступа. Бурение с полка происходит в течение всей смены; зарядание, взрывание и проветривание — в перерыв между сменами. Отбитая руда принимается на полок и частично по скату поступает в рудоспуск. После каждого взрыва забой тщательно разбирают и руду сгребают в рудоспуск. По мере подвигания уступов устанавливают распорную крепь с дощатым настилом.

Условия обеспечения цикличной работы

Успешная цикличная работа возможна при соблюдении ряда условий.

Для того чтобы выполнению производственной программы по добыче руды не препятствовали неполадки в отдельных очистных забоях или блоках, необходимо всегда иметь в наличии резервные очистные забой или блоки в количестве 25—30% от числа постоянно работающих.

Организация очистных работ по графику цикличности возможна при строгом соблюдении технологического режима работы рудника (шахты), правильной связи основных и вспомогательных операций и процессов в работе всей шахты.

Для работы по графику необходимы: ведение очистной выемки по утвержденному проекту системы разработки; четкая организация работы транспорта; бесперебойное и своевременное снабжение забоев необходимым оборудованием, исправным инструментом и материалами; организация планово-предупредительных ремонтов горных машин, воздухопровода, компрессоров и другого оборудования; нормальный режим проветривания забоев и хорошее их освещение.

Нарушенный по каким-либо причинам цикл-график должен быть восстановлен путем оперативной перестройки работы. При выходе из строя данного забоя по техническим причинам дальнейшая работа по графику во время, необходимое для полного восстановления этого забоя, может продолжаться в подготовленном резервном забое.

Организация труда при цикличной работе

Работа по графику требует правильной организации забойных бригад. На очистной выемке известны следующие формы организации бригад.

1. Комплексная бригада с совмещением профессий, целесообразная при небольшом фронте работ и частом повторении раз-

личных операций очистной выемки. Так, например, при системе слоевого обрушения в блоке имеются два забоя сечением по 7—9 м², в каждом из которых необходимо выполнять такие операции, как бурение, крепление, уборка руды, укладка настила и пр. Ввиду частого чередования этих операций каждый член бригады должен владеть несколькими профессиями.

2. Комплексная бригада с разделением труда внутри бригады, целесообразная в тех случаях, когда наряду с разнообразием выполняемых операций имеется большой фронт работ (например, при системах подэтажного обрушения, системе с магазинированием руды).

Для полной загрузки рабочего времени члены бригады также должны владеть двумя-тремя профессиями: бурильщика, взрывника, скрепериста, крепильщика.

3. Специализированная бригада (буровых рабочих, скреперистов и др.) целесообразнее, когда имеется большой фронт работ, как например, при системе принудительного этажного обрушения. В этом случае в течение длительного времени выполнение отдельных операций не связано между собой.

Глава VII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ

§ 1. Общие сведения и классификация систем

К этому классу относятся системы разработки, при которых вмещающие породы во время выемки блока поддерживаются рудными целиками или простейшими видами крепи и очистное пространство блока между целиками остается открытым, т. е. свободным.

После выемки всего блока выработанное пространство продолжает оставаться открытым или обрушается, а иногда заполняется закладочным материалом.

Поддержание вмещающих пород целиками и простейшими видами крепи составляет отличительную особенность большинства систем этого класса.

К этому же классу часто относят отдельные системы, у которых данная особенность выражена слабо и роль крепи в поддержании превалирует над целиками. По своему характеру эти системы, например потолкоуступная система с регулярной распорной крепью, бетонными колоннами или стенками из сухой кладки, представляют переходные разновидности между классами. С подобными переходными разновидностями мы встретимся также при изучении других классов систем.

Системы с открытым очистным пространством занимают одно из первых мест среди систем подземной разработки рудных месторождений. Их удельный вес в добыче руд подземным способом в СССР достигает 30 %.

Широкое применение этих систем объясняется многообразием их вариантов, пригодных для самых разнообразных условий и имеющих высокую эффективность.

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, как правило, до глубины 500—800 м. При большей глубине работа становится опасной вследствие возникновения горных ударов и взрывов, кроме того, в результате увеличения горного давления требуется оставлять целики очень больших размеров. Однако в отдельных случаях этот предел глубины превышают; например, на руднике Юнайтед Верде (США) разработку меднорудных залежей ведут системой с открытой подэтажной выемкой на глубине 1200 м.

В классе систем с открытым очистным пространством в зависимости от способа ведения очистной выемки можно выделить следующие шесть основных групп систем.

1. Почвоуступные системы разработки с подвижением уступного фронта очистной выемки в блоке сверху вниз — от верхнего к нижнему основному штреку.

2. Потолкоуступные системы разработки с обратным подвижением уступного фронта очистной выемки снизу вверх — от нижнего основного штрека к верхнему. При почвоуступной выемке рудный массив находится под работающими и служит почвой очистного забоя; при потолкоуступной выемке массив добываемой руды расположен над головой рабочих.

3. Система разработки со сплошной выемкой и подвижением фронта очистных работ по простиранию или восстанию по всей высоте этажа, подэтажа, длине блока, ширине выемочного столба или панели. Линия очистных забоев бывает прямой или слегка искривленной.

4. Камерно-столбовые системы разработки, отличающиеся систематическим чередованием параллельных одна другой выемочных камер и разделяющих их постоянных междукammerных целиков и подвижением фронта очистной выемки в каждой камере вдоль длинной оси ее — по простиранию, по восстанию или вкрест простирания рудного тела.

5. Системы с подэтажной выемкой, отличительная особенность которых состоит в разделении блока по высоте на подэтажи и отбойке руды из подэтажных выработок. Фронт очистной выемки в блоке подвигается по простиранию или вкрест простирания по всей высоте блока и имеет вид вертикальной, слегка наклонной или уступной линии.

6. Системы с этажно-слоевой выемкой характеризуются отбойкой руды слоями сразу по всей высоте или длине камеры.

§ 2. Почвоуступные системы разработки

Почвоуступные системы имеют сейчас очень малое распространение в практике и применяются главным образом в тонких жилах с крепкими вмещающими породами. Возможность без-

опасно вынимать слабые неустойчивые руды является одним из преимуществ почвоуступной системы.

Полное отсутствие потерь рудной мелочи в очистном пространстве позволяет применять эту систему в месторождениях с ценной рудой. Ввиду очень низкой производительности труда забойного рабочего применение этой системы для добычи руд невысокой ценности экономически нецелесообразно.

В крутопадающих рудных телах с мощностью более 2—3 м, а также в мощных пологопадающих месторождениях эту систему применяют только в порядке исключения. Поэтому на описании ее разновидностей для мощных рудных тел останавливаться не будем.

Необходимо отметить, что почвоуступное построение очистного забоя с рабочей плоскостью, обращенной вверх, широко используется при других системах разработки, применяемых также и в мощных рудных телах.

В зависимости от способа подготовки и порядка очистной выемки можно выделить три основных варианта почвоуступной системы разработки:

- 1) почвоуступная система без нижнего откаточного штрека;
- 2) почвоуступная система с нижним откаточным штреком;
- 3) почвоуступная разработка подземными воронками.

Последний вариант применяют в мощных рудных телах. Сущность его заключается в следующем. В месторождении выработывают воронкообразные камеры со стенками уступной формы. Такие камеры развертывают вокруг восстающих, располагаемых через 15—25 м.

Большая опасность работы людей в камерах, огромные потери руды в междуканальных целиках и потолочинах, трудоемкость работ по перегребке руды и ряд других недостатков системы разработки подземными воронками привели к полному отказу от ее применения в практике, поэтому рассматривать данную систему не будем.

Почвоуступная система разработки без нижнего откаточного штрека

Схема этой системы представлена на рис. 79. Подготовка блока к очистной выемке заключается в проходке в почве штрека восстающего B до глубины 2—3 м (положение B_1). После этого с обеих сторон восстающего в почве штрека пробуривают нисходящие шпурсы, которыми отбиваются первые, верхние уступы I .

После уборки взорванной руды углубляют восстающий до положения B_2 , обуривают уступы 2 и, произведя взрывание и проветрив забой, вновь убирают отбитую руду.

В результате повторения описанных операций очистное пространство приобретает вид, изображенный на рис. 79.

По мере того как нижние уступы и почва восстающего опускаются вниз, откидывание руды на штрек лопатами становится все более затруднительным и его заменяют подъемом в бадьях.

Вне зависимости от того, поднимается ли руда в бадьях или перекидывается лопатами, на уборку ее затрачивается огромное количество труда и времени. Приток воды, если ее нельзя удалить в бадьях вместе с рудой, является очень серьезным препятствием в работе.

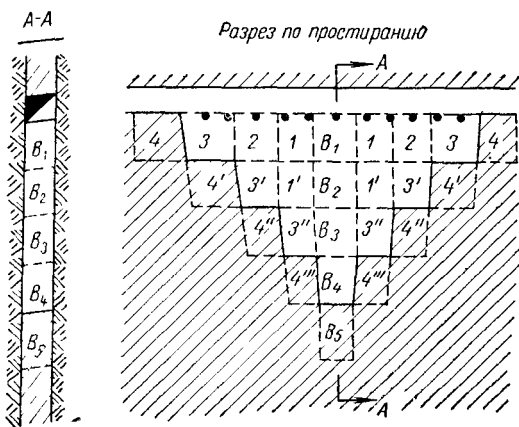


Рис. 79. Почвоуступная система разработки без нижнего штрека

Ввиду указанных и ряда других недостатков данный вариант теперь применяют очень редко: только для разработки небольших изолированных частей тонких рудных тел, когда проведение квершлага и нижнего штрека не оправдывается очень небольшими запасами руды.

Почвоуступная система разработки с нижним откаточным штреком

Подготовительные работы (рис. 80) состоят в проведении нижнего откаточного штрека 1 и рудоспускного восстающего 2, сбывающего нижний штрек с верхним вентиляционно-ходовым 3.

Отбойка руды в зависимости от ее крепости производится отбойными молотками или путем взрывания 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.

После взрывных работ отбитую руду перегружают с уступа на уступ до восстающего, в нижней части которого установлен люк 4. По мере удаления линии забоя от восстающего в откаточном штреке устанавливают дополнительные люки 5 (чаще китайские). Доставка руды, как и в предыдущем варианте системы, является наиболее трудоемкой операцией очистной выемки. По мере отработки блока в почве верхнего и кровле нижнего штрека устанавливают распорки 6, покрытые затяжкой 7.

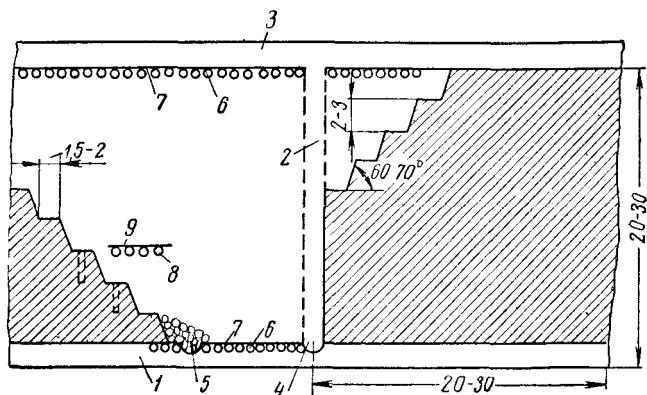


Рис. 80. Почвоуступная система разработки с нижним штреком

Большим недостатком почвоуступной системы является опасность работ при недостаточно устойчивых боковых породах, площадь обнажения которых над головой работающих 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 распорок покрывают затяжкой 9, которая служит перекрытием над головой рабочих.

Трудность доставки и возрастающая по мере выемки площадь обнажения боков не позволяют принимать высоту этажа при данной системе свыше 30 м.

Почвоуступная система разработки с нижним откаточным штреком может оказаться целесообразной только в редких случаях, 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.

§ 3. Потолкоуступные системы разработки

Потолкоуступные системы в противоположность почвоуступным имеют обширную область применения и пользуются большим распространением при разработке крутопадающих жильных и пластовых месторождений мощностью до 2—3 м. Если мощность меньше 0,6 м, то требуется подрывать боковые породы. При валовой выемке руды и породы последнюю отсортировывают в очистном забое и оставляют как закладку или же выдают в смеси с рудой. В случае раздельной выемки пустую породу, как правило, оставляют в очистном пространстве.

При пологом падении и мощности рудного тела свыше 3 м вместо потолкоуступной системы применяют камерно-столбовую, а при крутом падении — систему с магазинированием руды или с подэтажной отбойкой.

Если падение рудного тела меньше 40° , то потолкоуступные системы, рассчитанные в основном на доставку руды собственным весом, существенно видоизменяют или заменяют другими системами.

Вмещающие породы и руда должны быть устойчивые. В неустойчивых вмещающих породах увеличивается количество крепи, конструкция ее усложняется и система может быть отнесена к классу с креплением очистного пространства. Граница между системами с открытым очистным пространством и с креплением в данном случае устанавливается условно. К первым будем относить системы, где применяется простая распорная крепь, а ко вторым — системы со сложной и усиленной распорной, а также станковой крепью.

Ценность руды, наличие в ней включений пустой породы, склонность руды к слеживанию, нарушения в рудном теле, характер контактов не имеют для данной системы существенного значения и не влияют на ее применение.

Потолкоуступная выемка (рис. 81) по форме линии очистного забоя представляет собой перевернутую на 180° почвоуступную выемку. Уступы располагаются над головой работающих, которые стоят на настиле, уложенном на распорную крепь. Общее направление подвигания очистной выемки в блоке — снизу вверх, а каждого уступа — по простиранию или по восстанию.

Опережение нижних уступов над верхними составляет 2—4 м при коротких уступах (рис. 81, а) и 10—12 м при длинных уступах (рис. 81, б). Реже применяются высокие уступы (рис. 81, в), имеющие ширину 1—2 м и высоту 10—15 м.

Выбор направления выемки, формы и размеров уступов зависит главным образом от принятого способа отбойки и доставки руды. Последние, в свою очередь, подбираются с учетом строения руды, крепости боков, характера контактов, угла падения рудного тела.

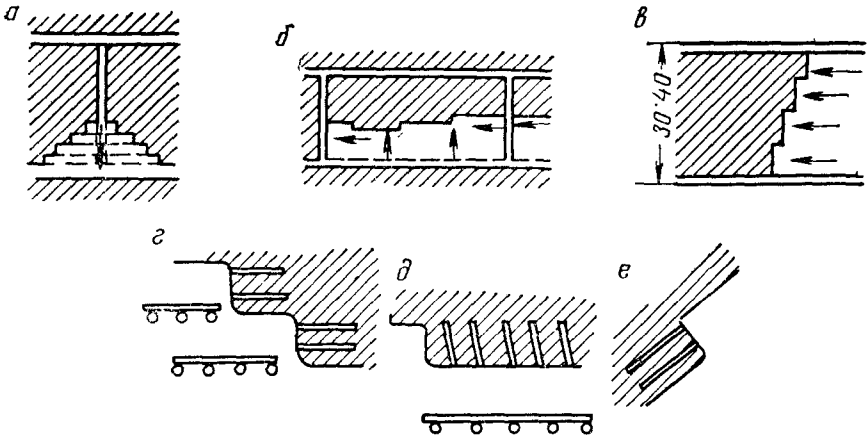


Рис. 81. Форма забоев и расположение шпуров при потолкоуступной системе

При отбойке горизонтальными шпурами (рис. 81, г) уступы располагают по схемам, приведенным на рис. 81, а, в. Для отбойки восходящими шпурами (рис. 81, д) более удобны длинные уступы (см. рис. 81, б).

Разработка наклонными уступами, изображенная на рис. 81, е, вызвана горизонтальной слоистостью или трещиноватостью руды, когда выемка горизонтальными слоями опасна.

В настоящее время наибольшее применение имеет схема отбойки длинными уступами (рис. 81, б) в связи с большими преимуществами бурения телескопными молотками.

В группе потолкоуступных систем разработки можно выделить следующие основные варианты.

1. С доставкой руды под действием собственного веса:
 - 1) непосредственно по очистному пространству;
 - 2) по выкрепленным в очистном пространстве рудоспускам.
2. С частичным (слоевым) магазинированием руды.

Последний вариант представляет переходную форму от системы с распорной крепью к системе с магазинированием руды.

Системы с доставкой руды собственным весом

Подготовительные работы и общий порядок очистной выемки видоизменяются мало.

Откаточные штреки 1 проводят по руде и поддерживают надштрековыми целиками 2 (рис. 82, а) или распорной крепью 3 (рис. 82, б).

Высота этажа принимается в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности жилы и угла падения в среднем от 30 до 50 м. Плотные устойчивые бока, небольшая мощность и крутое падение позволяют принимать наибольшую высоту, а противоположные условия требуют снижения ее до наименьших размеров. На отдельных рудниках при очень благоприятных условиях высоту этажа увеличивают до 60 м. Основными факторами, ограничивающими увеличение высоты этажа при данной системе, являются: значительное обнажение боков, затруднения, связанные с доставкой крепи, передвижением рабочих и проходкой длинных восстающих.

Выбор между поддержанием штрека целиками или распорной крепью определяется мощностью, крепостью руды и боков, ценностью руды и стоимостью крепежного леса. Необходимость проходки передового забоя и рудоспусков в целиках, а также повышенные потери руды при их отработке составляют существенный недостаток поддержания целиками. Поэтому штреки в большинстве случаев крепят распорками или рамами.

Очистная выемка в этаже развивается в наступающем или ступающем порядке; большее распространение имеет первый. Число одновременно разрабатываемых блоков редко ограничивается по техническим соображениям; в большинстве случаев очистную выемку ведут одновременно в нескольких блоках, расположенных рядом.

Под блоком понимается участок, ограниченный по простиранию двумя восстающими, или участок определенных размеров с восстающим посередине. Длину блока принимают от 40—50 до 80—100 м; большая длина блока характерна для варианта с применением рудоспусков.

Восстающие крепят распорками и соответственно с их назначением устраивают в них два отделения: ходовое, оборудованное лестницами, и материальное — для доставки крепи. Иногда эти отделения не изолируют одно от другого, а для подъема (спуска) леса в восстающем укрепляют две направляющие доски в виде желоба.

Очистная выемка начинается с проведения передового забоя, если над штреком оставляют целики, или с выемки первого слоя в кровле штрека, когда штрек поддерживают крепью.

Передовой забой проходят (см. рис. 82, а) на высоте 1,8—2,5 м от кровли штрека и сбивают с ним рудоспусками, располагаемыми через 6—8 м один от другого.

Выемка первого слоя производится различно. Чаще всего в практике пользуются одним из следующих двух способов.

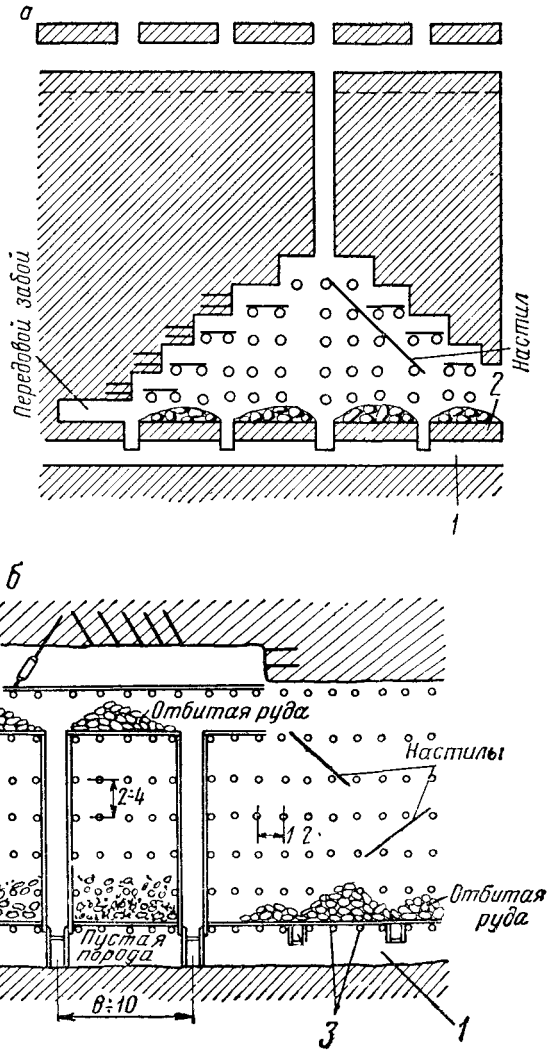


Рис 82 Варианты потолкоуступной системы с доставкой руды собственным весом

1. Первый слой вынимают заранее, вслед за проведением штрека, с отставанием от него на 10—15 м. В этом случае крепь в кровле штрека устанавливают только после выемки первого слоя. Взрываема при выемке первого слоя руда, падая на почву штрека, задерживает проходку его и мешает откатке. Поэтому иногда штрек проходят сразу высотой до 4 м, а крепь устанавливают на высоте около 2 м.

2. Первый слой вынимают непосредственно перед началом очистной выемки данного блока, когда штрек уже пройден; распорную крепь в штреке устанавливают по мере выемки первого слоя.

Высота уступов подбирается в зависимости от свойств руды и принятого способа бурения.

При отбойке восходящими шпурами высота уступа изменяется в сравнительно узких пределах — от 1,5—1,8 до 2—2,2 м; бурение более мелких шпуров нецелесообразно, а слишком глубокие шпуры с большими зарядами нарушают кровлю и создают опасность при разборке, а также выбивают распорки.

При отбойке горизонтальными шпурами высота уступов составляет 1,8—2,2 м, если обуривание их ведут с одного настила (см. рис. 82, б); если же пользуются несколькими настилами, то изменяют высокие уступы (см. рис. 81, в).

Поддержание вмещающих пород осуществляется распорной крепью. Расстояние между распорками по простиранию подбирают в зависимости от устойчивости боков. 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 установку вновь выбитой или нарушенной крепи затрачивается много труда и времени, так как эта работа сложна и опасна. В результате значительно снижается производительность труда забойного рабочего, а также интенсивность очистной выемки. В среднем на 1 чел-смену 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.

Если рудное тело имеет большую длину и не прерывается безрудными участками, управление вмещающими породами осуществляется следующими средствами:

систематическим оставлением междублоковых и внутризобойных целиков; данный способ можно применять только в рудах невысокой ценности, так как эти целики редко удается обработать;

частичной или полной закладкой выработанного пространства после выемки нескольких блоков;

обрушением отработанных блоков; этот способ применяют в том случае, если вследствие обнажения висячего бока на полной площади блока проявляется сильное горное давление; блоки отработывают в отступающем порядке по одному, обрушая висячий бок в отработанном блоке, прежде чем приступить к выемке 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. После отработки нескольких этажей во избежание развития сильного горного давления, сдвижения или массового обрушения висячего бока рекомендуется закладывать хотя бы один этаж, после чего закладочный материал перепускать вслед за выемкой этажей. Можно заполнять выработанное пространство также путем обрушения пород висячего и лежащего боков.

Уборка отбитой руды в крутопадающих рудных телах не представляет затруднений, так как почти всегда возможно свободное перемещение ее до штрека под действием собственного веса.

На рис. 82, а в левом крыле блока показан случай свободного перемещения руды от уступов до рудоспусков и люков. Однако при таком способе доставки, отличающемся простотой и малой затратой труда, происходят нарушение и поломка распорной крепи падающими глыбами руды. Этот недостаток при выемке короткими уступами устраняют устройством наклонных настилов-рештаков, которые принимают на себя удары падающей руды и замедляют ее движение. Установка длинных непрерывных рештаков и переноска их вслед за подвиганием линии очистного забоя связаны с большой затратой труда. Поэтому вместо длинных переносных рештаков при выемке длинными уступами следует пользоваться короткими настилами, как показано на рис. 82, б. Настилы нужно устанавливать с таким расчетом, чтобы высота падения любого куска руды в очистном пространстве до настила была не больше 12—15 м. Обычно настилы устраивают из тонкого круглого леса или толстых горбылей и досок.

При возведении рудоспусков в очистном пространстве, как это изображено в левой половине рис. 82, б, отбитая руда спу-

скается к люку, не нарушая распорной крепи. Рудоспуски располагаются в среднем через 8 м один от другого, поэтому часть руды приходится подкидывать к рудоспускам на расстояние до 4 м (половина расстояния между рудоспусками).

Принято считать, что вариант с возведением рудоспусков позволяет после взрыва отобрать из руды пустую породу и оставить ее в очистном пространстве между рудоспусками (см. рис. 82,б). Однако, как показал опыт ряда рудников, оставление пустой породы в очистном пространстве приводит к заметному росту потерь рудной мелочи (обычно более богатой), 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.

В процессе выемки блока в очистном пространстве (на лежащем боку и над штреками) накапливается много рудной пыли и мелочи, которую после окончания выемки блока собирают метлами или лопатами, если в выработанное пространство блока можно проникнуть, не подвергаясь опасности, либо смывают водой.

Оценивая потолкоуступные системы с распорной крепью, нужно указать следующее.

1. При этих системах опасность обрушения руды и вмещающих пород значительно меньше, чем при почвоуступных системах, так как рабочий имеет возможность своевременно произвести оборку кровли забоя; кроме того, непрерывное обновление кровли при отработке уступов также способствует большей устойчивости ее. Обнаженные бока очистного пространства находятся ниже рабочего места и поэтому отдельные обрушения крупных кусков породы 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.

2. 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 и приводят к довольно высокой стоимости добычи руды. Добычу руды удорожает также значительный расход крепежного леса. По данным практики производительность труда забойного рабочего состав-

ляет в среднем 1—1,5 м³/смену, расход крепежного леса 0,06—0,12 м³ на 1 м³ очистного пространства

3. Небольшие потери руды, возможность выемки ответвлении жилы, а также простота и гибкость системы, позволяющие при необходимости изменять размеры ее элементов, составляют существенные достоинства этой системы разработки, благодаря которым она имеет довольно широкое распространение в практике разработки жильных месторождений

Система с частичным (слоевым) магазинированием руды

Эта система по форме очистного забоя относится к системам со сплошной выемкой, но поскольку она явилась дальнейшим развитием потолкоуступной системы и имеет с ней много общего, описание ее приводим в группе потолкоуступных систем.

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: 1) разделение блока на горизонтальные полосы (слои) высотой 4—6 м, вынимаемые сплошным забоем снизу вверх, 2) временное магазинирование отбитой руды на настиле и выпуск этой руды после выемки всей полосы; 3) особое устройство настила, позволяющее выпускать отбитую руду через передвижное выпускное окно, 4) удобные условия труда бурильщика, устранение нарушений крепи взрывами, резкое снижение затрат труда на сооружение и восстановление крепи

Подготовительные работы в блоке длиной 50—100 м заключаются в проведении откаточного штрека и восстающих, имеющих два отделения. Откаточный штрек крепится неполными рамами через 0,7—1 м с люками для выпуска руды, устраиваемыми через 6—8 м

На рис 83 показан общий вид данной системы, а на рис 84— пять стадий выемки полосы, характеризующие весь процесс очистной выемки.

Первая 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

Вторая 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

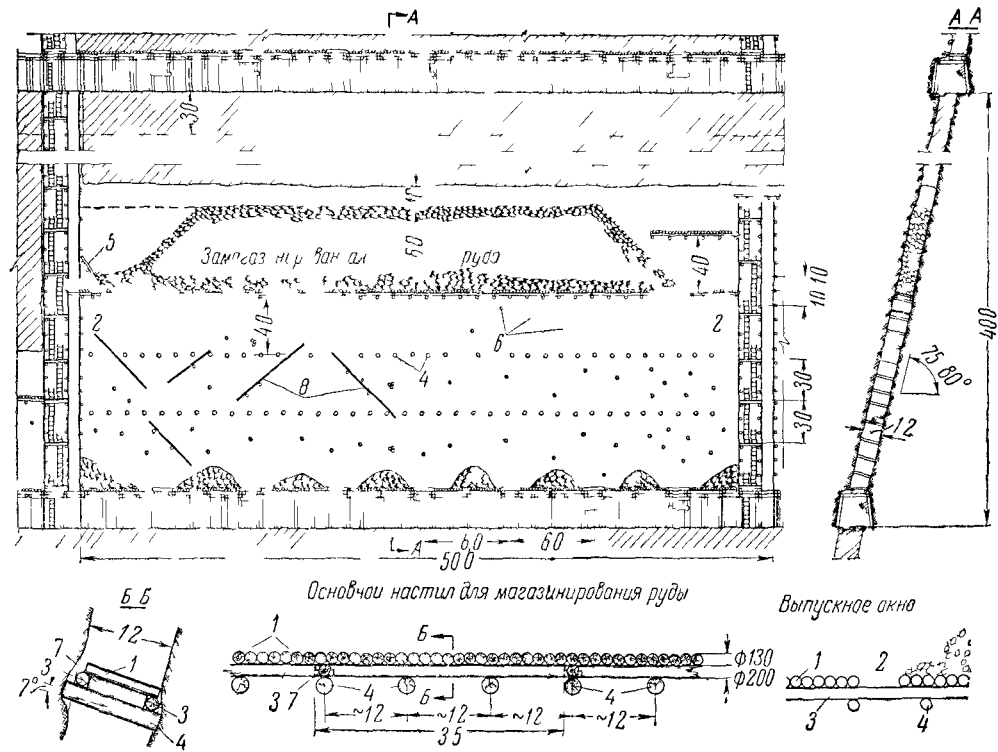


Рис 83 Общий вид системы с magazинированием руды
 1 — накатник, 2 — выпускное окно 3 — прогоны 4 — основная распорка 5 — решетка 6 — промежуточные распорки 7 — расстрелы 8 — отбойные настилы

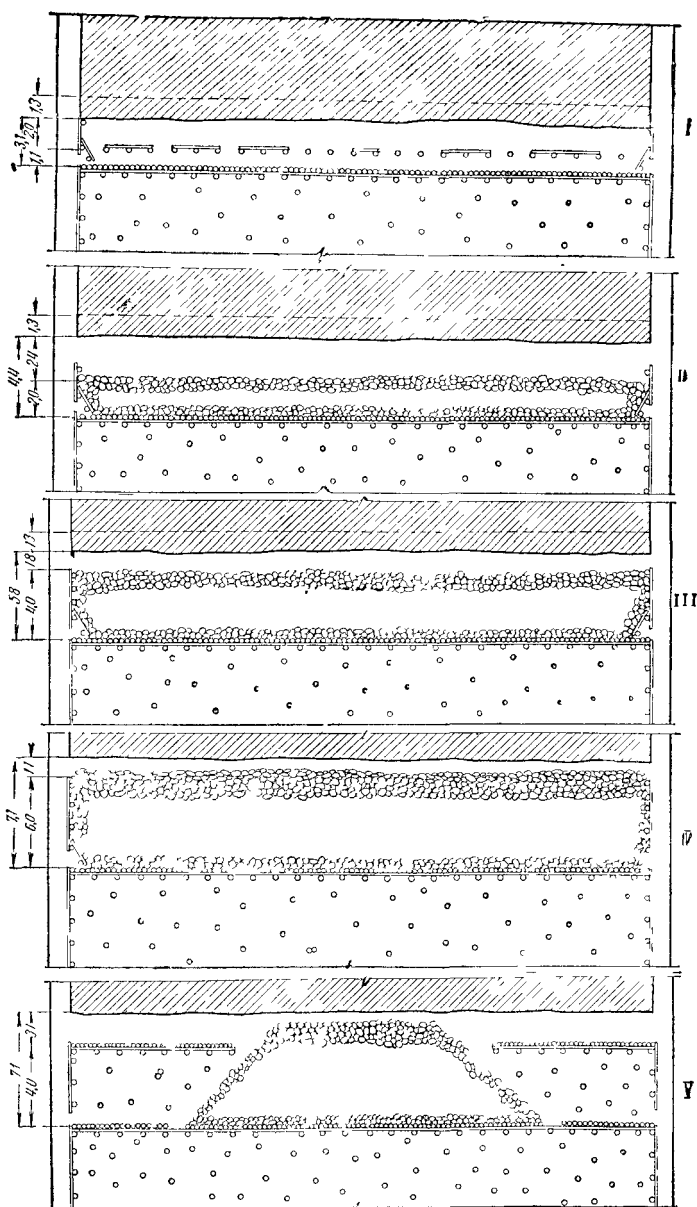


Рис. 84. Стадии очистной выемки полосы:

I — обустройство первого слоя с рабочих полков; *II* — обустройство второго слоя с отбитой руды; *III* — обустройство третьего слоя с отбитой руды; *IV* — отбитая руда перед началом выпуска, *V* — выпуск отбитой руды на магазин и сооружение настила для выемки следующей полосы

Третья 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.

Четвертая стадия. После отбойки третьего слоя высота замагазинированной руды 6 м, расстояние между отбитой рудой и забоем составляет около 1,1 м.

Пятая стадия. Начинается выпуск замагазинированной руды от границ блока через окна, образуемые в настиле, путем перемещения накатника.

Основной настил устраивается следующим образом. На распорки диаметром 18—25 см, расположенные на расстоянии 0,8—1,5 м одна от другой, укладывают два деревянных прогона диаметром 15—20 см и длиной, равной трем-четырем пролетам между распорками. Прогон в местах их сопряжения укрепляют расстрелами. На прогоны укладывают накатник диаметром 10—12 см.

Для облегчения передвижения накатника при выпуске замагазинированной руды длина его должна быть меньше ширины очистного пространства на 10—15 см.

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.

Рост производительности труда забойных рабочих на 30—40%, сокращение расхода крепежных материалов в 2 раза, создание более безопасных условий работы, а также рост интенсивности очистной выемки более чем в 2 раза при слоевом магазинировании определяют высокую ее эффективность по сравнению с обычной потолкоуступной системой с распорной крепью.

§ 4. Системы разработки со сплошной выемкой

Системы со сплошной выемкой применяются главным образом при разработке пологопадающих месторождений. Линия забоя в плане прямолинейна или слегка искривлена (иногда уступами) и перемещается по всей ширине выемочного участка — блока, панели и пр. При мощности рудного тела свыше 3—4 м забой имеет уступную форму.

Поддержание выработанного пространства осуществляется целиками, оставляемыми нерегулярно, преимущественно в рудах с пониженным содержанием металла; в рудных телах небольшой мощности иногда пользуются простейшими видами крепи (стойки, костры). При мощности более 5—7 м целики обычно оставляют регулярно, т. е. по существу переходят на ка-

мерно-столбовую систему разработки В порядке исключения сплошную систему применяют при мощности до 10—15 м.

Устойчивость кровли является обязательным условием применения сплошной системы с открытым очистным пространством. При разработке мощных рудных тел также должна быть устойчивой и руда.

Вследствие значительных потерь в целиках применение этой системы целесообразно только в рудах сравнительно невысокой ценности.

В зависимости от мощности рудного тела и направления очистной выемки можно выделить следующие основные виды систем разработки со сплошной выемкой.

1. Для рудных тел небольшой мощности:
 - 1) с выемкой по простиранию;
 - 2) с выемкой по восстанию;
 - 3) с выемкой по падению.
2. Для мощных пологопадающих рудных тел.

Системы со сплошной выемкой для рудных тел небольшой мощности

Типовой вариант сплошной системы с выемкой по простиранию для рудного тела мощностью 1,5—2 м и углом падения 20—25° представлен на рис. 85.

Очистная выемка начинается проходкой от восстающего 1 передовой выработки 2, которая через каждые 6 м сбивается с откаточным штреком 3 рудоспусками 4. Отбойка руды ведется путем взрывания горизонтальных шпуров, пробуренных ручными перфораторами вдоль всего забоя. Доставка руды до рудоспусков производится 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 м³, что увеличивало производительность скреперной установки на 30—40%.

Поддержание выработанного пространства осуществляется нерегулярным оставлением целиков 6, установкой стоек 7 или костров 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 почти полностью исключается при выемке руды по падению (рис. 86).

Этаж (или подэтаж) высотой около 50 м, как обычно принято в практике, нарезается на блоки длиной 50 м откаточным

штреком 1 и ходовыми восстающими 2 (рис. 86, а). Посредине длины блока проходят скреперный восстающий 3. Деталь сопряжения штрека со скреперным восстающим показана на рис. 86, б. Восстающий проходится с подрывкой почвы жилы на 0,75—1,0 м для аккумулялирования руды и более эффективной работы скрепера.

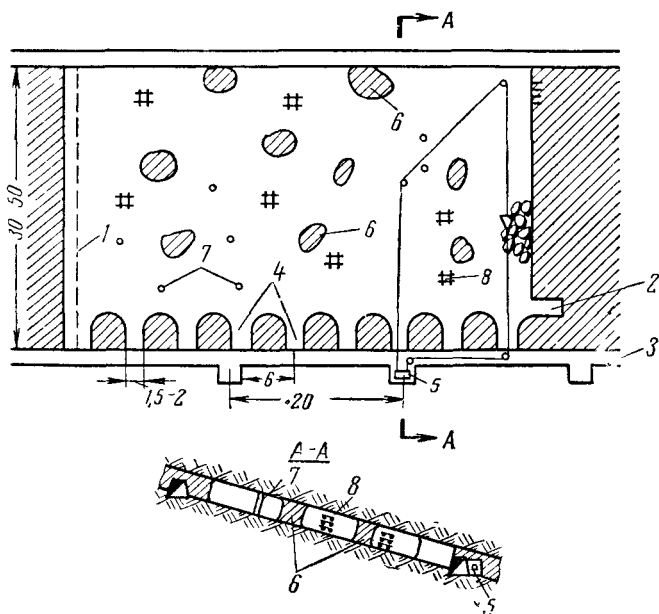


Рис. 85. Система со сплошной выемкой по простираанию

Фронт очистной выемки подвигается по падению сразу по всей длине блока. По мере подвигания линии забоя через каждые 6 м производят сбойку с ходовым восстающими. Кровлю вслед за выемкой в ослабленных местах подкрепляют стойками; устанавливать распорки регулярно нет необходимости.

Под действием собственного веса руда после взрыва сосредотачивается в основном вдоль линии очистного забоя, что создает благоприятные условия для ее скреперования. Скрепер продвигается вдоль линии очистного забоя, благодаря чему работы по подкидке руды почти полностью исключаются. Шпурь глубиной 1,2—1,5 м бурят вниз.

Одна скреперная лебедка 4 устанавливается в камере против восстающего, другая лебедка 5, смонтированная на тележке,— против линии очистного забоя и перед каждым взрывом откатывается по восстающему вниз, для чего в последнем прокладывается рельсовый путь.

Опыт применения данной системы показал, что по сравнению со сплошной системой разработки по простиранию она имеет ряд преимуществ: 1) более безопасные условия труда рабочих; 2) увеличение производительности труда забойных рабочих почти вдвое; 3) увеличение интенсивности выемки этажа.

Сплошная система разработки с выемкой по восстанию применяется значительно реже рассмотренных систем вследствие весьма сложной организации работ по скреперованию руды, вызванной тем, что в этом случае еще в большей степени, чем при

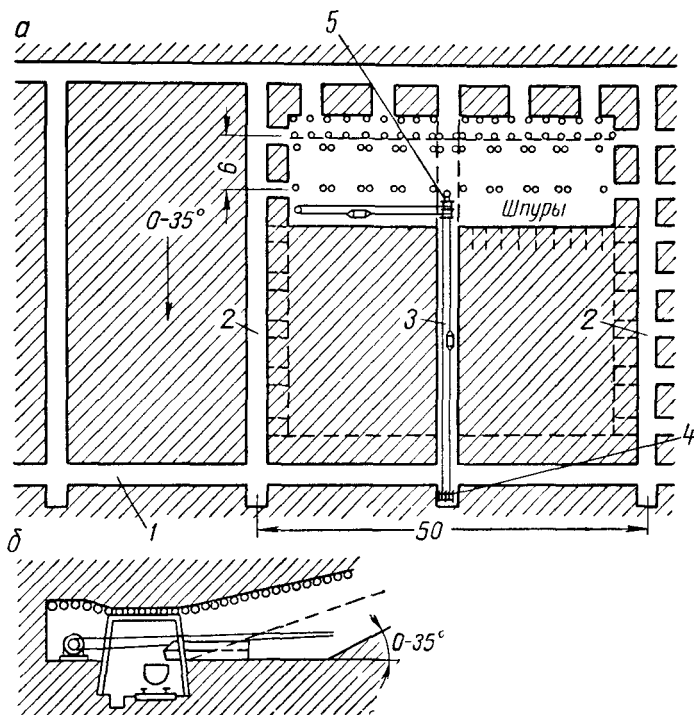


Рис. 86. Система со сплошной выемкой по падению

системах с выемкой по простиранию, происходит разброс руды взрывом. Поэтому систему разработки с выемкой по восстанию не рассматриваем.

К числу достоинств сплошных систем разработки для рудных тел небольшой мощности относятся: 1) широкий фронт работ и возможность развития очистной выемки с высокой интенсивностью; 2) простота и гибкость систем; 3) возможность селективной выемки руды.

Из недостатков наиболее существенны: 1) высокие потери руды в целиках; 2) большие расходы по доставке, которые

являются не столько недостатком системы, сколько следствием неблагоприятных естественных условий — пологого падения.

Сплошная система разработки в мощных пологопадающих рудных телах

Как было отмечено выше, в мощных рудных телах сплошная система разработки применяется редко, так как в этом случае нерегулярное оставление целиков не обеспечивает устойчивости кровли и безопасности работ.

Эта система может оказаться целесообразной, когда в рудном теле имеются участки непромышленных руд, которые можно оставить в качестве целиков.

Сплошная выемка мощных рудных тел по сравнению с выемкой маломощных и средней мощности рудных тел имеет следующие особенности.

1. Отбойка руды производится с разделением залежи по мощности на несколько уступов.

2. Скреперная доставка применяется, но ввиду повышенного выхода крупных кусков не всегда эффективна. Значительная высота очистного забоя создает благоприятные условия для использования мощных погрузочных машин.

3. Применение погрузочных машин требует такого расположения забойных откаточных путей, при котором было бы удобно подкатывать вагонетки для погрузки близко к забою.

4. Так же, как при камерно-столбовых системах разработки, имеется возможность широкого применения безрельсовых самоходных машин: экскаваторов, погрузочных машин, буровых кареток, автосамосвалов, челночных вагонеток и пр. (см. § 5 этой главы).

На рис. 87 представлена схема сплошной системы разработки мощной горизонтальной или очень пологой залежи крепкой руды с устойчивой кровлей.

При наступающем порядке очистную выемку начинают сразу же после сбойки рудным откаточным штреком I 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 сильно осложняют производство работ и увеличивают простои оборудования. Поэтому наиболее 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, так как в этом случае возможно движение автоса-

мосвала непосредственно от забоя до обогатительной фабрики на поверхности.

При наступающей выемке создается необходимость перемещения людей и оборудования через все выработанное пространство, в том числе через участки, обработка которых производилась несколько месяцев (иногда лет) назад. Кровля и междукамерные целики на этих участках обычно сильно нарушены. Поэтому необходимо на участках, где происходит движение людей, тщательно следить за кровлей, своевременно удалять за-

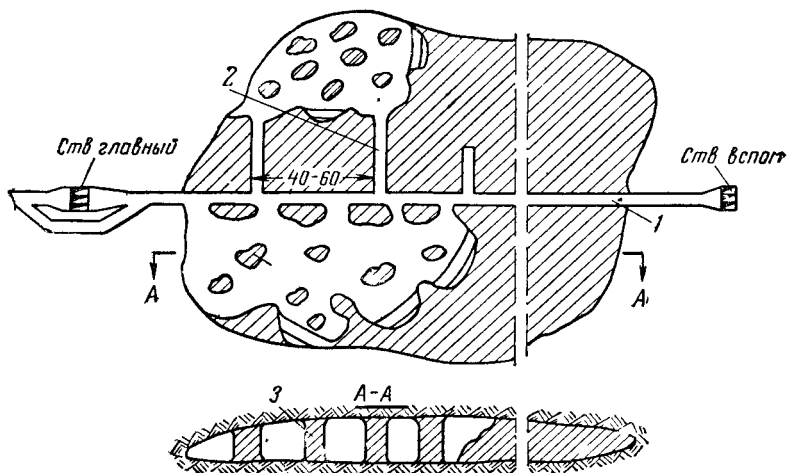


Рис. 87. Сплошная выемка почвоуступным забоем в мощных рудных телах

колы. Для этого применяют самоходные тележки с телескопической колонной и рабочей площадкой на ней и часто самоходные буровые каретки. Применение в этом случае штанговой крепи значительно снижает опасность обрушения заколов.

При отступающей выемке (см. рис. 87) 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, являющиеся основным средством поддержания кровли, располагают нерегулярно. Форма целиков, их размеры и расстояние между ними непостоянны и зависят как от размеров и расположения участков бедной или непромышленной руды, так и от характера кровли. В большинстве случаев расстояние между целиками, т. е. пролет обнаженной кровли, не превышает 15—20 м, а горизонтальные размеры целиков — 5—10 м. При таком соотношении размеров пролета и целиков последние занимают в среднем от 10 до 25% площади залежи. Выемка целиков осуществляется редко и, как правило, только частично.

Отбойку руды ведут почвоуступным, реже потолкоуступным забоем. В последнем случае забой обуривают с поверхности временно замагазинированной руды. Самоходные буровые каретки позволяют вести выемку без уступов при мощности рудного тела до 6—7 м.

При неровном контакте руды с пустыми породами, наличии рудных карманов, выступов пустых пород проходят полевой откаточный штрек в породах лежащего бока. С очистным пространством его сбивают рудоспусками длиной 4—8 м. Такая схема подготовки позволяет вести выемку с меньшими потерями и улучшает условия транспортирования руды.

§ 5. Камерно-столбовые системы разработки

Отличительной особенностью камерно-столбовых систем разработки является систематическое чередование параллельных одна другой выемочных камер и разделяющих их постоянных целиков.

Такое определение камерно-столбовых систем четко отличает их от комбинированных систем, характерным признаком которых является также регулярное чередование камер с целиками, но последние полностью обрабатываются во вторую стадию, после выемки группы смежных камер.

В отличие от других систем, также требующих оставления постоянных целиков, но относительно небольших размеров и расположенных на значительном расстоянии один от другого, для камерно-столбовых систем характерно оставление в целиках, как правило, свыше 15% запасов полезного ископаемого. Соотношение запасов в камерах и целиках составляет в среднем от 6 : 1 до 2 : 1.

Условия применения этой системы разработки во многом сходны с условиями применения сплошных систем: устойчивая кровля, устойчивая руда, пологое залегание рудного тела. Обычно камерно-столбовую систему применяют при мощности не менее 3—4 м; максимальная мощность рудного тела может достигать 30—40 м.

Ввиду больших потерь эту систему применяют главным образом для разработки руд с невысоким содержанием металла, а также таких малоценных полезных ископаемых, как сланцы, строительные материалы, каменная соль.

Камерно-столбовая система с выемкой по восстанию при небольшой мощности

На рис. 88 изображена камерно-столбовая система разработки пластообразной залежи железной руды с углом падения 25—45° и средней мощностью 3—5 м.

Камеры шириной в среднем 10—15 м располагают длинной стороной перпендикулярно к откаточному штреку 1 и отделяют одну от другой целиками 2 шириной от 2—3 до 5 м.

Очистная выемка в камерах начинается в 2—3 м от надштрекового целика после выемки подсечного слоя 3 и подвигается вверх по восстанию до подштрекового целика 4 вышележащего штрека. Если мощность рудного тела превышает 4—5 м, то

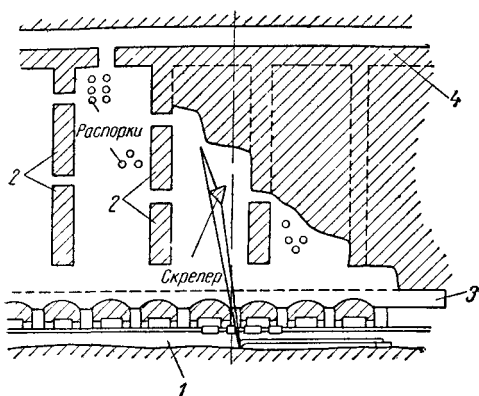


Рис. 88. Камерно-столбовая система с выемкой по восстанию

устойчива, то лучше переходить на системы с обрушением кровли.

отбойку руды производят почвоуступным забоем, точно так же, как при ранее описанной системе со сплошной выемкой.

Следует отметить, что камерно-столбовая система разработки при небольшой мощности не получила широкого распространения. Это объясняется тем, что при устойчивой кровле и небольшой мощности сплошная система разработки целесообразнее вследствие меньших потерь руды. Если же кровля недостаточно

Камерно-столбовая система в мощных пологопадающих залежах

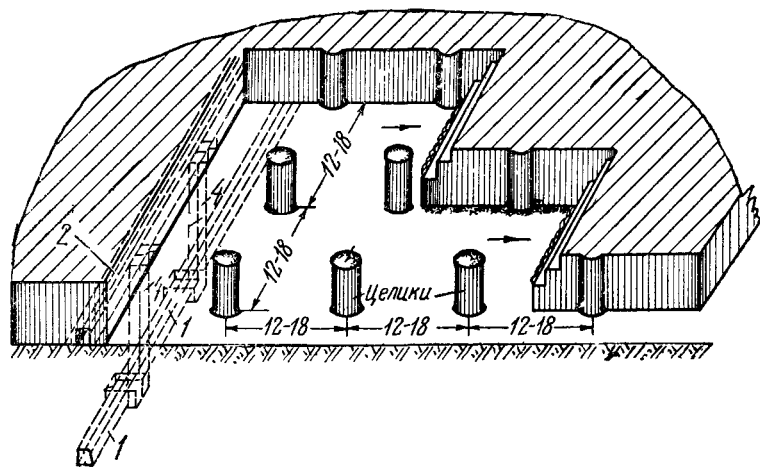
В качестве примера камерно-столбовой системы разработки мощных пологопадающих пластообразных залежей можно привести систему, применяемую на Джекказганском медном руднике в Казахстане.

Пластообразные пологопадающие залежи медистого песчаника имеют мощность в среднем от 6—8 до 15—20 м. Руда и породы кровли крепкие, устойчивые.

Рудные залежи вскрывают вертикальными стволами, расположенными вне контуров промышленных запасов.

Откаточные штреки 1 проходят в подстилающих породах в 5—12 м под рудной залежью (рис. 89). Каждый штрек обслуживает две панели шириной по 50—60 м, соответствующей длине камер. Залежь шириной больше 150 м обслуживается двумя полевыми штреками. Через каждые 20 м из штрека проходят вверх до залежи рудоспуски 4 сечением 3,2 м³, а из них по почве залежи проводят нарезной рудный штрек 2. От него ведут нарезку

а



б

Подготовка камеры к очистной выемке

Положение I

Положение II

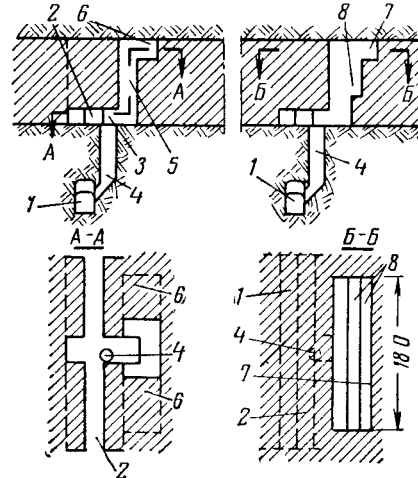


Рис. 89. Камерно-столбовая система с почвоуступной выемкой

камер из коротких расщепок-ортов 3, расположенных по оси каждой камеры через 15—20 м.

Из конца орта до кровли залежи проходят отрезной восстающий 5, а из вершины его до границ камеры — отрезные ленты 6 шириной по 4,5 м. После проходки последних под кровлей залежи по всей ширине камеры ведут передовой забой 7, а из него засекают уступы 8 высотой по 2,5—3,5 м. Число уступов зависит от мощности залежи

Очистная выемка состоит в отбойке руды на уступах.

По мере подвигания выемки камеры на границах ее оставляют целики круглого или прямоугольного сечения. Расстояние между осями целиков по длине и ширине камер 12—18 м. При недостаточно устойчивых породах в кровле камер оставляют рудную корку толщиной 1,2 м.

Потери в целиках значительны: около 8% в надштрековых целиках, 4—5% в междуканальных, 8—9% в потолочинах; всего около 20%.

По камере до рудоспусков руда доставляется скреперами. На руднике выявлены следующие недостатки скреперной доставки для данной системы: 1) низкая производительность при малой емкости скреперов; 2) трудность скреперования крупнокусковой руды; 3) необходимость частых перестановок хвостового бочка и подкидывания руды на скреперную дорожку вследствие большой ширины камер; 4) наличие мертвого пространства между рудными целиками, расположенными по границам камер, что вызывает огромные затраты труда на подкидывание к скреперу большого количества руды.

Камерно-столбовая система имеет много вариантов.

Часто подготовка производится без полевых выработок только рудными штреками, для лучшей вентиляции по оси камер под кровлей проводят специальные выработки; уборку и погрузку руды осуществляют погрузочными машинами или скреперами через погрузочные платформы, под которые подкатывают вагонетки. Иногда под камерой, по оси ее, в подстилающих породах проходят полевой орт и соединяют его с камерой рудоспусками через 8—10 м.

Наиболее существенно видоизменяется при камерно-столбовой системе способ отбойки руды, а вместе с ним — конструктивные элементы системы и порядок работ.

Остановимся кратко на рассмотрении наиболее интересных способов отбойки.

Вариант камерно-столбовой системы с потолкоуступной отбойкой и временным магазинированием руды был предложен В. Н. Семевским для устранения неудобств, связанных с отгребкой и уборкой руды при почвоуступной форме забоя. Испытания этого варианта дали положительные результаты, однако он не

получил широкого применения из-за неудобств скреперования по откосу замагазинированной руды.

На рис 90 изображена схема разработки с потолкоуступной выемкой, применявшаяся на Миргалимсайском руднике в пластообразных рудных телах с углом падения 20—30°.

Очистную выемку ведут уступами высотой 4 м с опережением нижнего уступа над верхним на 3,5—6 м. Шпурсы глубиной 2—

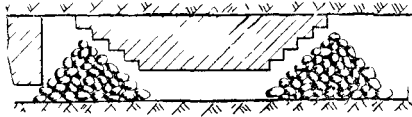


Рис. 90. Потолкоуступная отбойка с временным магазинированием руды

3 м бурят с временно замагазинированной руды, распочагая их параллельно или перпендикулярно к кровле по сетке 0,9 × 0,9 — 1 × 1 м.

Для поддержания кровли оставляют целики прямоугольной формы размером 4 × 6 м с расстоянием между осями 12—16 м

В случае необходимости кровлю крепят штанговой крепью. Штанги длиной 2,5—3 м устанавливают по сетке 1 × 1 м. Руду доставляют до рудоспусков двух- или трехбарабанными лебедками со скрепером емкостью 0,2—0,3 м³.

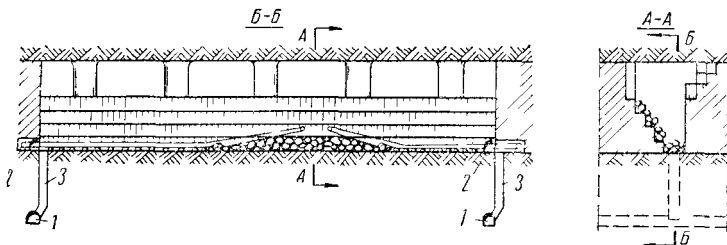


Рис. 91. Вариант камерно-столбовой системы с разрезной траншеей

Вариант камерно-столбовой системы с центральной разрезной траншеей показал хорошие результаты (рис. 91).

Полевые 1 и рудные 2 штреки соединяют рудоспусками 3, как при описанном выше варианте системы. Длина камер до 100 м, ширина до 20 м.

Из рудоспусков 3 по оси камеры проводят нарезной штрек, из которого потолкоуступным забоем с магазинированием руды проходят разрезную траншею (щель) шириной 3 м. Излишки руды при выемке траншеи убирают скрепером в рудоспуск.

После создания разрезной траншеи и подсечки камеры под кровлей с обеих сторон траншей засекают уступы.

Очистная выемка в камере ведется почвоуступными забоями, от ее стенок к середине, т. е. к разрезной траншее, одновременно с обеих сторон траншеи или поочередно то с одной, то с другой стороны. Руду по траншее доставляют до рудоспуска скрепером емкостью $0,5 \text{ м}^3$.

При одновременной обработке уступов с обеих сторон камеры может происходить заваливание уступов противоположной стороны далеко отбрасываемой при взрыве рудой, в связи с чем требуется ручная очистка уступов перед бурением.

При последовательной обработке уступов с обеих сторон камеры можно применением усиленных зарядов почти полностью устранить необходимость очистки уступов после взрывов и обеспечить хорошее дробление руды.

Применение варианта с разрезной траншеей позволило увеличить производительность камеры и производительность труда забойных рабочих благодаря широкому фронту буровых работ в камере и удобству скреперной доставки.

Камерно-столбовая система разработки с отбойкой руды вертикальными скважинами

Рассмотрим вариант этой системы, применяемый на Джебазганском медном руднике (рис. 92).

Подготовительные работы состоят в проходке через 100 м полевых откаточных штреков *1* и панельных штреков *2*; панельные штреки через каждые 20 м сбиваются с откаточными рудоспусками *3*. Из панельного штрека проходят короткий орт скреперования, а из конца последнего по границе панельного целика — отрезные восстающие *4* сечением 8 м^2 . В дальнейшем отрезные восстающие сбивают вентиляционно-ходовым ортом *5*.

Начальная стадия очистной выемки заключается в образовании верхней подсечки и отрезке камеры.

Подсечка камеры при устойчивой кровле осуществляется обычно по всей площади ее мелкошпуровым способом из вентиляционно-ходового орта. Отбитая руда скреперуется до отрезного восстающего. Сообщение с подсечным пространством осуществляется через ходок *б*, пройденный в междукамерном целике до вентиляционно-ходового орта соседнего блока.

Отрезная щель образуется путем расширения отрезного восстающего. Для этого из подсечного пространства бурят пневмударниками скважины диаметром 106 мм . Расстояние между скважинами $1,5 \text{ м}$.

Для отбойки уступа бурят и взрывают глубокие скважины. Длина уступа равна ширине камеры — 15 м , уступ ниже камеры на высоту подсечки. Линия наименьшего сопротивления $2,9—3 \text{ м}$

при расстоянии между скважинами в ряду 2,3—2,5 м. Перебур скважин 0,5—1 м. Короткозамедленное взрывание позволило увеличить расстояние между скважинами до 2,8—3 м, при этом выход негабарита снизился с 25—30% (при мгновенном взрывании) до 10—15%.

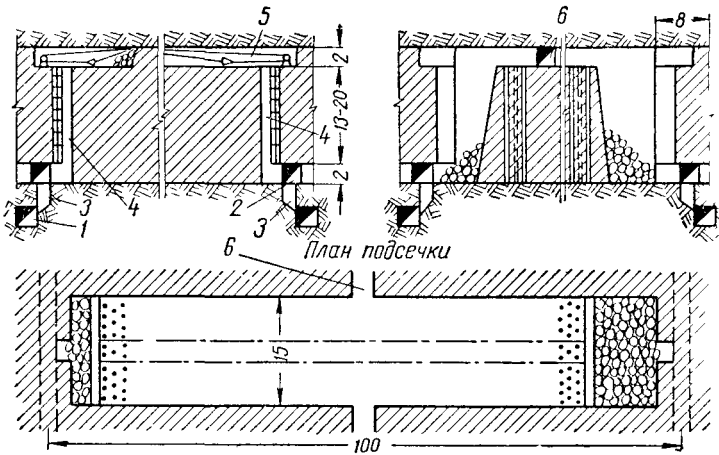


Рис. 92. Камерно-столбовая система разработки с отбойкой глубокими скважинами

Между камерами оставляют ленточные целики толщиной 5 м. Доставка руды осуществляется с помощью трехбарабанных скреперных лебедок. Производительность скреперной лебедки 60—120 м³/смену.

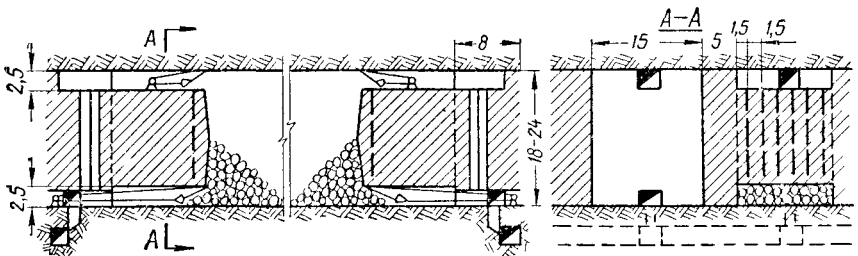


Рис. 93. Вариант камерно-столбовой системы разработки с верхней и нижней подсежкой

Вариант системы с верхней и нижней подсежками (рис. 93) предложен для рудных тел мощностью более 10 м.

В отличие от предыдущего варианта здесь кроме верхней подсежки устраивают нижнюю подсежку высотой 2,5—3 м для

скреперования руды. Очистная выемка в камере в этом случае начинается от ее середины.

В результате применения этого варианта системы разработки получены следующие показатели:

Производительность труда бурильщика, $\text{м}^3/\text{смену}$	28,5
Производительность труда забойного рабочего, $\text{м}^3/\text{смену}$	9,1
Удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$	0,92—1,0
Выход руды на 1 м скважины, м^3	8,2

Производительность бурильщика при отбойке вертикальными скважинами увеличилась в 2,5—3, а забойного в 1,8—2 раза по сравнению с мелкошпуровой отбойкой.

Камерно-столбовые системы разработки с применением самоходных безрельсовых машин

Камерно-столбовые системы разработки благодаря большим размерам камер позволяют применять крупногабаритные, карьерного типа погрузочные и транспортные машины и благодаря этому снизить стоимость добычи руды подземным способом почти до стоимости добычи открытым способом.

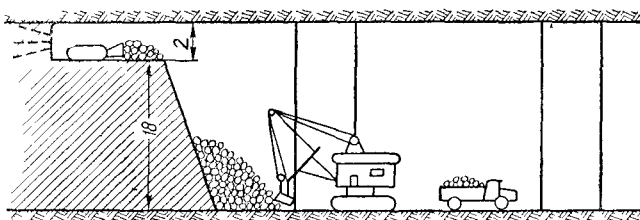


Рис. 94. Схема камерно-столбовой системы разработки на руднике Лайсвалл

На рис. 94 изображена камерно-столбовая система, применяемая на шведском руднике Лайсвалл для разработки месторождения свинцовых руд, представленного горизонтальными пластами мощностью 20 м, залегающими на глубине 120 м под озером, что исключает применение в этих условиях систем разработки с обрушением.

Камеры шириной 22 м разделены изолированными цилиндрическими целиками руды диаметром 7 м.

Обуривание уступа высотой 18 м производится из верхнего подсечного пространства, образуемого с помощью мелкошпуровой отбойки. Руда из подсечки убирается бульдозерами, которые сваливают ее к подошве уступа.

Погрузка взорванной горной массы осуществляется экскаваторами с ковшем емкостью $0,6 \text{ м}^3$ в 14-тонные автосамосвалы, которые транспортируют руду до приемного грохота подземной

дробилки. Расстояние транспортирования 600 м. Производительность экскаватора в смену 250 т. Производительность труда одного подземного рабочего 15 т/смену.

Иная организация работ принята при камерно-столбовой системе разработки железных руд на рудниках района Бирмингем в США.

Рудное тело мощностью 2,5—5 м представлено крепкой гематитовой рудой. Выемку руды ведут камерами шириной 6,6 м с оставлением целиков шириной 7—8 м. Схема процесса добычи понятна из рис. 95.

Бурильные молотки монтируют на самоходных буровых каретках. С этих же буровых кареток производят зарядание шпуров и обorkу кровли. С одной буровой каретки можно обурить участок высотой 6—7 м и шириной 5—6 м.

После взрыва бульдозер сгребаёт отбитую руду в кучу. Руда грузится в челночные самоходные вагонетки емкостью 14 т электрической погрузочной машиной на гусеничном ходу, имеющей консольный конвейер. Производительность такой машины 400—600 т/смену. Самоходные вагонетки транспортируют руду до разгрузочного полка, где происходит перегрузка ее в глухие 10-тонные вагонетки.

Оборудование, аналогичное описанному выше, применяется на ряде других зарубежных рудников при камерно-столбовых системах (табл. 14).

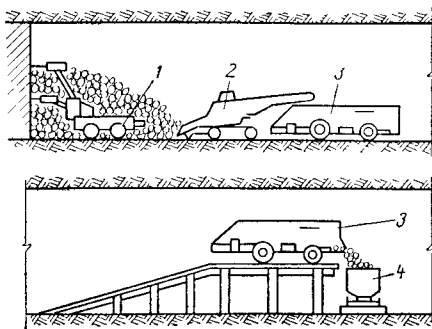


Рис. 95. Схема камерно-столбовой системы разработки на руднике района Бирмингем (США):

1 — самоходная буровая каретка; 2 — погрузочная машина; 3 — челночная вагонетка; 4 — железнодорожная вагонетка

Таблица 14

Показатели	Рудник Джерси (Канада)	Рудник Биллингем (Англия)	Рудники района Трех штатов (США)
Характеристика руды	Свинцово-цинковая	Ангидрид	Свинцово-цинковая
Мощность рудного тела, м (средняя)	—	7	30—60
Буровое оборудование	Дизельные самоходные буровые каретки на три перфоратора	Электросверла на самоходной каретке	Буровые каретки на гусеничном ходу

Показатели	Рудник Джерси (Канада)	Рудник Биллингем (Англия)	Рудники района Трех штатов (США)
Погрузочное оборудование	Гусеничная погрузочная машина, самоходные скреперы	Гусеничная погрузочная машина с загребаящими лапами	Бульдозеры, электрические экскаваторы с ковшом 0,4 м ³
Транспортное оборудование	Дизельный самосвал с кузовом 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

Применение самоходного безрельсового оборудования на Джекказганском руднике

На Джекказганском руднике ведутся широкие промышленные испытания и внедрение безрельсовых забойных машин.

Мощность залежи на опытном участке 10—12 м. Применяются следующие машины.

Буровая самоходная каретка СБК-4 Кыштымского механического завода (рис. 96). Питание электродвигателю подается по гибкому кабелю длиной 50—60 м от участкового распределительного пункта.

Техническая характеристика каретки СБК-4.

Высота обуриваемого забоя, м	2—5,5
Максимальная ширина забоя, обуриваемого с одной установки, м	5,5
Число перфораторов	4
Тип перфораторов	КЦМ-4
Скорость движения каретки, км/ч	1—1,2
Максимальный подъем, преодолеваемый кареткой, град	15—18
Длина, мм	7300
Ширина, мм	2300
Вес, т	4,3

Экскаватор L-65 шведской фирмы Ландсверк (рис. 97) высотой 4,4 м предназначен для работы в выработках шириной не менее 8 м. Емкость ковша 0,9 м³, высота разгрузки 2,5—3,6 м.

Троллейно-кабельный электросамосвал ТКАС-5 изготовлен в мастерских Джекказгана на базе автосамосвала МАЗ-205. Питание электросамосвала производится через гибкий кабель длиной 100 м, наматываемый на барабан.

На опытном участке (рис. 98) первоначально проходят верх-

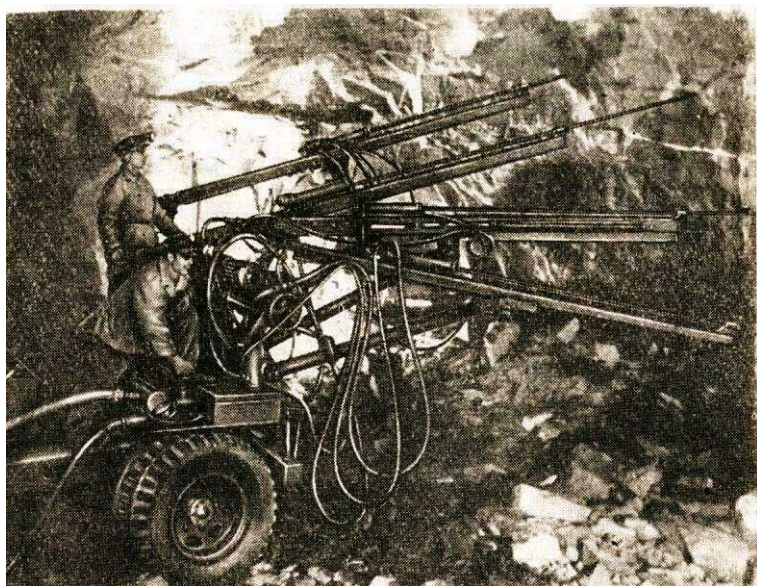


Рис. 96. Самоходная буровая каретка СБК-4

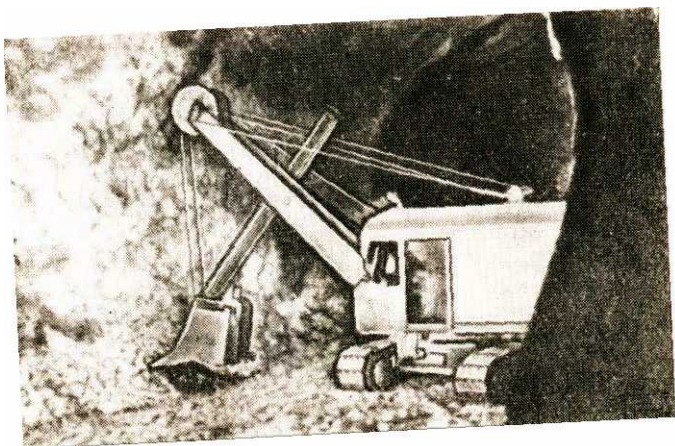


Рис. 97. Экскаватор L-65 для подземных работ

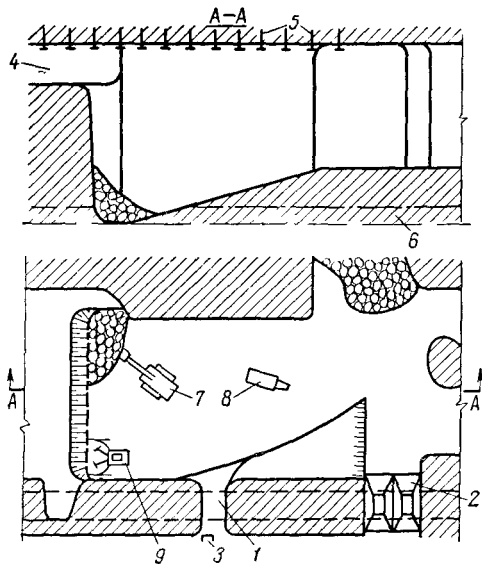


Рис. 98. Схема камерно-столбовой системы разработки на Джекказганском руднике:

1 — наклонный ходок, 2 — бункер; 3 — распределительный шит, 4 — подсечка, 5 — штанговая крепь; 6 — откаточный штрек, 7 — экскаватор, 8 — электросамосвал; 9 — буровая каретка

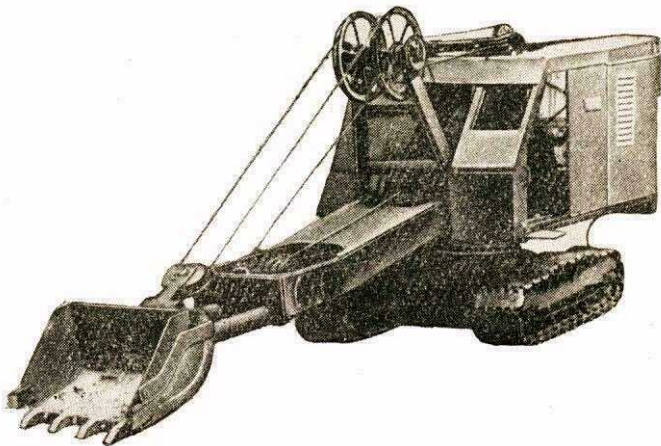


Рис. 99. Экскаватор Э-504 для подземных работ

нюю подсечку высотой 5—5,5 м. Бурение шпуров при этом осуществляют буровой кареткой. Затем с той же буровой каретки производят обуривание горизонтальными шпурами нижнего уступа высотой 5—5,5 м. Погрузка отбитой руды осуществляется экскаватором L-65 в электросамосвалы, доставляющие ее на расстояние 58—100 м до приемного бункера, из которого руда поступает в вагонетки и транспортируется к стволу по полевому штреку. Кровлю камеры крепят штанговой крепью.

За год работы опытного участка доказана высокая эффективность применения безрельсовых машин в условиях, аналогичных Джезказганскому руднику. Производительность труда забойного рабочего на опытном участке была в 1,5 раза выше, чем при обычных способах разработки.

В настоящее время отечественными заводами выпущен целый ряд новых типов самоходного оборудования, которое проходит промышленные испытания (рис. 99). Применение этого оборудования позволит резко увеличить производительность труда и интенсивность очистной выемки при сплошных и камерно-столбовых системах разработки.

§ 6. Системы разработки с подэтажной выемкой

Системы разработки с подэтажной выемкой в течение многих лет широко применялись при разработке железорудных залежей, а также месторождений других полезных ископаемых. В последние годы системы с подэтажной выемкой начинают вытесняться более производительными системами разработки с этажной отбойкой.

Основным достоинством систем подэтажной разработки является возможность выемки рудных залежей неправильной формы с меньшими потерями и разубоживанием, чем при этажных системах разработки. Кроме того, вследствие меньшей мощности взрывов при отбойке руды лучше сохраняются выработки и рудные целики.

Эффективность систем с подэтажной выемкой объясняется удобными условиями отбойки, большой интенсивностью выемки камер и высокой производительностью труда забойных рабочих ввиду исключения операций крепления и доставки.

Наиболее благоприятны для их применения следующие условия: крутое падение, мощность в среднем от 10 до 15—20 м, руды от средней крепости до крепкой, сравнительно невысокой ценности, не содержащие включений пустой породы, устойчивые бока.

Некоторые отклонения от приведенных условий вполне допустимы, хотя и снижают эффективность системы. Так, например,

при меньшей мощности и значительной крепости руды несколько удорожается 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.

Недостаточная устойчивость боковых пород или руды, даже при благоприятных прочих условиях, заставляет, как правило, отказываться от данной системы ввиду опасности работ, роста разубоживания и потерь руды.

Типичный вариант системы разработки подэтажными штреками

Для уяснения сущности системы рассмотрим основной ее вариант для приведенных выше оптимальных условий, созданный в Криворожском бассейне и получивший распространение на многих железных рудниках СССР.

Главный откаточный штрек *1* (рис. 100) проводят по контакту с лежачим боком. Высота этажа обычно принимается 50—60 м. Блок состоит из камеры длиной 50 м и междуканальных целиков шириной 6—8 м. По оси последних располагаются восстающие *2*.

В 4—6 м над кровлей основного штрека у всячего бока проводят штрек горизонта дробления *3*, 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.

Нарезка блока к очистной выемке заключается в проходке из восстающего в одну сторону или встречными забоями подэтажных штреков *6*, располагаемых примерно посередине 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 проходки соединяют с последним рудоспусками *7*. В верхней части эти рудоспуски расширяют в виде воронок. Перед образованием воронок обычно производят подсечку рудного тела подрезными ортами *8* на уровне нижнего подэтажного штрека.

Очистная выемка блока начинается от его середины и подвигается к флангам. Началу очистной выемки предшествуют проходка отрезного восстающего 9 по середине длины блока и разделка его в отрезную щель на всю мощность рудного тела.

Отрезной восстающий проходят участками из каждого подэтажного штрека; иногда его проходят ранее подэтажных штреков и используют для проходки последних.

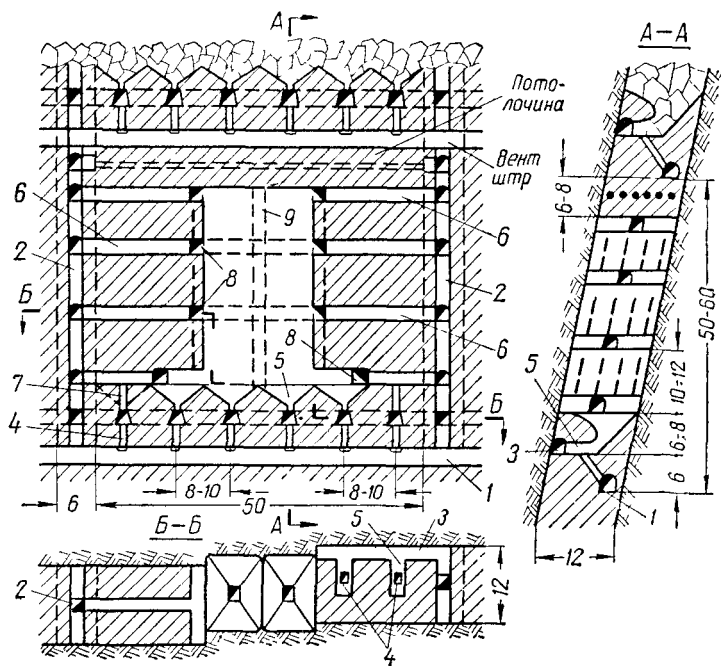


Рис. 100. Типичный вариант системы разработки подэтажными штреками

После подсечки блока снизу на ширину одной-двух воронок и образования отрезной щели приступают к очистной выемке.

В дальнейшем подсечку блока и образование новых воронок выполняют одновременно с очистной выемкой, опережая последнюю на одну воронку.

На рис. 100 очистная выемка показана не в начальной стадии, а когда она достаточно подвинулась в обе стороны от отрезной щели.

Толщу руды над каждым подэтажным штреком обуривают глубокими шпурами из подрезных ортов 8. Эти орты имеют высоту несколько большую, чем высота подэтажного штрека для удобства бурения. Ширина ортов 2—2,5 м.

Отбиваемая при проходке ортов руда взрывом отбрасывается в очистное пространство и работы по отгребанию руды в этой стадии почти исключаются.

В представленном на рис. 100 варианте отбойка руды в подэтаже осуществляется восходящими параллельными штанговыми шпурами глубиной 6—8 м, которые бурят телескопными перфораторами в один ряд. Линия наименьшего сопротивления 1,5—2,5 м, расстояние между шпурами в ряду зависит от физических свойств руды и диаметра шпуров и обычно составляет 2—3 м. Выход горной массы на 1 м шпура 15—25 т. Производительность труда бурильщика за смену 120—180 т.

Для поддержания боков камеры и для сохранения вентиляционного штрека в кровле камеры оставляют подштрековый целик, называемый потолочиной (см. рис. 100).

Междукамерные целики и потолочину обрабатывают позднее, после выемки двух и более соседних камер. Порядок и способы отработки целиков бывают различные. В одних случаях потолочину и междукамерные целики обрабатывают одновременно массовым взрывом скважин или минных зарядов. Прежде потолочину обрушали массовым взрывом в открытую камеру, а междукамерные целики обрабатывали слоевым или подэтажным обрушением, после того как камеры заполнятся породой.

Как правило, днище камеры обрабатывают одновременно с потолочиной нижележащего этажа.

Описание способов выемки целиков будет дано дальше в классе комбинированных систем. Следует иметь в виду, что при выемке целиков потери руды бывают значительно выше, чем в камерах, поэтому всегда стремятся в максимальной степени увеличивать к а м е р н ы й з а п а с, т. е. отношение запасов руды в камерах к запасам всего блока.

Организация очистной выемки (рис. 101). Процесс очистной выемки 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 требует примерно три смены. В комплекте пять шпуров. Десять шпуров бурильщик выбуривает в одну смену; в конце смены производится зарядание и взрывание, а в промежутке между сменами — проветривание. Производительность труда бурильщика на проходке орта 60—80 т/смену; на 1 т приходится 0,25—0,35 м шпура.

Вторая часть цикла состоит в отбойке уступа шестью шпурами глубиной по 7 м. На бурение их одним телескопным молотком требуется около четырех смен, что соответствует сменной производительности труда бурильщика 12 м шпуров или 200 т отбитой руды при площади забоя на шпур около 5 м².

На рис. 101 представлен сводный график организации очистных работ в камере с двумя подэтажами, составленный на ос-

новании приведенного выше расчета. Из графика видно чередование циклов; работа начинается с подрезки II подэтажа, затем производится его отбойка и на этом заканчивается цикл II подэтажа. За ним следует такой же цикл в I подэтаже. Общая производительность труда бурильщика за один цикл 1036 т, за смену — 150 т.

Рассмотренный пример циклической организации очистных работ нельзя считать типичным. Последовательность выполнения

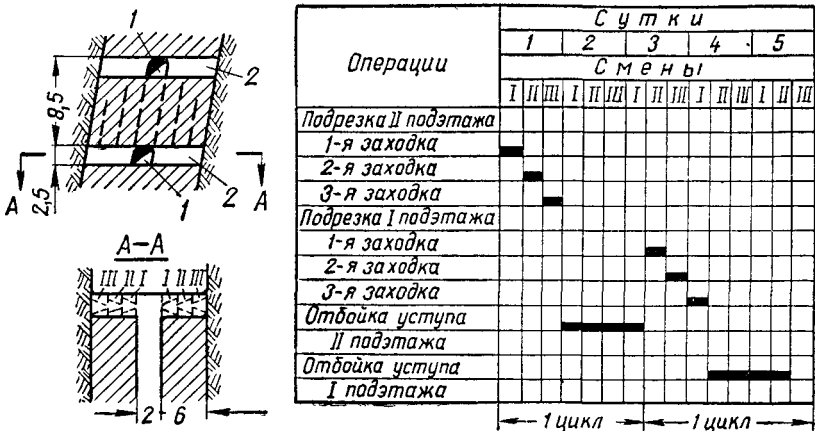


Рис. 101. Организация очистной выемки:

1 — подэтажный штрек; 2 — орг подрезной блока; I—III — порядок отбойки руды

работ, входящих в цикл, время, затрачиваемое на отдельные элементы цикла, число одновременно работающих бурильщиков, их производительность могут сильно изменяться в зависимости от принятой высоты подэтажа, крепости руды, мощности рудного тела и способа отбойки. Даже в условиях рассмотренного примера возможны существенные изменения организации работ, например одновременное производство работ в обоих подэтажах или совмещение подрезки I подэтажа с обуриванием уступа II подэтажа и др.

Процесс выемки подэтажей протекает в описанном выше порядке до тех пор, пока линия забоя не продвинется с обеих сторон блока до границы междукамерных целиков.

§ 7. Характеристика способов подготовки, нарезки блоков и процесса очистной выемки

Рассматриваемые в этом параграфе способы подготовки и нарезки блоков, а также некоторые детали очистной выемки, проходка дучек, подсечка камеры, отрезка камеры, вторичное дроб-

ление и др. характерны не только для систем данной группы, но и для многих других систем, например систем с этажной выемкой, некоторых вариантов систем с магазинированием руды и комбинированных систем.

В связи с этим остановимся на рассмотрении указанных вопросов подробно.

Подготовка блоков и размеры основных элементов системы

Схема подготовки основного горизонта при системах с подэтажной выемкой выбирается в основном в зависимости от мощности месторождения и принятого способа выпуска отбитой руды: через камеры грохочения или через горизонт скреперования.

При мощности месторождения до 20—25 м камеры располагают длинной стороной по простиранию рудного тела и очистную выемку в них ведут также по простиранию. Иногда, в весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, камеры располагают по простиранию при мощности свыше 25—30 м.

При расположении камер по простиранию соотношение запасов руды в камере и междукамерных целиках составляет в среднем 6 : 1 (длина камеры 40—50 м, ширина целиков 6—8 м). При расположении же камеры вкрест простирания это соотношение составляет 2 : 1 или, в лучшем случае, 3 : 1 (ширина камер 15—18 м, ширина целиков 6—8 м). Поэтому все трудности, связанные с обработкой целиков, а также и потери руды здесь значительно возрастают.

Необходимость расположения камер в очень мощных рудных телах вкрест простирания вызывается: 1) тем, что площадь обнаженной потолочины в длинной камере, вытянутой по простиранию, становится очень большой и возможно преждевременное ее обрушение; 2) необходимостью значительно увеличивать толщину потолочины и ширину междукамерных целиков, если камера имеет большую длину; 3) опасностью работ по подсечке блока и развертыванию воронок.

Одним рудным штреком обычно подготавливают месторождения мощностью до 15—20 м с выпуском руды через камеры грохочения, как это изображено на рис. 100. При мощности до 10—12 м воронки над штреком располагают в один ряд, при большей мощности — в два, редко в три ряда.

Если выпуск ведется через горизонт скреперования, то на основном горизонте проходят полевой штрек, а из него орты-заезды (см. рис. 36). Длина орта должна позволять загрузку всех вагонеток состава без расцепки.

Аналогичную схему подготовки принимают и в случае расположения камер вкрест простирания и выпуска руды через камеры грохочения. Тогда откаточный орт проходят либо по

центру камеры, либо по оси междуканального целика. Если же при расположении камер вкост простирания руды выпускают на горизонт скреперования, то выработки скреперования можно располагать как вдоль камеры, так и поперек ее.

Первая схема с полевым откаточным штреком 1 и скреперным ортом 2 изображена на рис. 102, а. Вторая схема со штреками скреперования 3 (рис. 102, б) может обеспечить более высокую производительность блока благодаря лучшим условиям работы подземного транспорта.

Высота этажа складывается из высоты штрека основного горизонта,

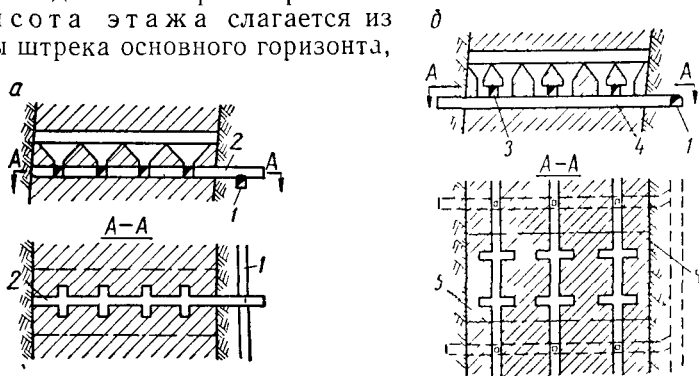


Рис. 102. Подготовка блока:

1 — откаточный штрек, 2 — орт скреперования, 3 — штрек скреперования, 4 — орт откаточный, 5 — границы камеры

и надштрекового целика, толщины потолочины и высоты камеры (от горизонта подсечки до потолочины).

Увеличение высоты этажа при данной системе 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. Чем меньше время отработки камеры, тем больше могут быть приняты длина и высота ее.

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 и наличии горизонта грохочения.

Минимальная высота этажа 50 м принимается в условиях, противоположных приведенным.

Длина блока при расположении камер по простиранию обычно равна 50—60 м. Одной из причин, ограничивающих длину блока, является трудность проходки длинных подэтажных штреков.

ков. На длину блока также влияет: устойчивость боковых пород и допускаемая площадь их обнажения; прочность потолочины, зависящая от ее толщины и устойчивости руды.

На рудниках Криворожского бассейна площадь обнажения всячего бока принимается от 800—1200 м² при крепости $f = 3—4$ до 2500—3000 м² при крепости 8—12.

Увеличение длины блока выгодно главным образом с точки зрения экономии на проходке восстающих и уменьшения доли запаса междукамерных целиков в общем запасе блока.

Максимальная длина блоков 100 м принимается примерно в тех же условиях, в каких допускается максимальная высота этажа.

Ширина камер при расположении их вкрест простирания определяется устойчивостью потолочины, которая, в свою очередь, 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 по данным практики Криворожского бассейна составляет от 10 до 15—30 м.

Днищем камеры принято считать часть междуэтажного целика от откаточного штрека до горизонта подсеки. Толщина днища обычно 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 всячего бока камеры, а пройденные в них выработки сохранялись на весь срок отработки блока.

При выборе размеров междукамерных целиков учитывается также способ их последующей отработки. Минимальная ширина целиков 4—6 м принимается при расположении камер по простиранию и мощности рудного тела до 10—12 м; если мощность больше 10—12 м, то ширину целиков увеличивают до 8—10 м, а иногда до 12—14 м.

Следует отметить, что при расположении камер вкрест простирания запасы руды в междукамерных и междуэтажных целиках обычно превышают камерные запасы. Так как способы выемки камер и целиков существенно отличаются, то этот вариант следовало бы отнести к классу комбинированных систем разработки.

Мы рассматриваем этот вариант условно в I классе систем с открытым очистным пространством, имея в виду удобство его изучения вместе с обычными системами поэтажной выемки по простиранию. В отличие от последних будем называть вариант с расположением камер вкрест простирания, как это принято в литературе, системой разработки поэтажными отрами.

На рис. 103 изображена такая система с подготовкой основного горизонта полевым штреком и откаточными ортами. Расстояние между ортами, равное 20—27 м, складывается из ширины камеры (12—17 м) и целика (8—10 м). Из ортов проводят наклонные рудоспуски до уровня горизонта дробления на расстоянии 6—8 м один от другого. Над основным откаточным горизонтом располагают выработки горизонта грохочения. Подэтажные орты проходят из восстающего, имеющего ходовое и

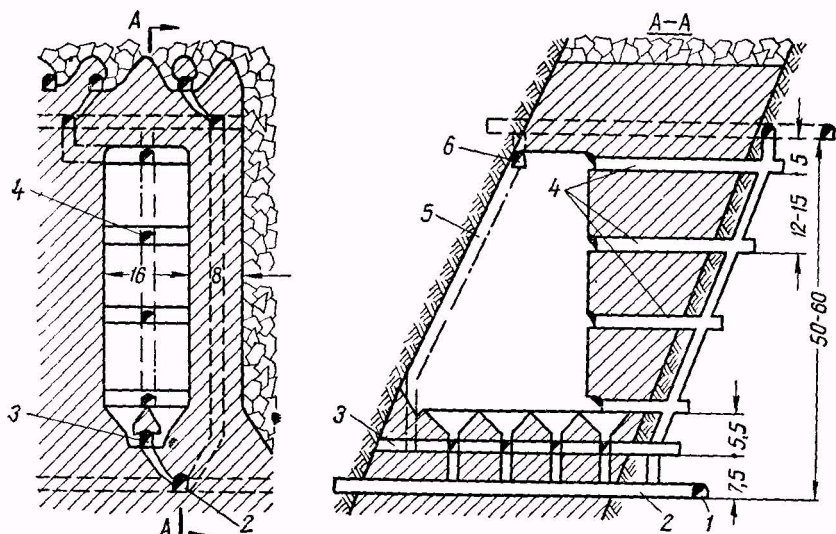


Рис. 103. Система разработки подэтажными ортами:

1 — штрек откаточный, 2 — орт откаточный, 3 — орт горизонта грохочения, 4 — подэтажные орты, 5 — отрезной восстающий, 6 — вентиляционная сбойка

рудоспускное отделения и пройденного по пустым породам в лежачем боку залежи по оси камеры. По оси междукammerного целика в породах лежачего бока проходят восстающий, который в дальнейшем служит для отработки междукammerных целиков.

После проходки отрезного восстающего под висячим боком залежи и расширения его в отрезную щель приступают к очистной выемке. Порядок очистной выемки в камерах, способы отбойки и подсечки камеры — аналогичны вариантам с расположением камер по простиранию.

Струя свежего воздуха поступает с основного горизонта по восстающему, подэтажным штрекам, проходит через камеру и по вентиляционной сбойке выходит на вентиляционный горизонт. К отработке междукammerных и междуэтажных целиков приступают после выемки двух смежных камер. Описание способов отработки целиков дано в классе комбинированных систем разработки.

В настоящее время система разработки подэтажными ортами стала применяться реже в связи с вытеснением ее системами разработки с этажной выемкой или принудительным блоковым обрушением.

Проходка и расположение дучек

Дучки проходят параллельно с проходкой выработок скреперования, либо после их проведения.

Проходка дучек (рис. 104) начинается из горизонтальной заходки на горизонте скреперования (или грохочения). Сечение

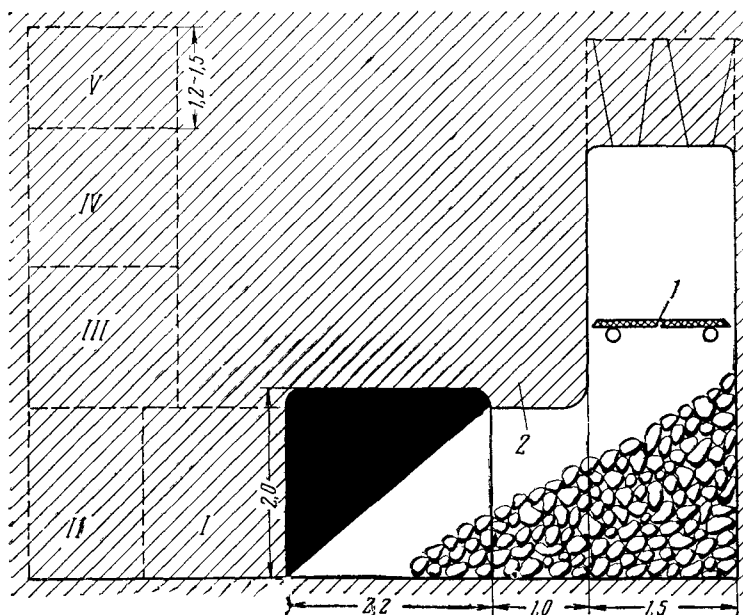


Рис. 104. Схема проходки дучек

дучки изменяется от 2 до 4 м² в зависимости от принятого способа отбойки и кусковатости отбитой руды. В процессе проходки дучки сооружают временные буровые полки 1. Высота дучек 6—8 м, считая от почвы штрека скреперования.

В процессе выпуска руды вследствие многократных взрывов зарядов ВВ для ликвидации завесаний руды дучки расширяются и козырек 2 разрушается. В этом случае поступающая по дучкам руда пересыпает штрек скреперования, что затрудняет ее скреперование. Это обстоятельство следует учитывать при выборе глубины горизонтальной рассечки, из которой проходится дучка.

Проходка дучек глубокими штанговыми шпурами сразу на всю их высоту не получила распространения, так как взрыв больших зарядов ВВ приводит к разрушению массива руды между дучками и ослаблению надштрекового целика.

Различают одностороннее (рис. 105, а) и двустороннее (рис. 105, б) расположение дучек. При двустороннем расположении дучек уменьшается число штреков скреперования. Од-

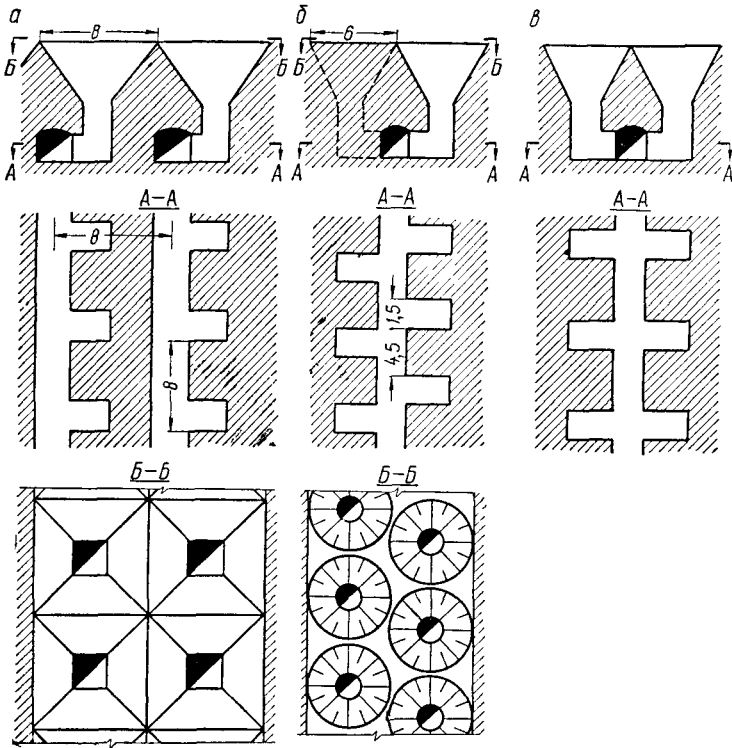


Рис. 105. Схемы расположения дучек

нако при одностороннем расположении дучек вместе с увеличением числа выработок скреперования увеличивается число лебедек для скреперования и производительность блока. Кроме того, при одностороннем расположении легче избежать пересыпания штрека рудой путем расширения его в сторону массива руды. Поэтому при крупнокусковой руде одностороннее расположение дучек имеет существенные преимущества перед двусторонним. При одностороннем расположении дучек безопаснее передвижение людей по выработкам скреперования.

Различают шахматное и симметричное (рис. 105, в) двустороннее расположение 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 и образование воронок

Мелкошпуровой способ подсечки (рис. 106). До начала подсечки необходимо провести с горизонта скреперования или из камер грохочения до горизонта подсечки рудоспускные дучки 1. На горизонте подсечки проходится вентиляционно-ходовой штрек 2, а дучки сбиваются между собой попарно сбойками 3. При расположении дучек в шахматном порядке штрек горизонта подсечки имеет ломаную форму и сбивает все дучки между собой. Из выработок горизонта подсечки вокруг дучек делают кольцевые заходки 4 шириной 1,5—2 м. Число кольцевых заходок зависит от размера воронок и равно обычно двум-трем. Воронка образуется путем бурения из заходки нисходящих шпуров 5 глубиной 1,2—1,5 м; начать бурение этих шпуров можно после образования вокруг дучек первой заходки.

Отбитая руда под действием взрыва и собственного веса поступает в дучки; на почве заходок и уступов задерживается около 12—20% отбитой руды, которую приходится убирать вручную.

Производительность труда бурильщика на подсечке без учета проведения нарезных выработок составляет 30—50 т/смену при крепости руды 8—12.

Высота подсечки от гребней воронок 2—2,5 м. Опережение подсечки над линией очистного забоя равно одному-двум диаметрам воронок. Иногда между воронками оставляют временные целики для повышения устойчивости кровли. Подсечку камеры начинают в соответствии с принятым порядком очистной выемки: от середины или с фланга.

Мелкошпуровая подсечка дает возможность регулировать ширину подсечки и точно устанавливать границы рудного тела на горизонте подсечки. Недостатки ее: повышенная опасность работы бурильщика под обнаженной на большой площади кровлей, высокая стоимость подсечки вследствие ручной уборки части руды, применения мелкошпурового способа бурения и значительного объема нарезных выработок.

Подсечка штанговыми шпурами. На рис. 107, а изображена схема образования воронок и подсечки в крепких рудах штанго-

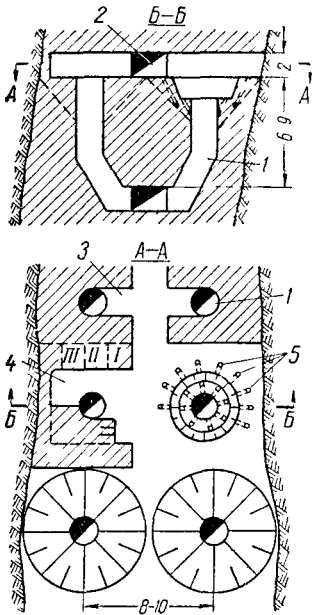


Рис 106 Мелкошпуровой способ подсечки и образования воронок

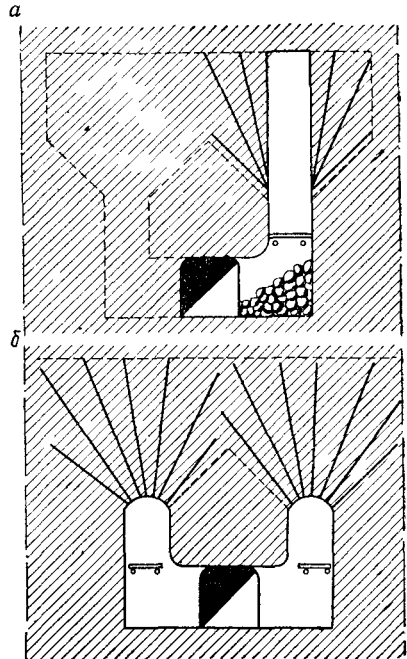


Рис. 107 Подсечка штанговыми шурами

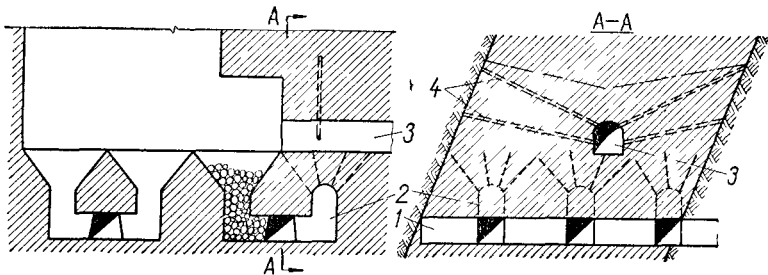


Рис 103 Подсечка штанговыми шурами

1 — орг скреперования, 2 — дучка, 3 — штрк подэтажный, 4 — штанговые шуры

выми шпурами Дучки проходят до уровня кровли подсечного пространства. На высоте 1,5—2 м в них сооружают буровой полук, с которого бурят комплект штанговых шпуров глубиной 5—6 м. В результате одновременного взрывания зарядов этих шпуров образуется воронка и подсечка камеры на площади 25—35 м². Оставшиеся между воронками целики разбуривают мелкими шпурами. В рудах средней крепости проходить дучки до кровли подсечки нет необходимости, штанговые шпуры в этом случае бурят из коротких (1,5—2 м) дучек (рис. 107, б).

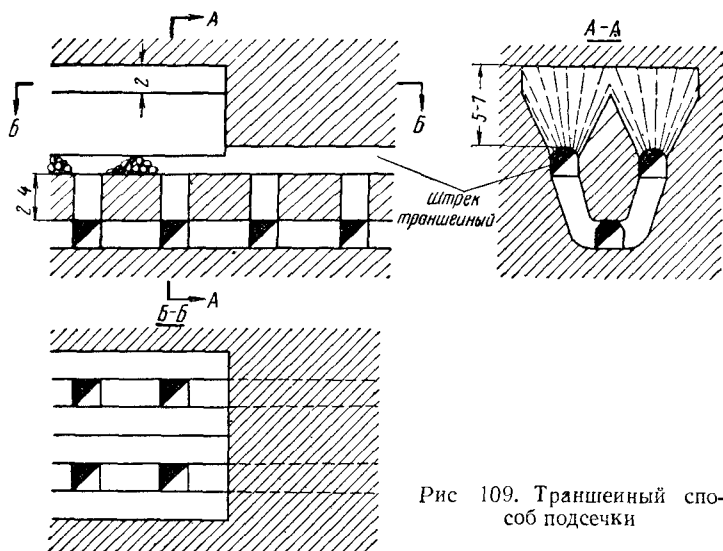


Рис 109. Траншейный способ подсечки

На рис. 108 показано сочетание подсечки с отбойкой нижнего подэтажа при системе подэтажных штреков. Аналогичным образом может осуществляться подсечка на большую высоту. В этом случае в первую очередь образуются воронки взрыванием шпуров; после чего веерным комплектом штанговых шпуров отбивают нижний подэтаж.

Производительность труда бурильщика при подсечке штанговыми шпурами составляет в среднем 40—70 т/смену. По сравнению с мелкошпуровой подсечкой она имеет следующие преимущества:

- 1) более безопасные условия труда, так как бурильщик находится в выработках небольшого сечения; почти полное отсутствие мелкошпурового бурения уменьшает запыленность воздуха;
- 2) более низкая стоимость 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.

Траншейная подсечка. На рис. 109 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; в каждом комплекте шпуры взрывают одновременно или последовательно, начиная с центральных. В результате взрывания шпуров образуется канавообразная выработка — траншея, соединенная дучками с горизонтом скреперования. В траншее между дучками остаются навалы отбитой руды.

При траншейной подсечке первые слои отбивают на вертикальную отрезную щель, а если такой щели нет, то предварительно проходят одну дучку до кровли подсечного пространства и расширяют верхнюю часть ее в отрезную щель.

Кроме описанного известны и другие варианты траншейной подсечки, один из которых описан дальше в гл. XIII.

На траншейной подсечке производительность труда бурильщика в рудах с коэффициентом крепости 8—12 составляет 50—90 т/смену.

При выборе способа подсечки нужно иметь в виду, что траншейная подсечка является наиболее дешевой, однако применять ее в рудных телах неправильной формы с непостоянной мощностью затруднительно, а иногда и невозможно.

Образование отрезной щели

Способ образования отрезной щели при системе разработки подэтажными штреками определяется принятым способом отбойки подэтажей.

Образование отрезной щели мелкими и штанговыми шпурами. Первый способ применяют при мелкошпуровом способе отбойки подэтажей, второй при отбойке подэтажей штанговыми шпурами.

Сущность процесса образования отрезной щели штанговыми шпурами состоит в следующем (рис. 110). 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 иногда обуривают мелкими шпурами.

Взрывание скважин и шпуров на подэтажах ведут последовательно сверху вниз, в результате чего ширина отрезного вос-

стающего увеличивается примерно на удвоенную ширину кольцевой заходки. Вокруг расширенного восстающего вновь делают кольцевые или полукольцевые заходки из подэтажных штреков 3, и процесс расширения щели повторяется. Количество стадий по расширению отрезной щели связано с шириной камеры. При расположении камеры по простиранию на каждом подэтаже делают по 3—4 кольцевые заходки

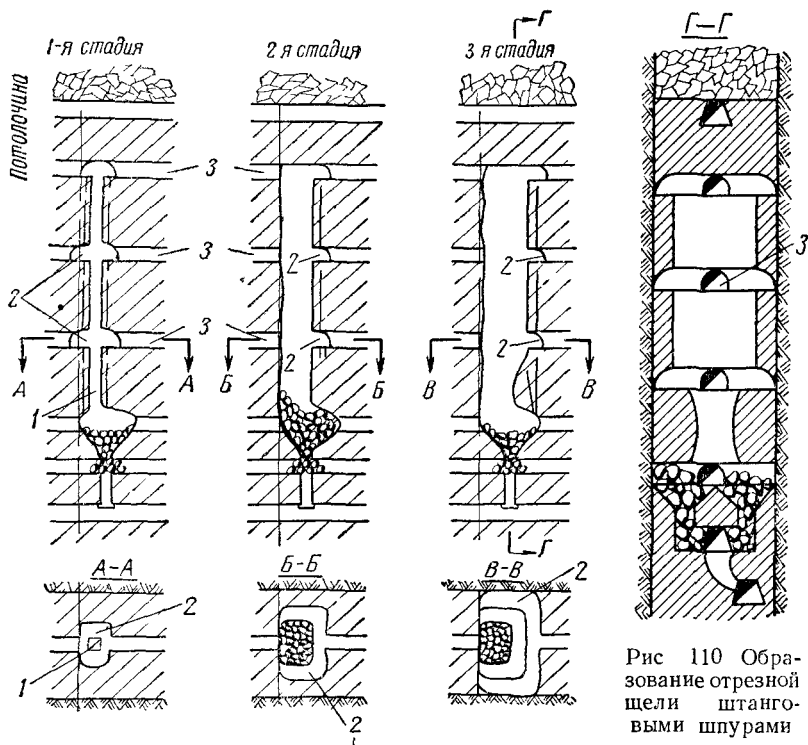


Рис 110 Образование отрезной щели штанговыми шпурами

Образование отрезной щели глубокими скважинами (рис. 111, а) производят когда отбойка руды на подэтажах большой высоты ведется глубокими скважинами. В этом случае на каждом подэтаже поперек камеры проходят буровые выработки 1, из которых бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа (16—20 м). Скважины обычно располагают в два ряда по сетке 2 × 2 м, 1,5 × 1,8 м. Скважины взрывают последовательно по две от восстающего к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель по всей высоте камеры шириной около 2—2,5 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 в этом случае часто проходят также с помощью глубоких скважин (рис 111, б). Из бурового орта до подсечного пространства бурят три нисходящие скважины диаметром 110 мм, располагая их в плоскости будущей отрезной щели. Расстояние между скважинами 0,5—0,6 м. Затем крайние скважины 1 и 2 заряжают и взрывают, в результате чего массив

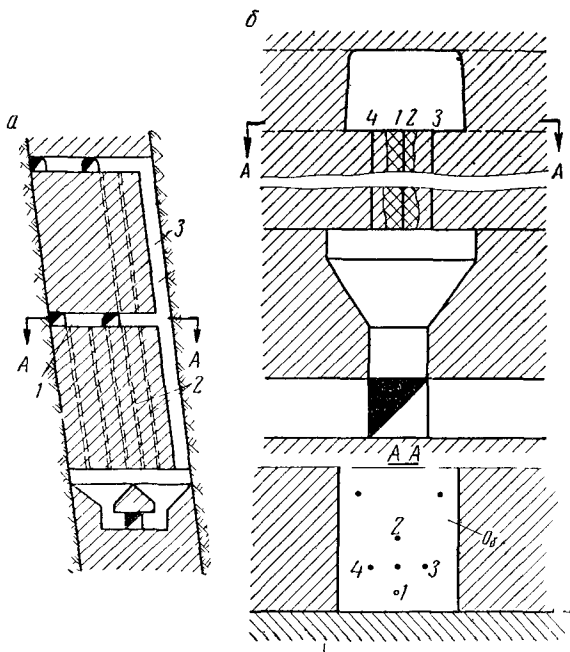


Рис 111. Образование отрезной щели скважинами

руды между этими скважинами разрушается. Центральная скважина выполняет роль обнаженной поверхности. Далее бурят скважины 3 и 4, располагая их на расстоянии 0,8—0,9 м от центральной скважины. Нижняя часть этих скважин перекрывается деревянными составными коническими пробками, опускаемыми в скважину на проволоке. Каждая скважина заряжается на 2—4 м и взрывается.

Возможно и одновременное взрывание всех скважин (1—4) участками 2—3 м. Число скважин для проходки восстающего может быть и иным (так же как и их расположение) и зависит от крепости руд, диаметра скважин и пр.

Процесс заряджания и взрывания скважин повторяют, образуя постепенно отрезной восстающий.

Проходка восстающего с помощью глубоких скважин повышает производительность и безопасность труда. Однако хорошие результаты проходки получаются только в том случае, если скважины при бурении имеют небольшое искривление, для чего требуется тщательная установка станка и контроль за направлением скважин при бурении. В настоящее время такой способ проходки получает все более широкое применение.

Способы отбойки подэтажей

Мелкошпуровой способ отбойки применяют только в рудных телах сложной формы, особенно при наличии в них включений пустых пород. Достоинства мелкошпурового метода отбойки: хорошее дробление руды, возможность выемки камерного запаса без значительных потерь и разубоживания. Большой объем работ по проходке подэтажных штреков и буровых заходов, а также 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. Забой могут располагаться в одной вертикальной плоскости (рис. 112, а) или потолкоуступно (рис. 112, б). Иногда при общем потолкоуступном расположении подэтажей высотой 10—12 м каждый из них отрабатывается почвоуступным забоем (рис. 112, в).

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.

Бурильщик шахты им. Коминтерна И. А. Митрофанов предложил многомолотковый способ обуривания подэтажей, при этом вверх бурятся штанговые шпуры, а вниз — обычные. Нижние шпуры перед заряджанием простреливают.

Штанговое бурение позволило сократить длину буровых заходов или совсем отказаться от них. Бурильщиком рудника им. К. Либкнехта т. Сердюком еще в 1936 г. предложена отбойка руды веерами штанговых шпуров, пробуренных из коротких заходов (рис. 112, г), что позволило увеличить производительность труда бурильщика в 1,5—2 раза. Аналогичный способ применяют в настоящее время на некоторых железных рудниках штата Мичиган (США).

На этом же руднике бурильщиком т. Зиньковым была применена отбойка подэтажей веерным комплектом штанговых шпуров, пробуренных из подэтажного штрека (рис. 112, д). Этот способ получил широкое распространение. Шпуры бурят колонко-

выми 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.

В широких камерах на каждом подэтаже проходят два орта по границе с целиками (рис 112, е).

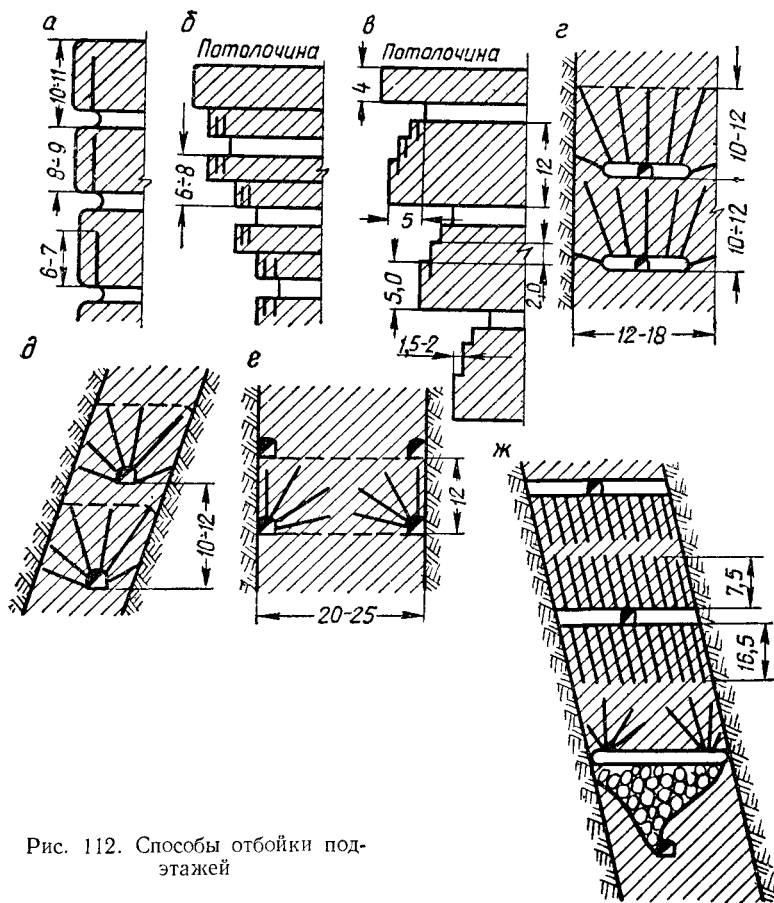


Рис. 112. Способы отбойки подэтажей

На рис. 112, ж изображена отбойка подэтажа вертикальными комплектами восходящих и нисходящих штанговых шпуров диаметром 50 мм на медном руднике «Британия» (Канада).

Отбойка глубокими скважинами получила распространение в последнее время в связи с появлением высокопроизводительных буровых станков для крепких пород (буровые агрегаты БА-100 и др.). Резкое уменьшение нарезных работ, высокая

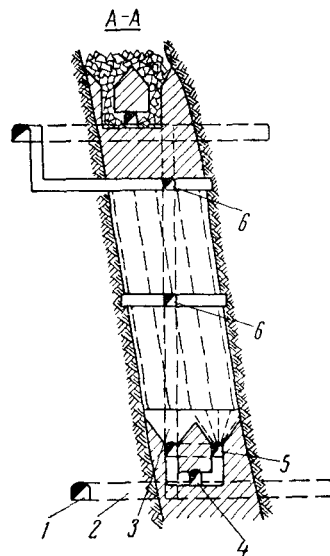
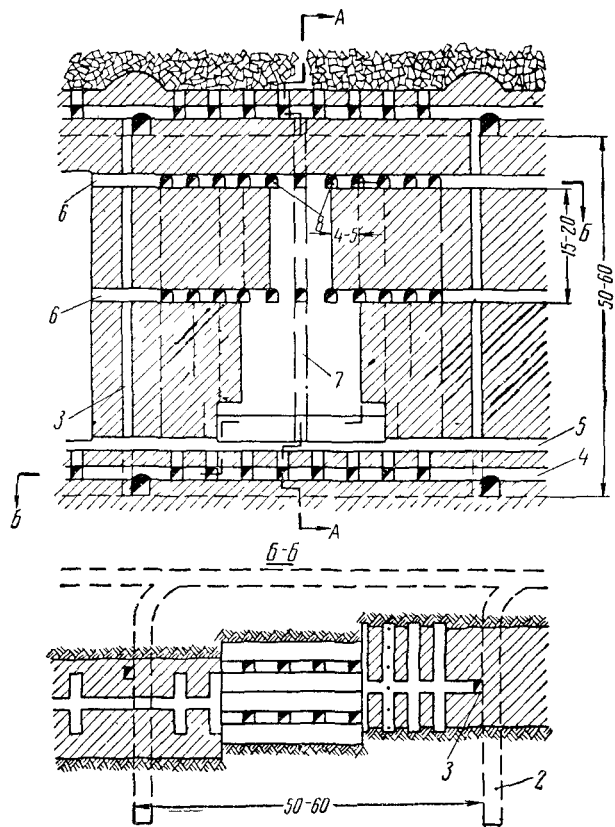


Рис. 113. Система разработки подэтажными штреками с увеличенной высотой подэтажа

производительность труда рабочих, на отбойке и ряд других достоинств, присущих отбойке глубокими скважинами, способствуют широкому распространению этого способа отбойки.

На рис. 113 изображен вариант системы подэтажных штреков с увеличенной высотой подэтажа и отбойкой руды параллельными глубокими скважинами.

Подготовительные работы состоят в проходке откаточного штрека 1 и ортов-заездов 2, которые сбиваются с верхним вентиляционным горизонтом восстающими 3. На уровне кровли откаточных выработок проходят штрек скреперования 4 с двусторон-

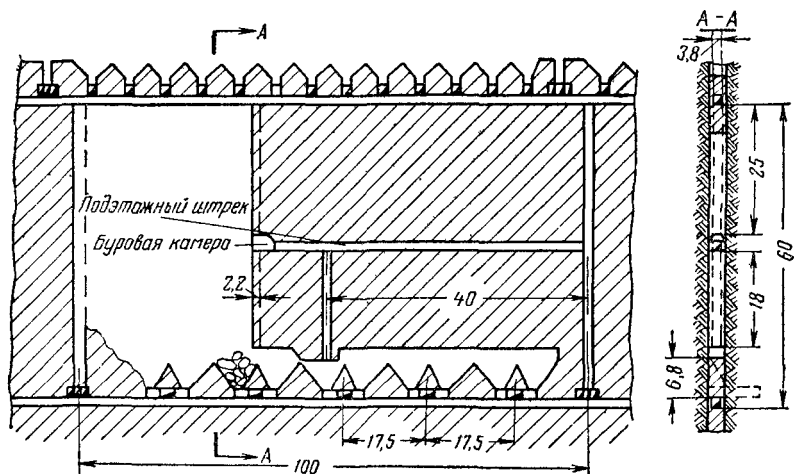


Рис. 114. Система разработки подэтажными штреками с увеличенной высотой подэтажа на Златоустовском руднике

ним расположением дучек, вверху сбитых траншейными штреками 5.

Из блоковых восстающих проходят два подэтажных штрека 6. В центре блока расположен отрезной восстающий 7. Из подэтажных штреков через 4—5 м проходят буровые орты 8.

Начальная стадия очистной выемки состоит в подсечке блока траншеями и образовании около отрезного восстающего отрезной щели. Из ортов бурят параллельные наклонные скважины на высоту подэтажа и взрывают их.

Целик между буровыми ортами разрушается мелкими шпурами одновременно с взрыванием глубоких скважин.

Кроме описанной возможны и другие схемы расположения скважин: веерообразное, вертикальное, параллельное и пр. Производительность труда бурильщика (без учета нарезных работ) при отбойке глубокими скважинами 100—300 т/смену.

На рис. 114 изображен вариант системы разработки подэтажными штреками с большой высотой подэтажа и отбойкой

глубокими скважинами для залежи титаномагнетитовых руд мощностью 2,5—3,5 м на Златоустовском руднике (Урал). Особенности этого варианта системы для малой мощности понягны из чертежа.

Вторичное дробление, доставка руды и поддержание очистного пространства

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 или скреперных штреках. Как правило, для дробления пользуются накладными зарядами. Расход ВВ на вторичное дробление зависит от кусковатости руды и иногда бывает больше, чем на первичное взрывание.

Доставка руды, если выпуск ее производится через камеры грохочения, происходит в основном под действием собственного веса. При проведении подрезных ортов и заходок на уступе остается не больше 20% руды и перелопачивание ее в очистное пространство не занимает много труда и времени.

По штрекам (ортам) скреперования руду доставляют скреперами емкостью 0,2—0,6 м³ с помощью скреперных лебедок мощностью 10—50 квт. Производительность скрепера зависит прежде всего от кусковатости руды и расстояния скреперования. В среднем за смену она колеблется в пределах 100—300 т. Она часто бывает значительно ниже расчетной вследствие низкого коэффициента использования скреперной установки во времени (0,3—0,35). Простой лебедок вызывается 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 2 раза больше ширины скрепера.

Поддержание очистного пространства осуществляется междуэтажными и междукамерными целиками. Правильный подбор размеров целиков и камер в соответствии с устойчивостью руды и боковых пород 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.

Размеры междукамерных и междуэтажных целиков были указаны ранее.

Техника безопасности при системах разработки с подэтажной выемкой

Рассмотрим основные мероприятия по предупреждению несчастных случаев при этих системах разработки.

1. 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

2. В целях предупреждения обрушения руды с кровли заходки необходимо своевременно производить оборку заколов. Для удобства выполнения этой операции высота заходки не должна превышать 2,5 м. Совершенно недопустимо пребывание людей в открытой камере.

3. Наиболее опасно преждевременное массовое обрушение потолочины и междукамерных целиков или пород всячего 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.

4. 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 должны вестись очень осторожно в присутствии лица технического надзора.

§ 8. Особые варианты систем с подэтажной выемкой

Варианты для разработки мощных пологопадающих залежей

При разработке залежей с углом падения меньше 40—45° усложнение доставки руды сильно снижает эффективность системы. Поэтому в таких условиях ее применяют очень редко.

В зависимости от способа доставки руды до откаточного горизонта варианты системы с подэтажной отбойкой для пологопадающих залежей можно разделить на две группы.

1. Варианты со скреперованием руды: 1) по лежащему боку рудного тела (рис. 115, а), по полевому восстающему, пройденному под рудным телом.

2. Варианты с доставкой собственным весом: 1) с искусственным лежащим боком; 2) с воронками в породах лежащего бока (рис. 115, б)

Эти варианты в практике не получили большого распространения.

Варианты для разработки весьма тонких жил

В тонких крутопадающих жилах система с подэтажной выемкой применяется в порядке исключения. Однако, имея в виду особую трудность разработки весьма тонких жил и необ-

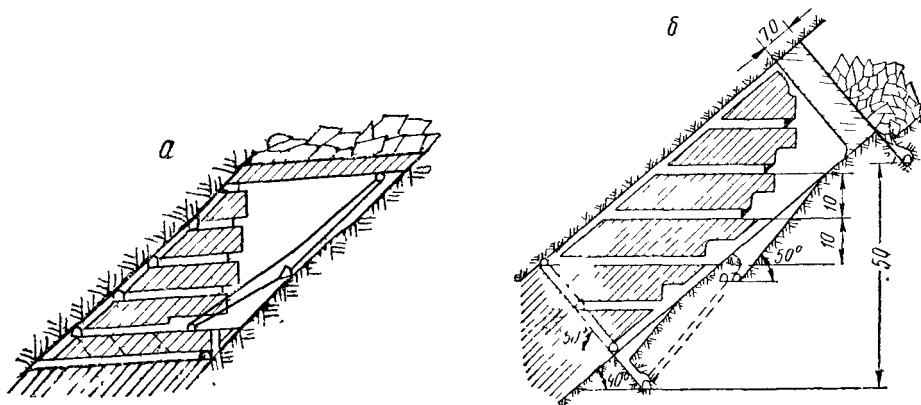


Рис. 115. Варианты системы для пологого падения

ходимость искания новых систем для их разработки, приведем краткое описание варианта системы разработки с подэтажной выемкой, который был испытан в практике и дал положительные результаты.

Вариант системы разработки тонких жил из подэтажных передовых забоев применялся на нескольких отечественных рудниках.

Мощность жилы от 8—10 до 20—30 см, угол падения 75—80°. Вмещающие породы крепкие, устойчивые, контакты ровные и четко выраженные, что является обязательным условием для применения данной системы.

Этаж высотой 30—40 м (рис. 116) с откаточным штреком 1 разделяют восстающими 2 на блоки длиной по 50 м. Над штреком 1 устраивают рудоприемные воронки между надштрековыми целиками 3

Подэтажные штреки 4 сечением $2 \times 0,8$ м приводят в обе стороны от восстающего 2 по мере подвигания очистных работ с опережением их на 2,5—3 м. Высота подэтажа 6,5—7,5 м

Начиная от восстающего, из подэтажных штреков пробуривают по жиле вверх и вниз шуры для образования узкой щели, шириной немного большей мощности жилы.

В стадии полного развития очистная выемка состоит в одновременной проходке подэтажных штреков и отбойке из них жильной массы уступами 5. Отбитая руда по щели скатывается в воронки и поступает в люки 6.

При проходке передовых подэтажных забоев 7 отбирают лишь крупные куски пустой породы и отбрасывают их от забоя в щель, за пределы действующей рудоприемной воронки.

По сравнению с описываемой дальше системой разработки с отдельной выемкой и закладкой данная система имеет следующие преимущества: 1) более высокая производительность тру-

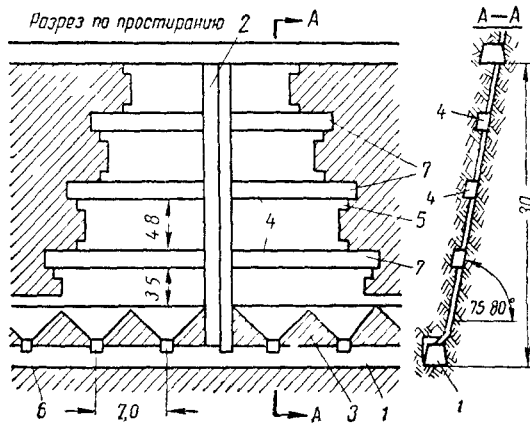


Рис. 116. Выемка из подэтажных передовых забоев

да забойных рабочих; 2) меньший расход ВВ и крепежного леса; 3) большая интенсивность очистной выемки.

Однако наряду с этими преимуществами система имеет и очень серьезные недостатки: 1) крайне ограниченные условия применения; 2) необходимость проходки большего числа подэтажных штреков; 3) трудность отбойки руды узкой щелью на большую высоту и очень низкая при этом производительность труда бурильщика; 4) значительное разубоживание руды и возможность больших потерь богатой руды при неровности контактов, наличии боковых ответвлений от основной жилы и прожилков, а также оруденении боков.

§ 9. Системы разработки с этажной отбойкой руды вертикальными слоями

В настоящее время на многих рудниках, разрабатывающих залежи крепких железных руд (Высокогорский, Таштагольский и Темир-Тау Кузнецкого металлургического комбината, рудник им. Губкина Курской магнитной аномалии и др.), успеш-

но применяется система разработки с отбойкой руды глубокими скважинами на полную высоту камеры.

По конструктивным признакам большинство вариантов этой системы следует относить к комбинированным системам, так как здесь этаж разбивается на регулярно чередующиеся, близкие по размерам целики и камеры, расположенные длинной стороной вкрест простирания. Выемка камер и междукамерных целиков

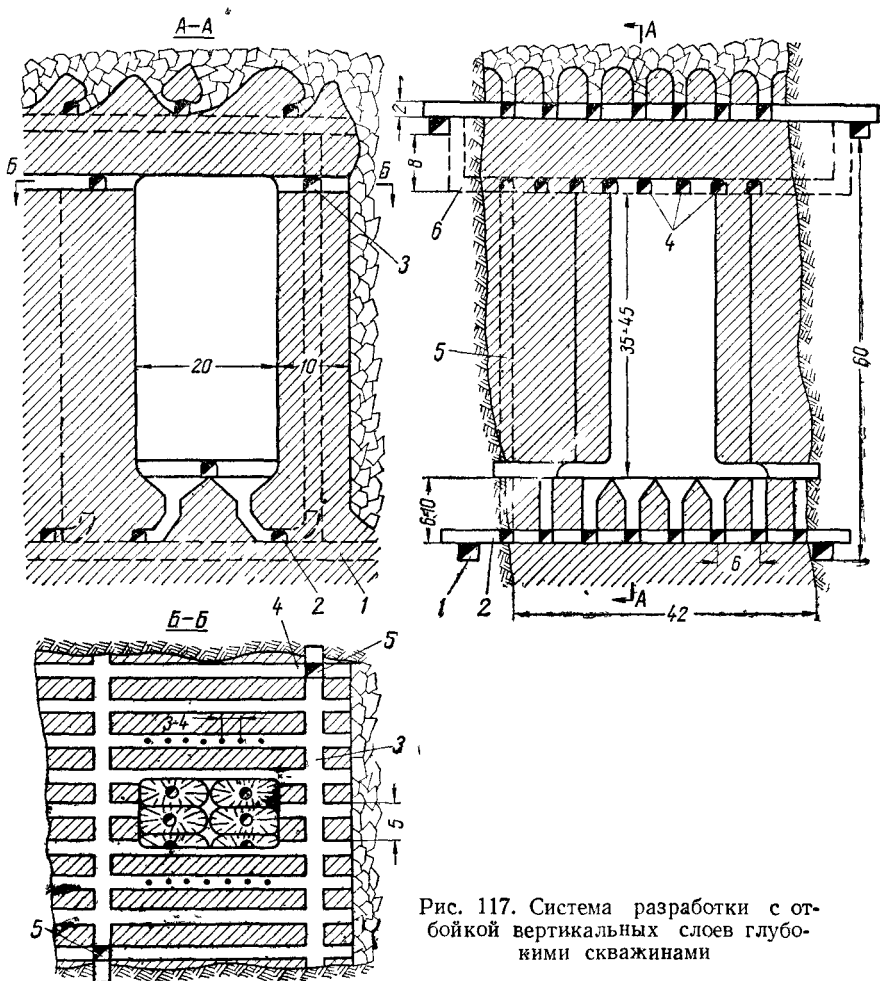


Рис. 117. Система разработки с отбойкой вертикальных слоев глубокими скважинами

производится в две стадии, как при ранее описанной системе разработки подэтажными ортами, также условно отнесенной для удобства рассмотрения к I классу систем с открытым очистным пространством.

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.

Рассмотрим вариант этой системы для весьма мощных рудных тел, применяемый с небольшими видоизменениями на Высокогорском руднике (рис. 117).

Подготовительные работы состоят в проходке двух полевых откаточных штреков 1, в кровле которых по границе с междукамерными целиками проходят два орта скреперования 2 с односторонним расположением дучек.

Буровой горизонт располагается на 7—8 м ниже откаточного горизонта вышележащего этажа и состоит из буровых ортов 3, пройденных по оси междукамерного целика, и буровых штреков 4, расположенных через 5 м друг от друга. Откаточный и буровой горизонты соединяются восстающими 5, пройденными в междукамерных целиках. Буровой горизонт сбивается с верхним вентиляционным сбоями 6.

Подсечка камеры осуществляется так же, как при системах с подэтажной выемкой.

Отрезной восстающий расположен в центре камеры. Его проходка, а также образование отрезной щели ведутся с помощью глубоких скважин. Очистная выемка состоит в бурении и последующем взрывании нисходящих скважин на полную высоту камеры. Скважины располагаются в один ряд на расстоянии 3—5 м в зависимости от их диаметра и крепости руды.

При диаметре скважин 106—110 мм (станок БА-100) и толщине отбиваемого слоя 5 м расстояние между скважинами в ряду 3 м. Обуривание одного слоя требует 25—30 смен. За взрыв отбивается 10—15 тыс. т руды; выход горной массы на 1 м скважины 50—80 т. Расход ВВ на один слой 3500—4000 кг. Одновременно взрываются шпуровые заряды в междуштрековых целиках.

Ширина камеры от 16 до 25 м, толщина междукамерных целиков 10—12 м. Целики обрабатываются во вторую стадию путем массового взрывания зарядов в глубоких скважинах. Доставка руды скреперная. Производительность камеры 20—30 тыс. т руды в месяц.

При расположении камер вкрест простирания основной горизонт может состоять из полевого откаточного штрека с ортами заездами по оси междукамерных целиков. Выработки скреперования в этом случае располагают поперек камеры. Из каждой выработки проходят две-четыре дучки; двустороннее скреперование по этим выработкам позволяет резко увеличить производительность блока.

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.

Отбойка однорядным комплектом вертикальных скважин описана в предыдущем параграфе. На рис. 118 изображены другие применяющиеся в практике схемы расположения скважин.

Отбойка нисходящими наклонными параллельными скважинами (рис. 118, а) применяется на Гороблагодатском руднике при расположении камер по простиранию и угле падения рудного тела меньше 70° . Толщина отбиваемого слоя 5 м, расстояние

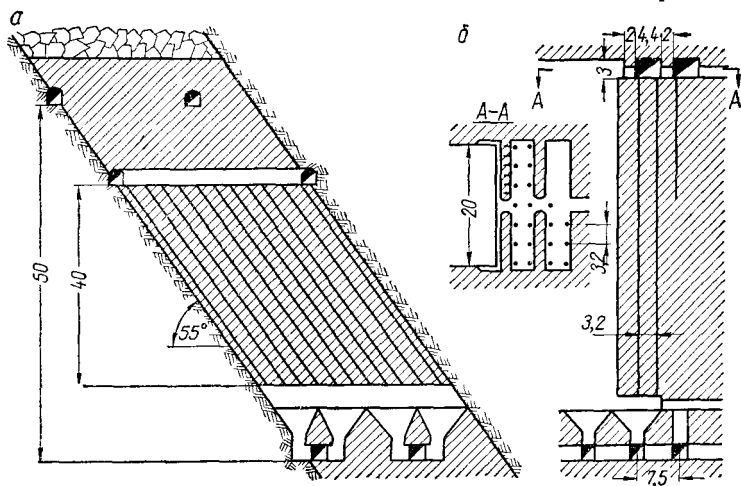


Рис. 118. Расположение скважин

между скважинами в ряду 3 м, глубина скважин 35—45 м. Скважины бурят станком БА-100. Производительность в станко-смену 6—12 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 рис. 118, б показано расположение скважин на руднике им. Губкина (КМА). Здесь из буровой выработки шириной 4 м бурят два ряда скважин на расстоянии 3,2 м. 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.

В связи с ростом производительности буровых станков и сни-

жением стоимости бурения 1 м скважины в последнее время получает распространение отбойка крепких руд веерными комплектами глубоких скважин.

Расчеты показывают, что при освоеной в настоящее время производительности буровых станков БА-100 отбойка веерными комплектами производительнее и экономичнее, если коэффициент крепости руды не более 12; в рудах большей крепости экономичнее отбойка параллельными скважинами.

К числу преимуществ отбойки веерными комплектами глубоких скважин по сравнению с параллельными относятся:

резкое уменьшение объема нарезных работ, которые ведутся с применением мелкошпурового бурения и являются основным источником пылеобразования;

уменьшение числа перестановок станка, позволяющее увеличить на 10—15% их производительность, лучше оборудовать рабочее место и обеспечить более безопасные условия труда;

устранение присущей параллельному расположению скважин опасности разрушения целиков между буровыми выработками во время массовых взрывов.

Недостаток отбойки веерными комплектами скважин — увеличение их суммарной длины на 30—50%. Ухудшение дробления руды наблюдается только в том случае, если расстояние между концами скважин в веере принимают значительно (в 1,5—2 раза) больше, чем между параллельными скважинами.

На рис. 119, а показано обуривание слоя нисходящими скважинами из двух буровых штреков, пройденных по контактам рудного тела. При диаметре скважин 100—110 мм, коэффициенте крепости руды 8—10 толщину отбиваемого слоя принимают равной 4 м, а расстояние между концами скважин 4—5 м.

На рис. 119, б показано обуривание слоя из одного бурового штрека. В этом случае для полноты отбойки руды скважины в сторону лежащего бока приходится бурить с перебором.

Изображенный на рис. 119, в способ отбойки слоя веерными комплектами скважин, пробуренных из четырех буровых выработок, применяется на никелевом руднике Инко в Канаде. Руда и вмещающие породы имеют большую крепость и устойчивость. 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 рис. 119, г показан способ отбойки, применявшийся на железном руднике Мальбергет. Скважины глубиной до 27—30 м бурили алмазными коронками. Выход руды на 1 м скважины 15 т; производительность труда бурового рабочего 126 т/смену.

Бурение двух вееров скважин из диагонально расположенных штреков изображено на рис. 119, д. В центральной части нисходящие и восходящие скважины перекрещиваются, что обеспечивает более равномерное распределение ВВ в слое и позволяет увеличивать расстояние между концами скважин до 1,5—1,8 л. н. с.

Заслуживает внимание способ обуривания всего слоя веерными или параллельными скважинами из нижней подсечки, по-

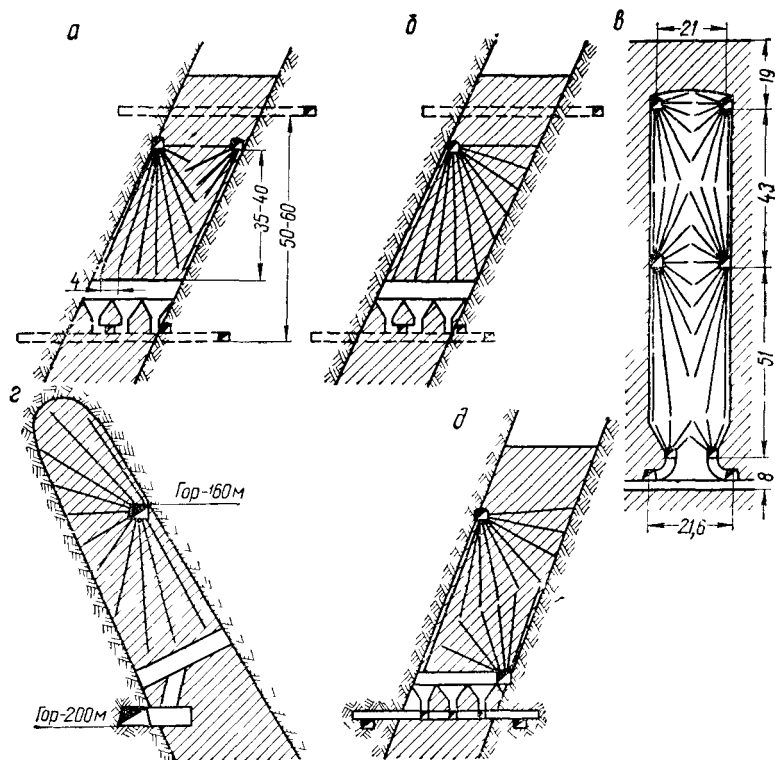


Рис. 119. Различные схемы расположения скважин при отбойке руды вертикальными слоями

зволяющий резко сократить объем нарезных работ. Однако вследствие того, что скважины направлены в потолочину, последняя в этом случае подвергается разрушению взрывами, кроме того усложняется зарядка скважин, затрудняется уточнение контура рудного тела. Такая схема отбойки может оказаться целесообразной в пологих месторождениях с мощностью не более 25—30 м.

§ 10. Системы разработки с этажной отбойкой руды горизонтальными слоями

Условия применения этой системы и предыдущей сходны между собой. Некоторые особенности условий применения системы с отбойкой руды горизонтальными слоями будут уточнены после рассмотрения основных ее вариантов.

В зависимости от способа отбойки различают два основных варианта этой системы:

- 1) с отбойкой горизонтальными скважинами;
- 2) с отбойкой камерными зарядами.

Вариант системы с отбойкой горизонтальными скважинами

Первоначально этот вариант был применен в Криворожском бассейне, а затем он получил распространение на ряде других железных рудников (Гороблагодатском, Высокогорском и др.).

Подготовительные работы на основном горизонте такие же, как при ранее описанных системах с подэтажной и этажной выемкой. Нарезные работы в блоке определяются схемой расположения скважин (параллельное или веерное).

На рис. 120 изображен вариант с расположением камер по простиранию рудного тела и отбойкой веерными комплектами горизонтальных скважин.

С основного горизонта по висячему и лежащему бокам месторождения проходят буровые восстающие 1 с буровыми камерами 2. Размеры буровых камер зависят от габаритов бурового оборудования; для станка БА-100 необходима камера с размерами в плане 3×3 м. 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 друг друга.

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 описанных ранее способов подсечки здесь можно применить подсечку глубокими скважинами (см. рис. 120) из подсечных штреков 3. Скважины располагают в два ряда на расстоянии 2—2,2 м и взрывают их последовательно. Высота подсечки составляет 2—3 м. Увеличить ее можно взрыванием горизонтальных скважин из буровых восстающих.

При полном развитии очистных работ выемка заключается в обруивании массива руды горизонтальными веерами скважин глубиной 20—30 м, а по контактам с висячим и лежащим боками

40—45 м Скважины заполняют ВВ следующим образом первую скважину заряжают полностью, вторую на две трети глубины, третью на половину, четвертую полностью, пятую на две трети и т. д. Скважины, оконтуривающие слой, должны заряжаться полностью. Все скважины в слое взрываются одновременно. К моменту взрыва нижнего слоя вышележащий слой должен быть обурен.

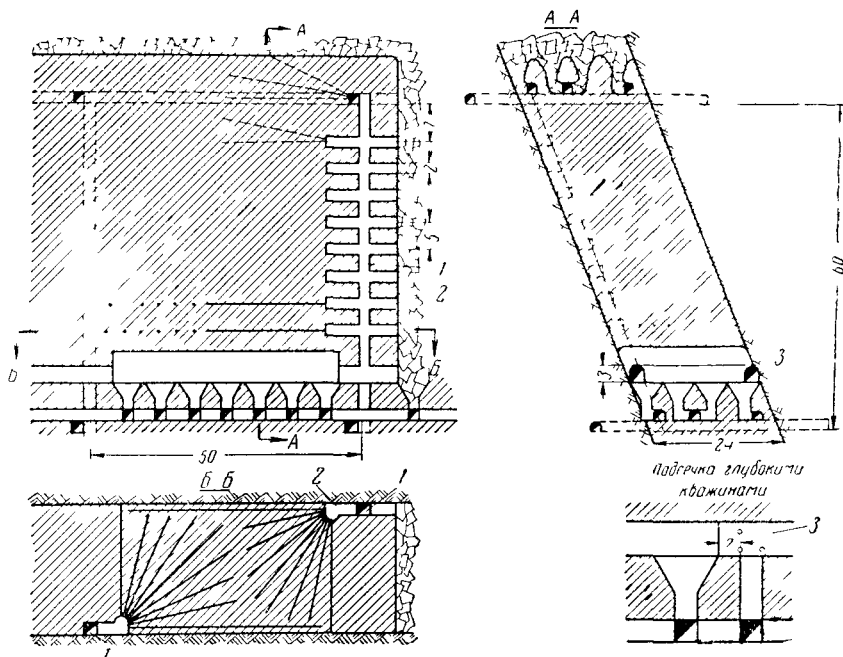


Рис 120 Система разработки с отбойкой руды горизонтальными слоями веерными комплектами глубоких скважин

Производительность труда бурильщика на руднике им Коминтерна (Криворожский бассейн) составляла при крепости руды 6—8 от 130 до 200 т/смену. Выход руды с 1 м скважины диаметром 85 мм 14—25 т

Вариант системы с отбойкой горизонтальными слоями по сравнению с вариантом системы с отбойкой вертикальными слоями имеет следующие достоинства:

1) для производства очистной выемки достаточно иметь горизонтальную подсечку, отпадает необходимость в проходке отрезного восстающего и разделки его в отрезную щель,

2) потолочина образуется в последний период отработки камеры, что обеспечивает большую устойчивость ее,

3) при бурении горизонтальных скважин производительность станков с погружными молотками выше, чем при бурении скважин нисходящих,

4) 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 зарядки скважин составляют недостатки этой системы.

Кроме описанной схемы расположения скважин возможны и другие. На рис 121 показан вариант веерного расположения скважин, пробуренных из буровых камер, смещенных относительно друг друга. В этом случае уменьшается общее число буровых камер в блоке, но скважины имеют большую глубину, что приводит к снижению производительности буровых станков и большему искривлению скважин.

Уменьшения числа буровых камер и увеличения толщины отбиваемого слоя руды можно достигнуть также бурением из одной камеры двух или трех рядов 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 лежащим боком. В каждом восстающем сооружаются подвесные полки для бурения перфораторами скважин глубиной до 15—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.

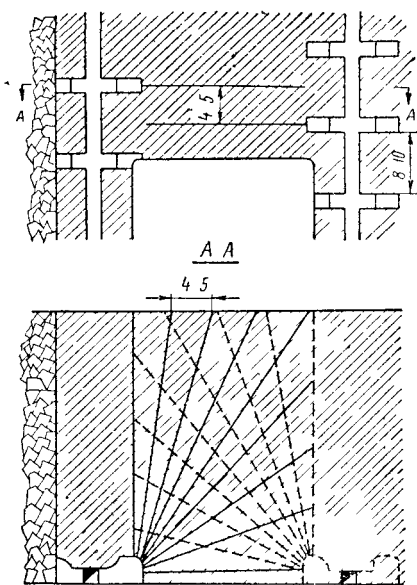


Рис 121 Способ отбойки веерными комплектами скважин

Отбойка параллельными глубокими скважинами также применяется на некоторых рудниках, разрабатывающих очень крепкие руды. Скважины бурят из буровых штреков (ортов) в один или два ряда.

Вариант системы с этажной отбойкой комерными зарядами

Отбойка камерными (минными) зарядами целесообразна при низкой производительности буровых станков (в очень крепких

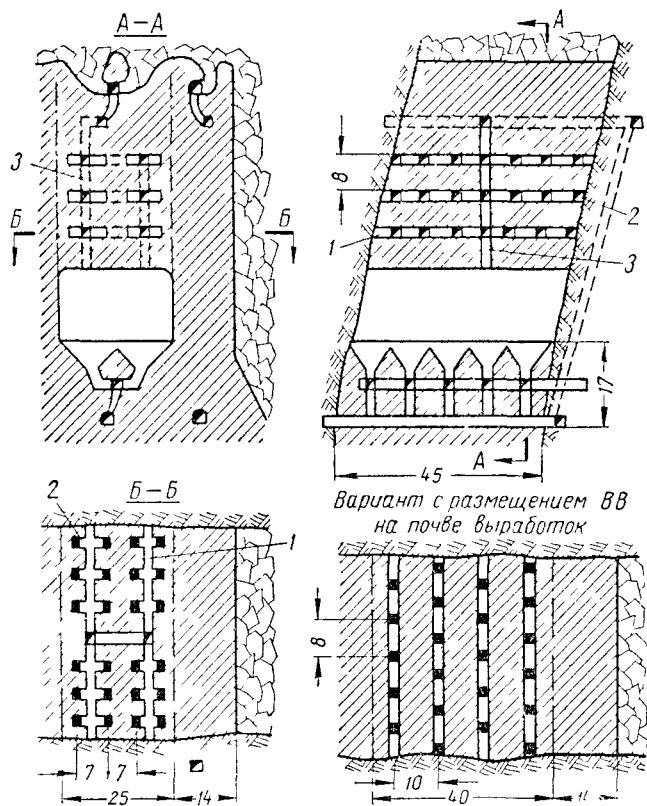


Рис. 122. Система разработки с отбойкой горизонтальных слоев камерными (минными) зарядами

рудах) и благоприятных физико-механических свойствах руды — хорошем дроблении ее при неравномерном (концентрированном) размещении зарядов в массиве. Отбойка камерными зарядами применяется в настоящее время на ряде рудников, в частности очень успешно на руднике им. Р. Люксембург (Криворож-

ский бассейн), рудниках «Молибден» (Северный Кавказ), им. Кирова (комбинат «Апатит») и др.

Подготовительные работы для сплошной отбойки руды камерными зарядами (рис. 122) аналогичны подготовительным работам при системе подэтажных штреков.

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. 122, вес заряда 250—400 кг. Отбойка руды производится последовательно, горизонтальными слоями.

Значительные затраты на проведение рассечек заставляют в некоторых случаях отказаться от проведения их. На рис. 122 показан вариант с размещением минных зарядов непосредственно на почве подэтажных выработок. Указанный способ отбойки 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 негабаритов, неизбежность одновременного взрывания больших зарядов являются существенными недостатками системы разработки с отбойкой камерными зарядами, значительно ограничивающими область ее применения.

§ 11. Оценка систем разработки с подэтажной и этажной отбойкой руды

Системы разработки с подэтажной отбойкой имеют ряд важных достоинств, из которых следует отметить прежде всего:

1. Безопасность работ, благодаря тому, что бурильщик работает в выработках небольшого сечения и имеет возможность своевременно ликвидировать заколы руды в кровле. Вариант системы с бурением из открытых заходок несколько опасен вследствие возможности падения людей в выработанное пространство, но эту опасность, как было указано выше, нетрудно устранить.

2. Низкую себестоимость добычи руды благодаря высокой производительности труда бурильщиков (при отбойке штанговыми шпурами или скважинами), небольшим затратам на доставку руды и отсутствию расходов на поддержание очистного пространства.

3. Высокую производительность камеры, позволяющую развить значительную добычу руды при небольшом числе одновременно действующих блоков, что создает благоприятные условия для надзора за работами.

К недостаткам этой системы относятся:

1. Большой объем нарезных работ для тонких и средней мощности рудных тел.

2. Высокие потери и разубоживание руды вследствие применения для отработки целиков систем с массовым обрушением руды; из междукамерных целиков потери руды составляют не менее 25—30%, а из потолочин — до 50% и выше.

3. Невозможность селективной выемки руды и оставления невынутыми или невыпущенными крупных включений пустых пород.

4. Опасность массовых обрушений потолочины и висячего бока при неправильном выборе параметров системы разработки.

Системы разработки с этажной выемкой имеют следующие преимущества перед системами разработки с подэтажной выемкой.

1. Работы еще более безопасны, так как все они выполняются в закрытых выработках небольшого сечения.

2. Условия труда буровых рабочих лучше, так как бурение глубоких скважин значительно меньше запыляет воздух, чем бурение шпуров.

3. Стоимость добычи руды ниже благодаря более высокой производительности труда буровых рабочих, меньшему объему нарезных работ и отбойке руды веерными комплектами глубоких скважин. Объем подготовительных и нарезных работ при этажной отбойке параллельными скважинами почти такой же, как при системах с подэтажной выемкой.

Недостатки системы с этажной выемкой.

1. Значительные потери и разубоживание руды, которые происходят 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 еще более усугубляет этот недостаток. Отклонение конца наклонных скважин глубиной 40 м при бурении станками БА-100 от заданного направления вследствие искривления и неточного забуривания составляет от 1—1,5 до 3—3,5 м. Горизонтальные скважины на руднике им. Губкина отклонялись на глубине 36 м в среднем от 1,5—2 до 8 м.

2. Трудность соблюдения проектных размеров междукамерных целиков, так как скважины в результате искривления нередко входят в контур целика и при взрыве нарушают его. Этому способствуют также одновременные взрывы больших количеств ВВ при отбойке слоев.

Преждевременное обрушение междукамерных целиков на Высокогорском руднике послужило основной причиной отказа от систем разработки открытыми камерами и перехода на системы принудительного этажного обрушения.

Случаи нарушения (пробоя) междукамерных целиков на руднике им. Губкина заставили пойти на увеличение их толщины с 15 до 20 м.

3. Повышенный выход негабарита, одной из причин которого также является отклонение скважин от заданного направления. Кроме того, 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 на горизонте скреперования или в камерах дробления приводит к снижению производительности камер и повышению стоимости добычи руды.

Основными путями совершенствования систем разработки с этажной отбойкой являются уменьшение выхода негабарита, повышение устойчивости целиков, снижение потерь и разубоживания руды. Для этого необходимо.

1. Довести до минимума отклонение скважин от заданного направления, что можно достигнуть точной установкой бурового станка, правильным забуриванием скважины, соблюдением режима бурения. Большое значение для уменьшения искривления имеет выбор направления скважин относительно напластования и трещиноватости руды. В некоторых случаях целесообразно перейти на обуривание слоя из нескольких буровых выработок с целью уменьшения глубины скважин до 20—25 м, так как искривление обычно резко усиливается при глубине свыше 20—25 м. Необходимо дальнейшее совершенствование буровых станков, штанг и бурового инструмента с целью уменьшения искривления скважин, изыскание методов быстрого измерения направления бурения скважин.

2. Широкое внедрение короткозамедленного взрывания скважин с целью уменьшения сейсмического действия массовых взрывов; для этого требуется выпуск средств взрывания с 25—30 степенями замедления.

3. Переход в необходимых случаях на отбойку скважинами уменьшенного диаметра (до 50 мм). Массовое изготовление и внедрение в практику станков алмазного бурения.

4. Изыскание рациональных конструкций выработок выпуска с увеличенными размерами выпускных отверстий; применение на горизонтах скреперования скреперных лебедок мощностью до 100—120 квт.

Глава VIII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

§ 1. Общие сведения о системах с магазинированием

К данному классу относятся системы разработки, при которых выработанное пространство блока вслед за продвижением очистной выемки заполняется отбитой рудой. Ввиду того, что отбитая руда занимает больший объем, чем она занимала в массиве, около 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 замагазинированная руда полностью выпускается на откаточный горизонт, а освободившееся 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, закладка, вводимая после окончания выемки блока или перепускаемая с вышележащих этажей. Отбитая руда лишь в некоторой степени препятствует отслаиванию вмещающих пород, основное же ее значение — служить платформой для работающих на очистной выемке людей.

Таким образом, по способу поддержания вмещающих пород в период выемки блока, а также и после ее окончания системы с открытым очистным пространством и системы с магазинированием руды почти не отличаются. Принципиальное различие между ними заключается в состоянии очистного пространства в период очистной выемки. В одном случае оно остается открытым (т. е. свободным), а в другом — заполнено отбитой рудой.

По условиям применения системы с магазинированием руды наиболее близки к системам с открытым очистным пространством, поэтому в классификации эти два класса систем расположены рядом.

Для крутопадающих жильных месторождений с мощностью от 0,5—1,0 до 3—5 м, выдержанным залеганием, устойчивыми рудой и вмещающими породами системы с магазинированием наиболее эффективны из всех систем разработки, поэтому удельный вес добычи ими в общей добыче из месторождений жильного типа в СССР сейчас превышает 50%.

Очень широко применяют системы с магазинированием руды также на месторождениях жильного типа США, Канады, Китайской Народной Республики, Германской Демократической Республики, Болгарии, Румынии, Австралии и других стран.

Угол падения рудного тела 55—60° является предельным для системы с магазинированием. 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.

В крутопадающих рудных телах с мощностью более 5—10 м системы с магазинированием по условиям применения близки к системам разработки подэтажными штреками. Первым отдают предпочтение, когда руда очень крепкая, а боковые породы, будучи обнаженными на большой площади, проявляют склонность к отслаиванию. В этом случае временное поддержание боков отбитой рудой оказывается полезным. Напротив, в рудах недостаточно устойчивых, когда нахождение людей под кровлей, обнаженной на большой площади, небезопасно, или в рудах, склонных к слеживанию, но при очень устойчивых боковых породах, преимущество имеет система разработки подэтажными штреками.

Выемка с магазинированием руды используется также при комбинированных системах разработки очень мощных месторождений.

Системы с магазинированием по способу отбойки руды принято разделять на три основные группы:

- 1) системы со шпуровой отбойкой руды из магазина;
- 2) системы с отбойкой руды из специальных выработок;
- 3) системы с отбойкой руды глубокими скважинами.

Для тонких жильных месторождений рекомендуется разделение систем с магазинированием руды по форме и условиям образования магазина на две группы:

- 1) системы с полным магазинированием — отбитая руда заполняет выработанное пространство на всю высоту этажа блока;
- 2) системы с частичным магазинированием — отбитая руда заполняет этаж не на всю высоту блока, а только на часть его (слой, подэтаж).

Системы с частичным магазинированием руды были рассмотрены в классе систем с открытым очистным пространством как вариант системы с распорной крепью. Поскольку системы с частичным магазинированием руды (слоевое, кучное и подэтажное

магазинирование) представляют собой переходную разновидность между классами с открытым очистным пространством и с магазинированием руды, их можно отнести к любому из этих классов.

§ 2. Системы со шпуровой отбойкой руды из магазина

На рис. 123 и 124 представлены типичные варианты системы с магазинированием и шпуровой отбойкой для крутопадающих рудных тел мощностью от 0,5 до 5 м. Рассмотрим сначала первый вариант.

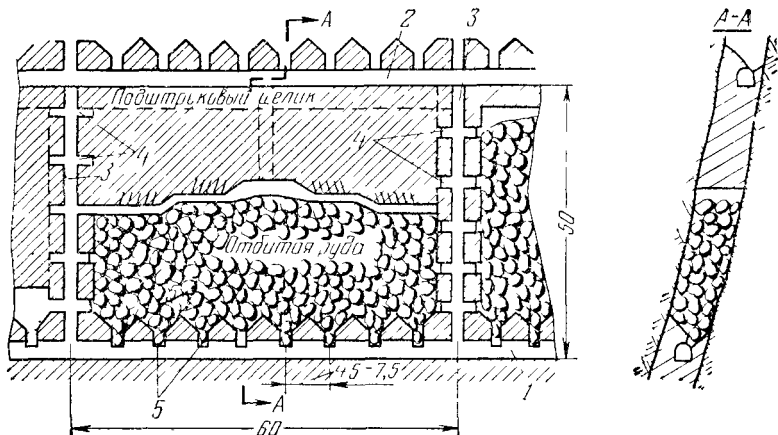


Рис 123 Типичный вариант системы с магазинированием руды

Откаточный штрек 1 располагается в рудном теле посередине мощности его или по контакту с лежащим боком. В крепкой руде штрек проходят без крепи и придают его кровле форму свода. Вентиляционным штреком служит откаточный штрек вышележащего этажа 2. Высота этажа в среднем от 40 до 60 м.

Этаж по простиранию разделяют на выемочные блоки длиной от 30 до 60—100 м восстающими 3, расположенными в междуканерных 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 4. Иногда посередине блока большой длины проходят дополнительный восстающий (на рис. 123 он показан пунктиром).

Его назначение: облегчить доставку в камеру материалов и оборудования и улучшить проветривание очистных забоев. Наличие такого восстающего позволяет уменьшить сечение фланговых восстающих, устраивая в них только одно лестничное отделение. Рудоспуски 5 проводят из откаточного штрека через 4—7 м.

Очистная выемка блока состоит из трех стадий: 1) подсечки магазина и образования в его подошве воронок; 2) отбойки руды до уровня подштрекового целика и магазинирование ее; 3) выпуска руды и выемки междуэтажных и междукамерных целиков.

Подсечка магазина и образование воронок производится обычно сразу по всей длине блока, а не постепенно, как при системе разработки подэтажными штреками.

Кровля забоя и поверхность отбитой руды располагаются горизонтально или наклонно.

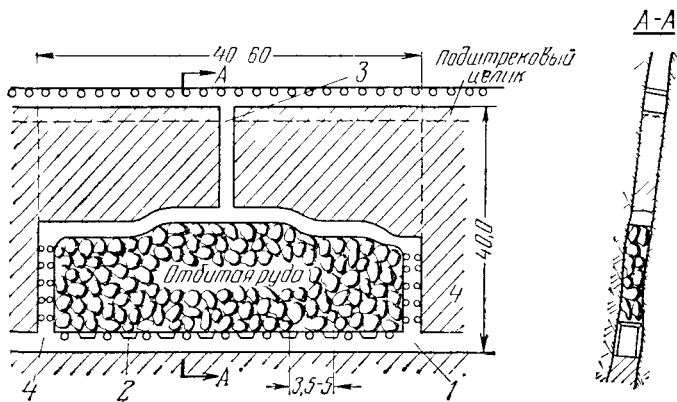


Рис. 124 Вариант системы с магазинированием руды в тонкой жиле

На рис. 124 блок разделен на несколько горизонтальных уступов длиной по 10—12 м, обруиваемых восстающими шпурами глубиной 1,5—2,2 м. Часто выемку блока ведут сплошным забоем по восстанию, не разделяя на уступы или делят блок на две равные части, подвигая забой в каждой из них одновременно, но с отставанием на 2—3 м.

После взрыва комплекта шпуров выпускают 30—40% отбитой руды через рудоспуски, чтобы между кровлей очистного забоя и поверхностью отбитой руды оставалось пространство высотой около 2 м. Затем разбирают кровлю уступов, подготавливая их к обруиванию новым комплектом шпуров.

Одновременно с разборкой кровли разбирают вручную или накладными зарядами крупные глыбы руды (негабарит), если он образуется при отбойке.

Цикл очистной выемки, включающий обруивание линии забоя, взрывание шпуров, проветривание, выпуск излишков руды и разборку кровли, производится обычно в две или три смены (обычно цикл в сутки).

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.

Разработка более мощных месторождений отличается от описанной только наличием (притом не всегда) выработок горизонта вторичного дробления.

При разработке жил небольшой мощности (до 1,5—2 м), особенно с ценной рудой и крепкими боковыми породами, в последнее время междуэтажных и междукамерных целиков, как правило, не оставляют, заменяя их установкой прочной крепи в штреке и восстающих. Устранение потерь руды в целиках, уменьшение трудоемких работ по проходке большого числа рудоспусков, по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками являются большим преимуществом варианта системы, изображенного на рис. 124.

Откаточный штрек 1 здесь закрепляют крепежными рамами или распорками в процессе проходки (участками) или непосредственно перед началом в данном блоке очистной выемки. В первом случае штрек проходят высотой 3,5—4 м с тем, чтобы над крепью можно было оставить свободное пространство, достаточное для того, чтобы предохранить крепь от выбивания при выемке первого слоя. Во втором случае крепь в штреке устанавливают после выемки первого слоя. Расстояние между крепежными рамами принимают от 0,5 до 1,2—1,5 м в зависимости от толщины леса и мощности жилы. Часто ставят парные крепежные рамы. Сверху крепь покрывают обалопами или накатником.

Люки 2 для выпуска руды сооружают через 3,5—6 м.

Для доставки материалов, оборудования и улучшения условий прогрева воздуха в середине блока проводят восстающий 3. Без этого восстающего газы от взрывов могли бы опускаться только на нижний откаточный штрек.

Выемку первого слоя начинают от восстающего 3. К выемке следующего слоя приступают по окончании выемки первого, также начиная ее от середины блока и подвигаясь к флангам.

Восстающие 4 крепят распорной крепью с затяжкой или (реже) срубом.

Подштрековый целик вынимают перед окончательным выпуском руды из блока путем обуривания почвы штрека участками по 8—10 м длиной. Если штрек необходимо сохранить, то подштрековый целик оставляют.

На рис. 125 изображена часть этажа, разрабатываемого вариантом системы со сплошным магазинированием. В отличие от описанных обычных вариантов очистная выемка в этом случае ведется без разбивки этажа на блоки, наклонным сплошным забоем.

Ввиду наличия существенных недостатков вариант системы со сплошным магазинированием не получил большого распространения в практике, поэтому детального описания его не приводим.

Подготовительные работы и основные конструктивные элементы системы

Операция выпуска руды из блока при системе с магазинированием является особенно ответственной и от нее более всего зависит эффективность данной системы.

Это объясняется рядом причин: 1) трудоемкость выпуска составляет от 25 до 50% от общей трудоемкости работ по подготовке и выемке блока; 2) задержки и перебои в выпуске сильно отражаются на производительности рудничного транспорта, а ликвидация заторов в рудоспусках путем взрывания крупных глыб дезорганизует работу на участке или горизонте, приводит к боль-

шим перерасходам на ремонт люков и на зачистку почвы откаточного штрека от просыпавшейся руды; 3) от скорости и бесперебойности выпуска зависит общая интенсивность выемки блока, которая определяет размер добычи из блока, а при недостаточной устойчивости боковых породах, склонных к отслаиванию, — величину разубоживания руды.

Поэтому расположение подготовительных выработок — штреков и рудоспусков при системе с магазинированием руды прежде всего подчиняется задаче обеспечить наиболее удобный, производительный и быстрый выпуск руды.

Откаточный штрек, как правило, располагают посредине мощности рудного тела. В мощных рудных телах с углом падения меньше 70° штрек приближают к лежащему боку, так как

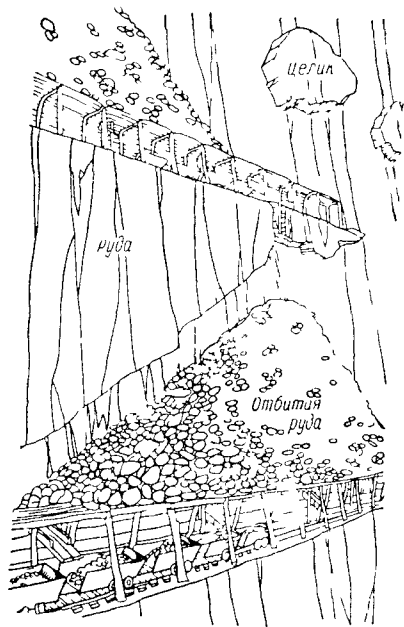


Рис 125 Вариант системы со сплошным магазинированием руды

иначе поверхность отбитой руды, быстрее опускаясь со стороны висячего бока, принимает наклон в эту сторону и на разравнивание ее (перегребку руды от лежачего бока к висячему) приходится затрачивать много труда и времени.

Для удобства обработки подштрековых целиков, а также для того, чтобы совсем не оставлять надштрековых целиков откаточный штрек можно проводить в породах лежачего бока (рис. 126). Рудоспуски 1

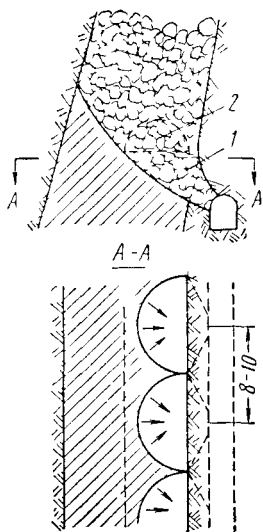


Рис. 126. Полевая подготовка

в этом случае располагают через 8—10 м, а над ними проходят подсечной штрек 2, из которого в местах сопряжения его с рудоспусками разбуривают воронки в форме полукруга (полуэллипса). Сокращение потерь руды и удобство работ могут компенсировать перерасходы по проведению полевых штреков и рудоспусков.

При разработке маломощных жил без оставления надштрекового целика штрек крепят обычной распорной крепью, иногда усиленной стойками или крепежными рамами. Распорную крепь в кровле штрека устанавливают в один ряд, как при разработке с открытым очистным пространством, или в два ряда. Установка двух рядов распорной крепи обеспечивает удобство ремонта ее и устраняет поломки нижнего ряда распорок над штреком, так как на последний не оказывает давления масса отбитой руды.

Надежность обычной распорной крепи или крепежных рам, установленных вразбежку под магазинами высотой до 50 м, объясняется тем, что крепь воспринимает давление не всей массы лежащей на ней отбитой руды, а только слоя небольшой толщины, ограниченного сводом естественного равновесия. Главную опасность для крепи представляет не это постоянное и небольшое давление, а динамические удары от обрушения зависшей отбитой руды и опорное давление вмещающих пород.

В выборе между надштрековыми целиками и креплением штрека кроме мощности рудного тела решающую роль играют величина горного давления, крепость руды, ее ценность и стоимость крепежного леса в районе рудника. В рудных телах с мощностью до 2—3 м с ценной рудой предпочтение почти всегда следует отдавать креплению. Оставление надштрекового целика может оказаться необходимым только в случаях сильного горно-

го давления, возникающего обычно по мере углубления работ, а экономически целесообразным — только в малоценной руде, потери которой не вызывают существенного ущерба.

Расстояние между осями рудоспусков при подготовке блока рудным штреком принимают в зависимости от мощности рудного тела от 4,5 до 7,5 м, иногда больше. Когда имеется надштрековый целик, расстояние между осями рудоспусков должно быть не меньше 4,5 м, иначе надштрековый целик будет чрезмерно изрезан и потеряет прочность.

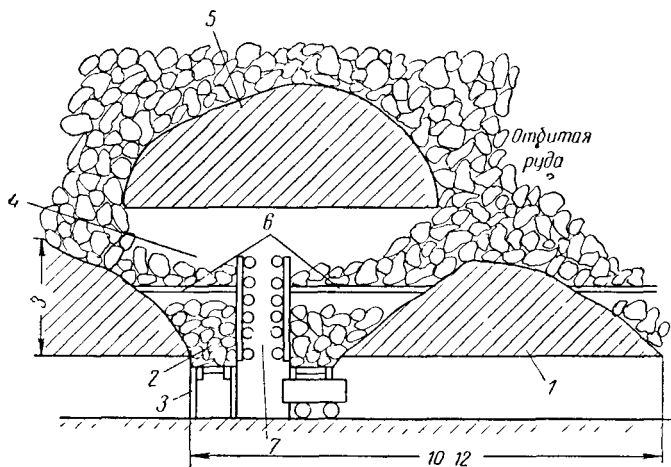


Рис. 127. Камера дробления с бункерами в тонкой жиле

Когда выемка блока ведется без оставления надштрекового целика, расстояние между рудоспусками можно сокращать до наиболее удобной величины. Опыт передовых рудников (Хрустальнинский комбинат, Дарасунский комбинат и др.) показал, что расположение рудоспусков с интервалом в 0,5—1 м обеспечивает снижение трудоемкости выпуска, его интенсификацию и бесперебойность. Описание разработки с такими «сближенными» люками будет приведено дальше.

Крупные глыбы руды, получающиеся при отбойке, обычно подвергают дроблению в магазине на поверхности отбитой руды. Выработки вторичного дробления устраивают редко, как правило, только в мощных рудных телах. В жилах небольшой мощности камеры дробления располагают обычно непосредственно над откаточным штреком.

Простая и удобная конструкция камеры вторичного дробления с бункерами дробленой руды в жиле мощностью около 1—2 м показана на рис. 127.

Между надштрековыми целиками 1 через каждые 10—12 м устраивают бункера 2 емкостью 15—20 м³ с люками 3. Камеры

дробления 4, находящиеся над бункерами, сверху защищены целиками 5. Над бункером — имеют грохоты 6 из рельсов. Ходок 7 в камеру дробления крепят распорками между бункерами.

На рис. 128 показаны выработки основного горизонта и горизонта дробления в крутопадающей жиле мощностью до 8—10 м. Из откаточного штрека 1 пройдены через 12 м рудоспуски 2.

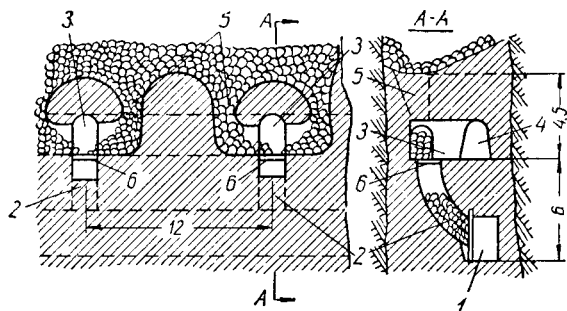


Рис. 128. Выработки горизонта дробления и сопряжение их со штреком основного горизонта

На высоте 3—3,5 м над кровлей штрека против каждого рудоспуска устроены камеры грохочения 3, которые соединяются штреком грохочения 4. С обеих сторон каждой камеры грохочения к воронкам в основании очистного забоя пройдены рудоспуски 5. Отбитая руда по этим рудоспускам поступает на гро-

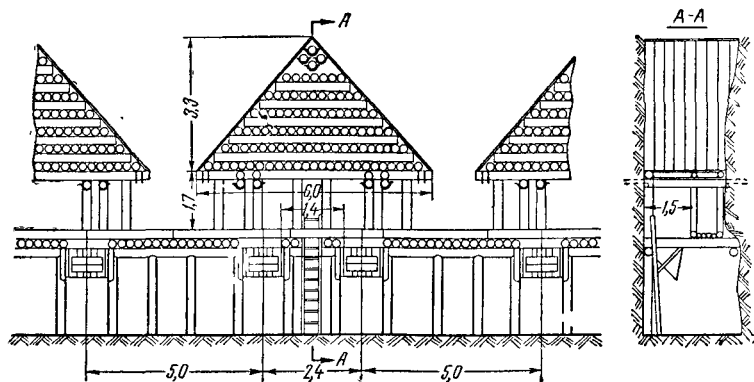


Рис. 129. Камера дробления над штреком

хоты 6 перекрывающие устья рудоспусков 2. Крупные куски (негабарит) задерживаются на грохоте и подвергаются дроблению.

На рис. 129 представлено устройство камер дробления над откаточным штреком, закрепленным распорками и стойками, на

руднике Ниттис-Кумужье (комбинат Североникель). Целик над камерами грохочения здесь заменен прочной крепью из забитых вплотную друг к другу распорок и лежней, образующих вместе мощное перекрытие треугольной формы. Необходимость возведения такой дорогостоящей крепи вызвана сильным горным давлением, которое стало проявляться на большой глубине. Камеры грохочения подобного типа можно устраивать с более легкой крепью.

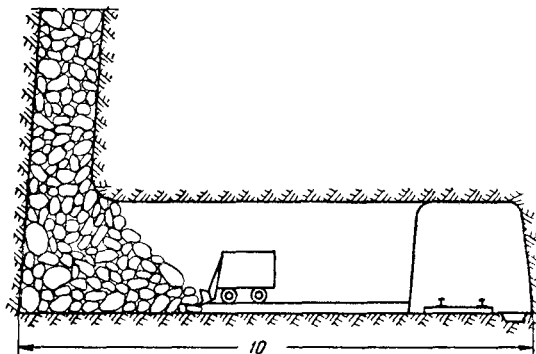


Рис. 130. Схема безлюкового выпуска с погрузкой руды машиной

Необходимость ликвидации часто возникающих заторов крупных глыб в люках и связанных с этим серьезных неудобств, медленность выпуска через люки небольшого сечения (соответствующего размерам вагонетки), значительные затраты на установку и ремонт люковых устройств привели к созданию безлюкового выпуска руды на подошву откаточного штрека через рудоспуски увеличенного сечения. Погрузку руды в вагонетки при этом осуществляют различно: через скреперный полук в вагонетки, подаваемые на фланги блока, или скрепером по штреку до восстающего с перепуском по нему на нижележащий откаточный горизонт. Невозможность одновременного выпуска руды из нескольких блоков в одном крыле штрека затрудняет применение безлюкового выпуска с погрузкой руды скрепером через полук.

На руднике Хрустальном безлюковой выпуск руды со скреперованием в восстающие был успешно применен в блоках высотой 60—80 м, разделенных на два подэтажа. В нижней половине блока (над откаточным штреком) выпуск вели обычным путем — через люковые затворы. В верхней половине блока (над подэтажным штреком) руду выпускали на подошву подэтажного штрека, откуда ее скреперовали до ближайшего блокового восстающего. По сравнению с люковым выпуском общая трудо-

емкость работ сократилась и интенсивность выпуска заметно возросла

На Згидском руднике (Северный Кавказ) применяли подобный вариант со скреперованием руды, но не по рудному, а по полевому штреку, а также вариант с погрузкой руды в вагонетки погрузочными машинами типа ПМЛ-5 (рис. 130).

Длина блока 50—60 м, высота 50 м. Орты-заезды от полевого штрека к рудному телу располагали через 6—7 м. Производительность труда забойного рабочего в результате перехода на

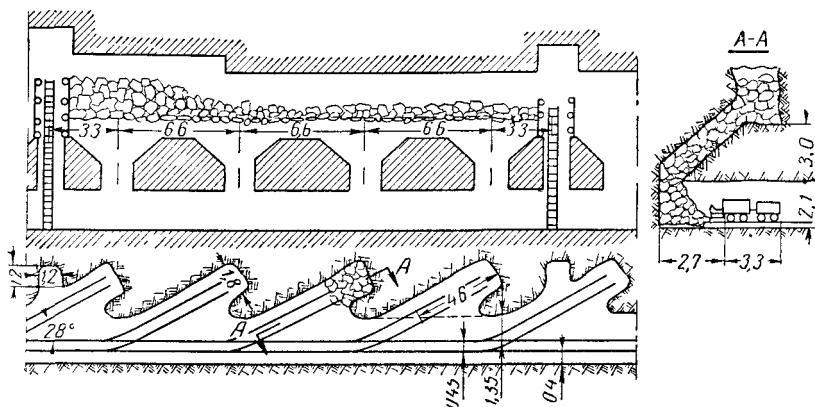


Рис. 131. Безлюковый выпуск с погрузкой руды машинами на руднике Блек Хок

безлюковой выпуск значительно возросла. Так, в блоках с люковой погрузкой сменная производительность труда забойного рабочего составляла 2—2,5 м³, со скреперованием — 3,1 м³ и с безлюковым выпуском — 4 м³ и выше.

На руднике Блек Хок (США) схема подготовки и выпуска аналогична описанной выше, но орты-заезды здесь располагали под углом 28° к оси штрека, что облегчало маневрирование с вагонетками и погрузочными машинами (рис. 131). Из ортов проходили наклонные рудоспуски по жиле через 6,5 м и на высоте 3 м над кровлей ортов сбивали их между собой подсечной выработкой. Погрузочной машиной типа «Эймко» за 1 ч чистой работы нагружали до 36 вагонеток емкостью по 0,4 м³, а за шестичасовую смену — до 87 м³ руды. Каждая погрузочная машина обслуживала два рудоспуска. Интенсивность выпуска руды из блока была достигнута большая, чем при люковой погрузке.

Длительный опыт безлюкового выпуска с применением погрузочных машин типа «Эймко-12-В» с ковшем емкостью 0,12 м³ на золотом руднике Ренаби (Канада), разрабатывающем жилы мощностью от 1,5 до 7 м, показал, что выпуск с погрузкой машинами имеет следующие преимущества перед люковой погруз-

кой: 1) погрузка происходит быстрее и с меньшей затратой труда; 2) сокращается разубоживание руды благодаря более интенсивной отработке блоков; 3) большее сечение рудоспусков способствует лучшему истечению руды, исключаются расходы на устройство и содержание люков; 4) значительно упрощается вторичное дробление руды, крупные куски можно отодвигать к стенкам выработки и дробить в конце смены; 5) уменьшается опасность работ при погрузке.

Для прохода людей в камеру и вентиляции используют восстающие с ходками, пройденные в междукамерных целиках, или выкрепленные с нижнего штрека в отбитой руде и имеющие выход из камеры в штрек вышележащего этажа. По правилам безопасности и условиям проветривания каждая камера должна иметь не меньше двух самостоятельных выходов на штрек.

Высота этажа принимается в пределах 30—90 м, наиболее часто 40—60 м. Кроме удешевления подготовки, с увеличением высоты этажа уменьшаются потери руды за счет междуэтажных целиков, но сильнее проявляется склонность руды к слеживанию и образованию сводов при выпуске. Выполаживание рудного тела или уменьшение его мощности на отдельных участках, недостаточная устойчивость боковых пород и руды, а также слеживание руды вследствие долгого нахождения ее в магазине ограничивают высоту этажа.

Максимальная высота этажа принимается при углах падения, близких к 90° , постоянстве мощности и угла падения, монолитных боковых породах и руде, не склонной к слеживанию. Оставление надштрековых целиков, а также устройство горизонта дробления уменьшают полезную высоту камеры и удорожают подготовку, поэтому в таких случаях высоту этажа принимают увеличенную.

В противоположных условиях (угол падения меньше $60\text{--}70^\circ$, имеются пережимы и раздувы рудного тела, руда проявляет некоторую склонность к слеживанию, а горизонт дробления и надштрековые целики отсутствуют) принимают минимальную высоту этажа.

Длина блока колеблется от 30 до 100 м. Наибольшую длину блоков принимают в тонких и средней мощности рудных телах с крепкой рудой и весьма устойчивыми боками, когда разработка производится без последующей выемки междукамерных целиков. В этих же условиях, но при ценной руде, когда междукамерные целики отрабатывают, длина блоков обычно не более 60 м. При разработке без оставления междукамерных целиков (с выкреплением восстающих) длина блока 30—60 м. В рудах, несколько склонных к слеживанию, а также неустойчивых боковых породах важным условием бесперебойной работы является интенсивная отработка блока. С этой целью длину блока иногда уменьшают до 25 м и даже до 20 м.

Высоту надштрековых целиков и целиков над горизонтом дробления определяют графическим построением исходя из принятого расстояния между рудоспусками, мощности рудного тела и крепости руды.

Высота подштрековых целиков в жилах мощностью до 1—1.2 м допускается до 2 м, а в жилах более мощных — до 4—5 м (очень редко более), с тем, чтобы была гарантирована сохранность верхнего штрека и полная безопасность передвижения по нему.

Ширина междукамерных целиков в зависимости от мощности рудного тела, устойчивости боковых пород, крепости и ценности руды, а также намеченного способа выемки целиков изменяется от 3 до 6—8 м.

Очистная выемка

Блок разделяют на несколько уступов длиной, как правило, не менее 10 м или выемку ведут сплошным забоем по всей длине блока. В последние годы на многих рудниках блок разделяют по длине на две части и выемку каждой из них ведут сплошным забоем. Линию забоев и поверхность отбитой руды следует поддерживать горизонтальной; наклонное положение затрудняет передвижение людей, менее удобно для работы бурильщикоз, затрудняет сохранение постоянной высоты рабочего пространства, обычно увеличивает объем работ по разравниванию поверхности отбитой руды. Поэтому 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.

Высота уступа или толщина отбиваемого слоя руды сплошным забоем зависит от мощности рудного тела, крепости руды, типа бурильного молотка, диаметра шпура и др. Сейчас наиболее распространены отбойка руды в магазинах восстающими шпурами и бурение телескопными перфораторами. Производительность уступа и всего блока за цикл одной и той же продолжительности (обычно сугки) при отбойке восстающими шпурами значительно больше, чем горизонтальными.

Глубина шпуров обычно не меньше 1,5 м и редко превосходит 2,2—2,5 м.

При выборе глубины, диаметра шпуров и частоты их расположения для выемки с магазинированием, кроме обычно учитываемых факторов, необходимо иметь в виду особые трудности, возникающие при выпуске руды, в которой содержится много крупных глыб (негабарита). Вторичное дробление руды в очистном забое задерживает выпуск, заметно снижает производительность забойной группы рабочих. Кроме того, полностью раз-

дробить негабарит не удается, так как часть крупных кусков бьется засыпана мелкой рудой и обнаружение их связано с трудоемкой разгребкой поверхности отбитой руды. Поэтому целесообразно, особенно в жилах мощностью до 2—3 м, бурить шпуров небольшого диаметра (32—36 мм) и располагать их так, чтобы при взрыве не получилось негабаритных кусков, но вместе с этим не было и чрезмерного переизмельчения руды.

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.

Раньше считали, что оставление в массиве отбитой руды распорной крепи для поддержания боковых пород вызывает серьезные затруднения при выпуске, способствуя образованию сводов и зависаний отбитой руды, а поэтому при разработке с магазинированием регулярное крепление распорками внутри камеры невозможно. Однако опыт последних лет на рудниках Шахтома, Давенда и Хрустальном показал, что распорная крепь, если она правильно расположена в магазине, не создает затруднений при выпуске. Вместе с этим она позволяет существенно расширить область применения системы с магазинированием руды (в недостаточно устойчивых, отслаивающихся боковых породах) и сократить разубоживание руды боковыми породами, нередко возникающее в процессе выпуска.

На рис. 132 изображен блок, разрабатываемый с магазинированием руды, в котором для поддержания недостаточно устойчивых боковых пород, склонных к отслаиванию и вывалам, по мере продвижения очистной выемки устанавливают усиленную распорную крепь. Ряды распорок располагают строго по вертикали через 4 м по простиранию; расстояние между распорками в ряду 1,2—1,5 м. Затруднений с выпуском руды из-за наличия распорок на пути ее движения не возникало. Разумеется, общая производительность труда забойных рабочих была заметно ниже, чем при магазинировании без крепления, но значительно выше, чем при обычной системе разработки с распорной крепью.

Сравнительные показатели по четырем системам, длительное время применяемым на руднике Давенда, приведены в табл. 15.

Система с магазинированием и распорной крепью применяется также на зарубежных рудниках Дейрок, Хекла в США, Пайонир в Канаде, Уайт Хоуп в Австралии, Сяндунь в КНР и др.

Наблюдения, проведенные сначала на моделях, а затем и в производственных условиях, показали, что влияние распорной крепи на ход процесса выпуска сказывается меньше, когда вертикальные ряды распорной крепи расположены по оси рудоспусков, а не между ними, как это представлялось прежде. Но обязательным условием и в этом случае остается соблюдение

Таблица 15

Некоторые показатели систем разработки, применяемых на руднике Давенда

Показатели	Системы разработки			
	с распорной крепью	с магази-нирова-нием руды (обычная)	с усилен-ной распорной крепью	с магази-нирова-нием и распорно-й крепью
Производительность труда забойного рабочего, $m^3/смену$	1,23	2,4	1,18	1,72
Расход крепежного леса на 1 m^3 руды, m^3	0,10	—	0,102	0,042
Интенсивность очистной выемки, $m/месяц$	4—5	8—10	—	6—7

определенного (не менее 3—4 м) расстояния между вертикальными рядами распорной крепи.

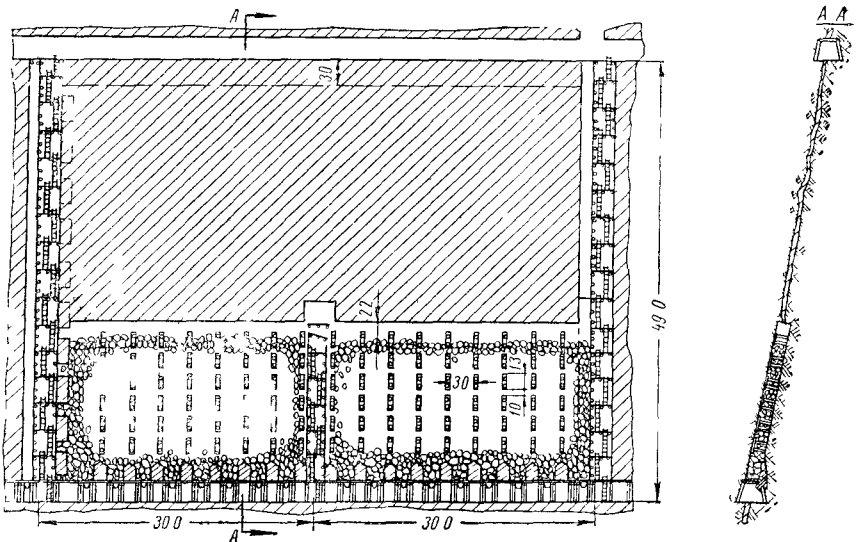


Рис. 132. Система с магазинированием руды и распорной крепью на руднике Давенда

Еще более эффективно применение для поддержания боковых пород при системе с магазинированием руды штанговой крепи (рис. 133). 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 дает наилучший эффект, когда отслаивание боковых пород происходит по трещинам или слоистости, примерно параллельным плоскости контакта вмещающих пород с рудным телом. В породах, разбитых трещинами различных направлений, штанговая крепь менее эффективна и к тому же ее приходится ставить на очень небольших расстояниях.

Прочность и эффективность штанговой крепи зависят от правильного подбора длины, диаметра штанги, толщины клина и диаметра шпуров в зависимости от характера породы. Многочисленные опыты показывают, что при диаметре шпура 36 мм,

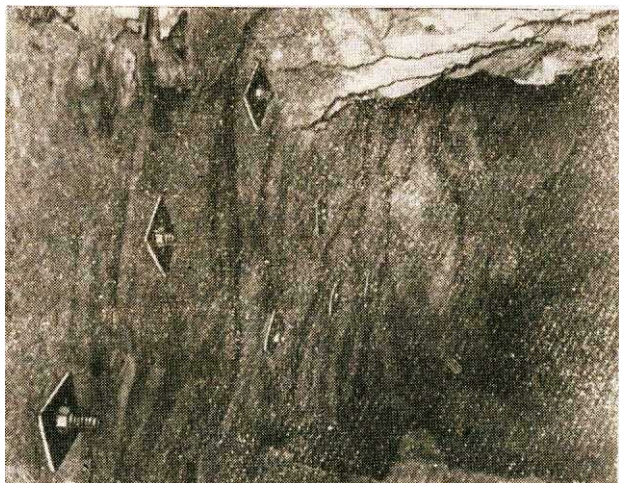


Рис. 133 Поддержание отслаивающихся пород штанговой крепью на руднике Ниттис-Кумулье

толщине клина 20—22 мм и диаметре болта 25 мм клиновой замок не сдвигается от нагрузки 5—10 т. Поэтому штанги с такими размерами можно располагать на расстоянии, при котором нагрузка на одну штангу не превышает примерно 5—7 т. Такой нагрузке соответствует расположение штанг по сетке $1,5 \times 15$ — $1,5 \times 2$ м, если длина штанги 1,5 м и толщина удерживаемого ею слоя породы 1—1,2 м.

Самой густой считается сетка штанг $1 \times 1,2$ м.

Наиболее трудоемкой операцией при штанговом креплении является бурение шпуров. Для бурения шпуров под штанги в очистных забоях шириной менее 1,5 м необходимы укороченные перфораторы и свинчивающиеся буры.

Производительность труда забойного рабочего в результате перехода с системы разработки с распорной крепью на систему с магазинированием руды и штанговой крепью на ряде рудников

возросла в среднем на 25—40%. По сравнению же с обычной системой с магазинированием производительность труда забойного рабочего при разработке с магазинированием и штанговой крепью примерно настолько же снизилась.

В целом широкое внедрение штанговой крепи при системах с магазинированием руды очень эффективно, позволяет уменьшить ширину очистного пространства, заметно сократить разубоживание руды, снизить потери руды в целиках. Штанговая крепь дает возможность заменять системы с распорной крепью, а иногда

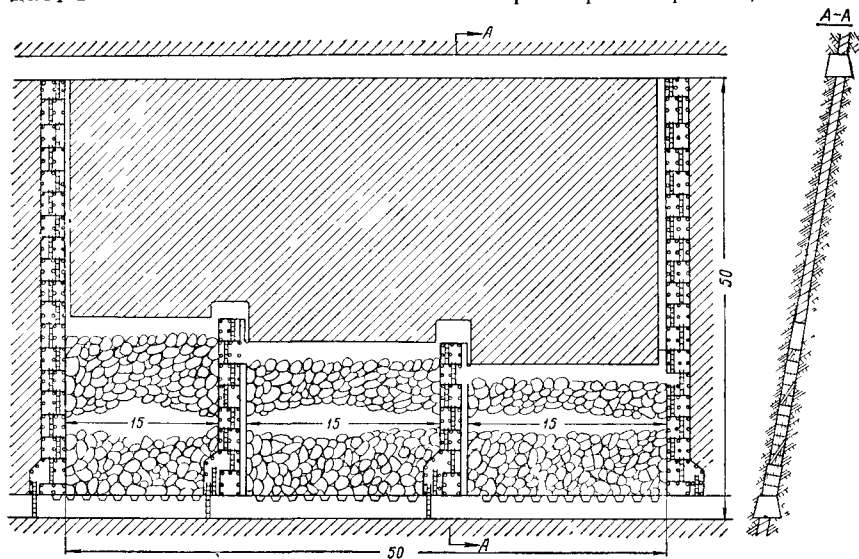


Рис. 134. Система разработки короткими магазинами

да и системы с закладкой более эффективной системой с магазинированием руды.

Высокую эффективность штанговой крепи подтверждает и зарубежная практика. На руднике Макасса в Канаде штанговая крепь позволила перейти с системы разработки горизонтальными слоями с закладкой на систему с магазинированием руды; на руднике Соншайн в США вместо системы со сложной и дорогой станковой крепью перешли на систему с магазинированием и штанговой крепью.

Для предотвращения отслоений боковых пород в процессе выпуска руды вместо крепи (и наряду с ней) прибегают к выемке короткими магазинами.

На рис. 134 показан такой вариант системы с магазинированием руды, получивший применение на Дарасунском золотом руднике. В приконтактной части очень тонких сульфидных жил вмещающие породы (кварцевые диориты) изменены и образуют зону вкрапленных руд; пустые боковые породы разбиты сетью

трещин, заполненных кальцитом или сульфидами и склонны к вывалам большими глыбами и слоями.

С целью снижения разубоживания и потерь отбитой руды такие участки жил разрабатывают короткими магазинами.

Блок длиной 50 м ходками, наращиваемыми вслед за подвиганием очистной выемки в отбитой руде, разделяют на три магазина длиной по 15—16 м и каждый магазин обрабатывают самостоятельно сплошным забоем. Концентрация работ на участках небольшой длины повышает интенсивность выемки и последующего выпуска магазина, а тем самым предупреждает образование заколов и отслоений как в процессе отбойки, так и во время выпуска.

На рудниках Балей и Хаверга (Забайкалье) в блоках длиной 40 м в отбитой руде наращивали три-четыре широких восстающих («породные лари») путем установки двух рядов распорной крепи и обшивки их горбылями. Восстающие заполняли пустой породой, отбитой вместе с рудой. Прочные стенки из крепи и породы служат хорошим средством поддержания, а кроме того, позволяют оставлять в очистном пространстве много пустой породы.

На некоторых зарубежных рудниках (Эльдорадо в Канаде, Кеннекот в США и др.) через наращиваемые в интервалах 8—10 м скаты выдавали на откаточный штрек отсортированную пустую породу, отбиваемую вместе с рудой. На рудниках Эл Тигр в Мексике, Кобалт в США через такие скаты выдавали богатую руду, идущую непосредственно в плавку, а рядовую руду магазинировали и выпускали обычным порядком.

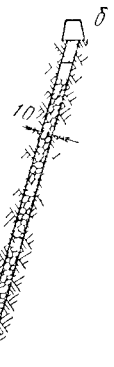
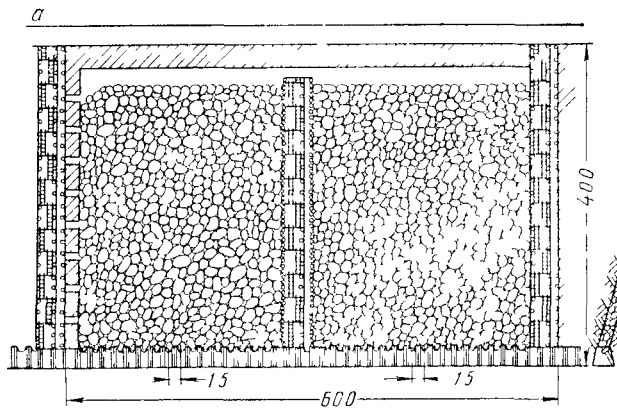
Производительность труда забойных рабочих при системе с магазинированием в зависимости от крепости руды и мощности рудного тела колеблется в довольно широких пределах — от 1,5 до 6 м³, достигая при разработке мощных рудных тел 8—10 м³.

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 (Приморский край) 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, склейных к отслаиванию.

Новая технология очистной выемки, созданная на этих рудниках Институтом горного дела им. А. А. Скочинского и работ-



Операции	1 я смена			2 я смена				3 я смена				
	1	3	5	7	9	11	13	15	17	19	21	23
Крепление бурового платформа вспомогательных вспомогательных бурение												
Взрывчатка												
Крепление бурового платформа вспомогательных вспомогательных бурение												
Взрывчатка												

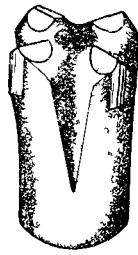
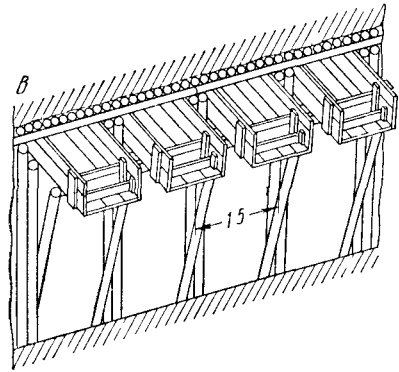


Рис 135 Система с магнитоудалением руды на руднике Хрустальном

тиками комбината, основана на комплексном усовершенствовании всех операций, при котором снижение трудоемкости данной операции способствует одновременно снижению трудоемкости других операций очистной выемки. Такое усовершенствование операций технологического процесса можно назвать согласованно-комплексным.

На рис. 135, *а, б, в, г* представлены соответственно схема блока в стадии окончания очистной выемки, схема расположения сплошных люков, циклограмма очистной выемки и съёмная крестовая коронка с прерывистым твердосплавным лезвием.

К коренным усовершенствованиям процесса очистной выемки по новой технологии относятся

1. Отбойка руды шпурами уменьшенного диаметра — 34—36 мм вместо обычных 42—44 мм, что позволило на 70—80% поднять сменную производительность труда бурильщиков при том же буровом оборудовании.

2. Применение новых быстроударных телескопных перфораторов ПТ-29, независимо от диаметра шпуров это увеличило скорость бурения на 20%.

3. Замена долотчатых твердосплавных коронок съёмными крестовыми с прерывистым лезвием, что привело к росту скорости бурения в трещиноватых породах еще на 15—20%.

4. Применение нового мощного взрывчатого вещества — детонита в патронах уменьшенного диаметра, в сочетании с уменьшенным диаметром шпуров и разреженной их сеткой. 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 сейсмическим действием взрывов и не отслаиваются.

5. Устройство сближенных люков, что обеспечило бесперебойность и интенсивность выпуска руды со снижением его общей трудоемкости почти вдвое. Это вызвано резким сокращением затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды в магазине в процессе выемки блока, ликвидацию завесаний руды в люках, на ремонт последних, очистку откаточных путей под люками и пр. Время на выпуск блока также сократилось вдвое. Помимо этого, выпуск через сближенные люки создал условия для бесперебойной работы транспорта на откаточном горизонте и увеличил его производительность. Следует заметить, что вследствие увеличения более чем вдвое числа люков в блоке и заметного роста расходов на их сооружение, а также благодаря сокращению срока службы каждого люка и облегчению условий его работы на рудниках, применяющих сплошные люки, в послед-

нее время переходят к сооружению металлических переносных люков, которые используются трехкратно и более.

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; это создало благоприятные условия для циклической организации работ в блоке, роста производительности труда и интенсивного продвижения линии очистного забоя.

7. Использование внутри магазина распорной крепи, что 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 — с 2,2—2,4 до 4,8—6 м³/смену. 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. Время полной отработки блока с 5—6 мес. уменьшилась до 1,5—3 мес.

Примерно такой же рост производительности труда и интенсивности очистной выемки (в 2—3 раза) произошел на всех рудниках, разрабатывающих жильные месторождения и внедривших новую технологию.

§ 3. Системы с отбойкой руды из специальных выработок

Главное отличие этих систем от систем предыдущей группы заключается в том, что здесь рудный массив обуривается не с поверхности отбитой руды, а из специальных выработок, обычно небольшого сечения. Кровля магазина в данном случае подрабатывается (отбивается слоями) 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 со шпуровой отбойкой из магазина системы с отбойкой из специальных выработок применяются в основном для разработки мощных рудных тел и редко — для рудных тел малой мощности. Существенным различием является также то, что последние системы оказывается возможным применять в рудах менее устойчивых, так как в этом случае 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 над полнотой отбойки руды у контактов; более высокие по-

тери и разубоживание руды, особенно в случае неровных и прочных контактов.

На рис. 136 изображен один из вариантов системы с магазином и отбойкой руды из специальных восстающих, проходящих с небольшим опережением очистной выемки.

Применение такой системы разработки на Дарасунском руднике было вызвано неустойчивостью сульфидных вкрапленников, склонных к вывалам большими глыбами и слоями. Мощность жилы 1,2—2,5 м; угол падения 75°; крепость руды 6—8.

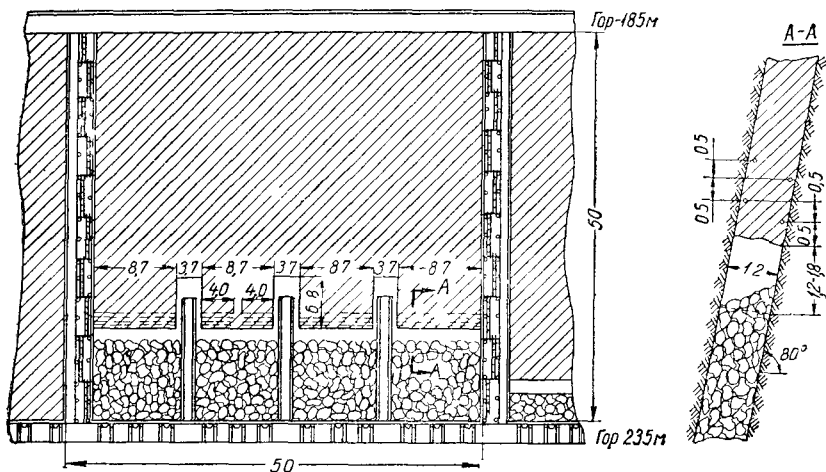


Рис 136 Система с отбойкой руды глубокими шпурами из восстающих на руднике Дарасун

В блоке длиной 50 м с опережением над очистной выемкой на 6—8 м проходили три восстающих; расстояние между их осями около 12 м, между стенками около 8 м. В замагзинированной руде возводили восстающие путем обшивки двух рядов распорной крепи.

Шпуры глубиной 3,5—4 м бурили перфоратором ПР-30К, располагая их 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—2,5 до 7 м. Соответственно изменялось и расстояние между восстающими от 5 до 15 м (между ближайшими стенками).

Опыт показал, что отбойку глубокими шпурами можно применять только на участках жил с выдержанными элементами залегания и ясными 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. Применение подобных систем следует считать, 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 описанной ранее 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. Только в случае склонности боковых пород к отслаиванию магазинирование иногда (в редких случаях) может оказаться полезным, имея в виду, что путем магазинирования существенно уменьшить отслоение боковых пород нельзя.

Также не получила распространения в практике система разработки с подэтажной отбойкой минными камерными зарядами и магазинированием руды.

На Кировском апатитовом руднике в качестве основной системы много лет успешно применяется система с отбойкой руды минными камерными зарядами и магазинированием, однако ее правильнее отнести к классу систем с обрушением так как по одному из основных признаков — выпуску руды под обрушенными породами — она наиболее близко стоит к этажному принудительному обрушению (см. гл. XIII).

Следует также упомянуть систему разработки с отбойкой руды шпурами из восстающих, которая в свое время получила в США признание как одна из наиболее эффективных систем для мощных месторождений крепких руд. В настоящее время эта система почти полностью вытеснена системами с массовой отбойкой руды глубокими взрывными скважинами. В СССР опыт применения этой системы показал, что она опасна и поэтому распространения не получила.

§ 4. Системы разработки с отбойкой глубокими скважинами

Системы с послонной отбойкой глубокими скважинами по всей длине камеры и магазинированием руды имеет сравнительно небольшое распространение и притом почти исключительно в мощных месторождениях (не менее 8—10 м).

Сущность типичного варианта этой системы разработки понятна из рис. 137.

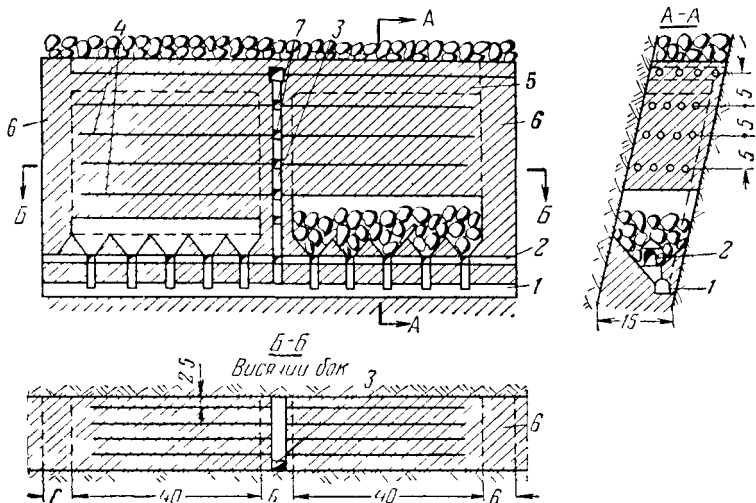


Рис. 137. Система с отбойкой руды глубокими скважинами:
 1 — штрек откаточный; 2 — штрек дробления, 3 — восстающий; 4 — взрывные скважины, 5 — потолочина; 6 — межкамерный целик, 7 — орт буровой

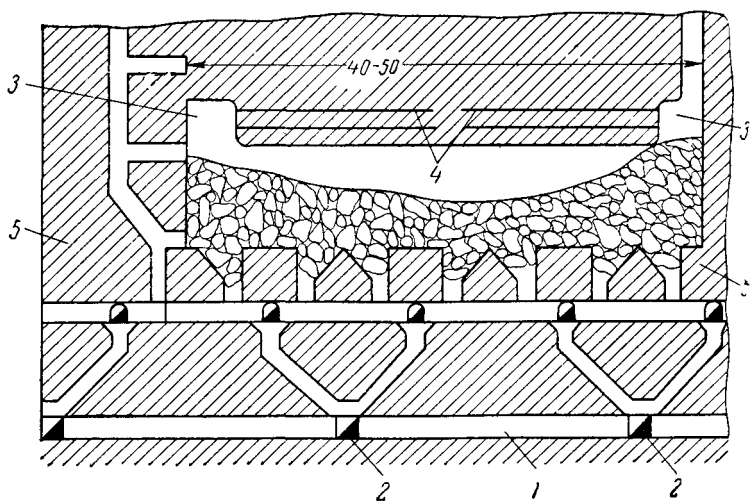


Рис. 138. Отбойка руды глубокими скважинами алмазного бурения:

1 — откаточный штрек; 2 — орт на основном горизонте; 3 — камера для бурения скважины; 4 — глубокие скважины; 5 — межкамерный целик

Скважины длиной до 30—40 м можно бурить в зависимости от крепости руды станками вращательного бурения, погружными перфораторами или алмазными коронками. Буровые камеры устраивают в поэтажных ортах через 4—5 м. Расстояние между скважинами в ряду в зависимости от диаметра принимают 2—3 м. К заряданию и взрыванию нижнего ряда скважин приступают после окончания подсечки камеры при выбуренных скважинах на двух-трех подэтажах.

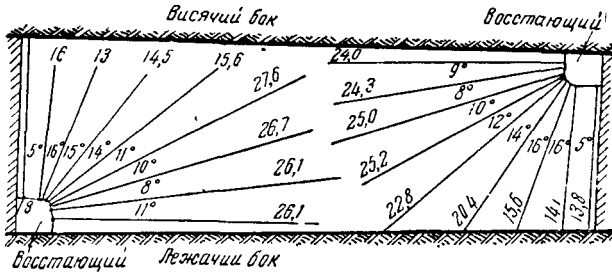


Рис. 139. Отбойка руды веерными комплектами глубоких скважин

Излишки отбитой руды от ее разрыхления после взрыва выпускают обычным порядком.

На рис. 138 представлен вариант системы с отбойкой глубокими скважинами, применяемый на одном канадском руднике. Особенность этого варианта заключается в том, что буровые камеры устраиваются не в междуканнерном целике, как это обычно принято, а в конце магазина, около целика. Станок алмазного бурения устанавливается на поверхности отбитой руды.

Длина камеры 40—50 м, ширина 15—25 м — равна мощности рудного тела, высота этажа 60 м. Глубина взрывных скважин 20—25 м, диаметр 38 мм. На уступе бурят два ряда скважин на расстоянии 1,8—2,4 м по вертикали. Расстояние между скважинами в ряду 2,5—4 м.

В крепкой руде — крупнозернистом порфире с вкраплениями золота — производительность бурения составляла 9—10 м/чел-смену, или 18—20 м/станко-смену; выход руды на 1 м скважины около 15 т; расход ВВ на отбойку 62 г/т. По сравнению с бурением скважин перфораторами производительность труда на отбойке скважинами алмазного бурения значительно выше.

На рис. 139 показана веерная схема расположения глубоких взрывных скважин при разработке с магазинированием крутопадающей кварцевой жилы мощностью 10—20 м.

Длина выемочных камер 50—60 м, высота камер 60 м.

Веерные комплекты скважин бурят из двух восстающих, расположенных в диагонально противоположных углах камеры.

Толщина отбиваемого слоя 1,5 м; диаметр скважин 35 мм, производительность бурения 15 м/станко-смену. Выход руды на 1 м скважины около 10 т.

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 и заболеваемость силикозом.

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 (резко меняется мощность рудного тела, направление контакта и пр.).

§ 5. Оценка систем с магазинированием руды

Системы с магазинированием являются наиболее эффективными из всех известных систем для разработки крутопадающих жил мощностью от 0,5 до 3—5 м, где они и получили исключительно широкое применение.

К числу условий, препятствующих применению систем с магазинированием, относятся:

1. Недостаточный угол падения рудного тела — меньше 55—60°.

2. Резкие раздувы и пережимы рудного тела, значительные тектонические нарушения в интервалах меньших, чем размер блока, неровности лежащего бока и местные его выполаживания, которые затрудняют выпуск руды.

3. Мощность рудного тела меньшая 0,4—0,5 м; подрывка боковых пород для создания необходимой ширины очистного пространства приводит к значительному разубоживанию руды. Выдача отдельно пустой породы и руды из магазина или оставление пустой породы в очистном пространстве (например, в «породных ларях») возможны, но приводят к резкому снижению производительности труда и интенсивности очистки выемки.

4. Недостаточная устойчивость боковых пород, которая приводит к росту разубоживания руды, а в рудных телах небольшой мощности может, кроме того, вызвать затруднения с выпуском. Использование распорной и болтовой крепи для поддержания боковых пород в магазине расширяет область применения систем с магазинированием в породах, склонных к отслаиванию, однако эффективность системы при этом заметно ухудшается, падают производительность труда и интенсивность очистной выемки, возрастают расходы на крепление. Тем не менее варианты системы с магазинированием руды и распорной или штанговой

крепью получают в практике все большее распространение, вытесняя системы с закладкой или усиленной крепью, так как последние по производительности труда, интенсивности очистной выемки и стоимости поддержания намного уступают системе с магазинированием и распорной или штанговой крепью.

5. Неустойчивость руды, препятствующая применению системы в мощных рудных телах, может сильно затруднять очистную выемку при небольшой мощности жил (см. рис. 134). При отбойке глубокими скважинами или минными камерными зарядами отслоение руды в кровле магазина опасности для работающих не представляет, однако в общей своей массе и в этом случае руда должна быть устойчивой, особенно в месторождениях большой мощности.

6. Наличие в рудном теле значительных прослоев и включений пустой породы, требующих сортировки в очистном забое и раздельной выдачи. Неблагоприятным является также наличие ответвлений и прожилков промышленной руды, отходящих от рудного тела в боковые породы, так как извлекать их без раздельной выдачи или оставления в очистном пространстве пустой породы невозможно.

7. Склонность руд к слеживанию, быстрому окислению и самовозгоранию.

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.

3. Совокупность благоприятных условий по пп. 1 и 2 обеспечивает высокую экономичность систем с магазинированием. Для тонких и средней мощности месторождений системы с магазинированием руды являются самыми эффективными (при условии, если не происходит сильного разубоживания).

4. 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.

5. Небольшие потери руды, особенно для вариантов системы без оставления междуэтажных и междукамерных целиков. Разубоживание руды также может быть незначительным, если мощность месторождения больше 0,7—0,8 м, в рудном теле нет

породных включений, а боковые породы устойчивы и не отслаиваются в процессе образования магазина и выпуска.

6. Возможность развить высокую интенсивность выемки блока (до 15—20 м/месяц) и большую добычу. 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 в выдаваемой на фабрику руде.

7. Простота системы; легкость изменения размеров конструктивных элементов с учетом горногеологических условий; удобство циклической организации очистной выемки.

Из числа недостатков систем с магазинированием руды существенны следующие:

1. Возможность несчастных случаев с бурильщиками при внезапном образовании на поверхности отбитой руды «воронок» вследствие недостаточного контроля за выпуском. Тщательным наблюдением за поверхностью отбитой руды после выпуска излишков и своевременным выявлением и устранением скрытых полостей в отбитой руде можно полностью исключить такие несчастные случаи.

2. 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 отдельно от руды, как правило, нельзя. Применение вариантов системы с сортировкой и оставлением или отдельной выдачей пустой породы резко снижает эффективность системы и, кроме того, возможно только в определенных условиях.

Однако в практике систему с магазинированием руды довольно часто применяют в обычных вариантах, без выборки пустой породы в жилах мощностью 0,5 м и меньше исходя из того, что сильное разубоживание руды (иногда до 50% и выше) окупится высокой производительностью труда, присущей системе с магазинированием по сравнению с системами с открытым очистным пространством и распорной крепью или системами с закладкой. Такое решение не всегда правильно и экономично. 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 глубокое технико-экономическое сравнение указанных систем. Решающую роль в

таким сравнении обычно играет стоимость обогащения 1 т руды, наличие оруденения во вмещающих породах и влияние разубоживания на коэффициент извлечения рудных минералов при обогащении руды.

3. Большие потери руды при наличии ответвлений и прожилков от рудного тела, которые нельзя извлечь без сильного разубоживания руды. В мощных месторождениях значительные потери и разубоживание возможны при очень неровных контактах, резких раздувах и утонениях рудного тела, если отбойка ведется глубокими скважинами или из специальных выработок.

4. Невозможность выдачи руды из блока по сортам.

5. Окисление отбитой руды в результате долгого ее нахождения в магазине, если оно отрицательно сказывается на процессе обогащения.

В целом достоинства системы с магазинированием руды явно преобладают над ее недостатками в условиях разработки крутопадающих жильных месторождений, благодаря чему она и получила столь широкое применение в этих условиях.

Глава IX

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. Общая характеристика и условия применения

Заполнение выработанного пространства закладочным материалом вслед за продвижением очистной выемки с оставлением временно свободным только рабочего пространства около очистного забоя составляет главную особенность систем этого класса. Крепь в виде распорок, стоек, крепежных рам, костров служит только вспомогательным или временным средством поддержания.

Системы с закладкой наиболее распространены при разработке маломощных и средней мощности крутопадающих месторождений руд цветных, редких металлов и золота с неустойчивыми вмещающими породами. Это объясняется тем, что для закладки выработанного пространства рудных тел малой мощности 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 разработки с закладкой трудно заменить какой-либо другой системой, тогда как мощные рудные тела в этих условиях можно разрабатывать эффективными системами с обрушением. В мощных месторождениях системы с закладкой применяют очень редко, обычно только в том случае, когда необходимо сохранить от сдвижения земную поверхность.

В последние годы масштабы применения систем с закладкой на отечественных рудниках заметно уменьшились в связи с вытеснением этих систем на жильных месторождениях системами с магазинированием руды, а на мощных месторождениях — системами с обрушением. В настоящее время удельный вес систем с закладкой при подземной добыче руд в целом не превышает 3%, а на рудниках цветных, редких металлов и золота — 10—12%.

Однако в будущем, по мере понижения горных работ, удельный вес систем с закладкой станет возрастать, потому что на больших глубинах, в условиях сильного горного давления, закладка представляет наиболее эффективное, а иногда единственно возможное средство поддержания вмещающих пород.

Пологое падение рудного тела затрудняет размещение в очистном пространстве закладочного материала, поэтому системы с закладкой в пологопадающих рудных телах используют редко.

В отношении формы и выдержанности элементов залегания рудного тела условия применения различных вариантов систем с закладкой неодинаковы. Некоторые из них, например система разработки наклонными слоями, непригодны, если рудное тело резко меняет мощность, имеет местные выполаживания, тектонические нарушения, разветвляется, содержит крупные включения и прослой 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. Возможны также раздельная отбойка руды и пустой породы и 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 другие системы (например, системы с обрушением) более опасны в пожарном отношении.

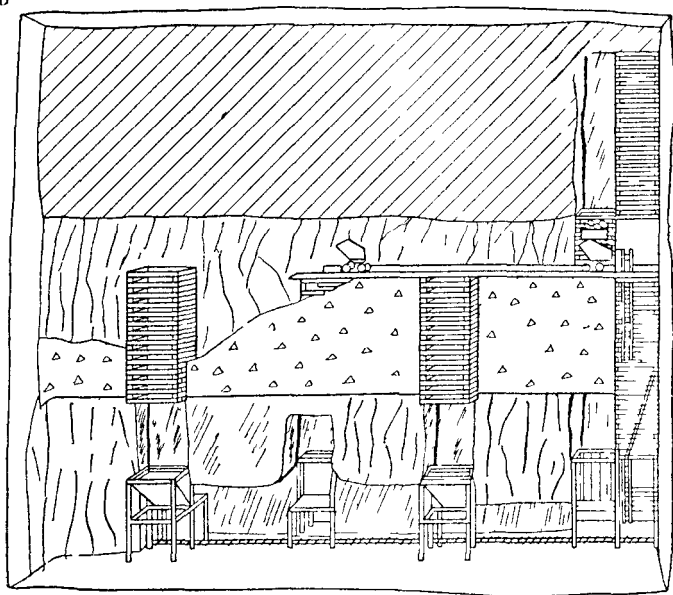
По направлению подвигания очистного забоя и его форме принято выделять четыре основные группы систем разработки с закладкой:

- 1) системы разработки горизонтальными слоями с закладкой (рис. 140, а);
- 2) системы разработки наклонными слоями с закладкой (рис. 140, б),
- 3) потолкоуступные системы разработки с закладкой,
- 4) сплошные системы разработки с закладкой;

Различают также системы с очистной выемкой по простиранию, при которых длинная сторона блока и подвигание выемки каждого слоя в нем направлены по простиранию рудного тела, и системы с выемкой вкрест простирания. Последние в практике встречаются редко, так как мощные месторождения, для которых эти системы предназначены, разрабатывают обычно системами с обрушением, комбинированными или системами с креплением и закладкой.

Существенное влияние на конструктивные элементы системы, порядок и технологию очистной выемки оказывает источник получения закладочного материала. Различают системы с достав-

а



б

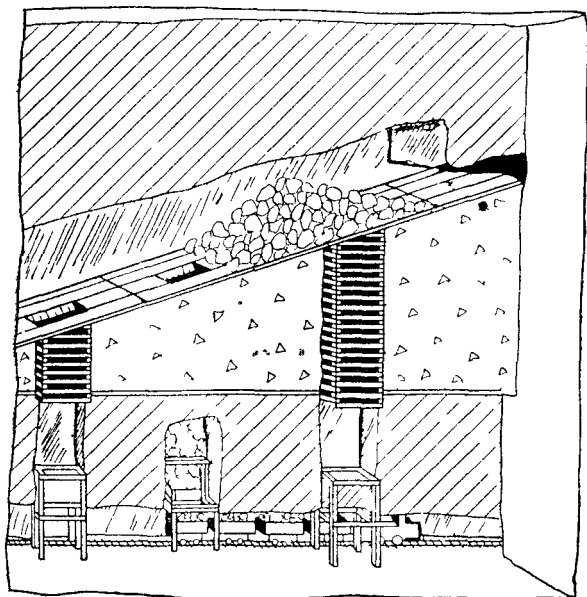


Рис 140 Разработка слоями с закладкой
а — горизонтальными б — наклонными

кой закладочного материала из внешних источников и системы с получением его в пределах разрабатываемого блока. Системы с получением закладочного материала в блоке чаще применяются при разработке очень тонких жил, когда подрывка боковых пород необходима для создания рабочего пространства требуемой ширины.

§ 2. Закладочные материалы

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.

Механические свойства закладочного массива — плотность и усадка — зависят от гранулометрического состава материала, твердости, прочности и формы кусков его, а также от способа укладки материала в выработанном пространстве. Благоприятно сказывается наличие в закладочном материале фракций разной крупности и динамическое трамбуемое действие на закладочный массив быстро движущейся струи материала. Существенное значение имеет наличие в материале необходимого количества цементирующих веществ.

Закладочный материал должен быть инертным в пожарном отношении и не содержать в себе серы более 8%, горючих сланцев более 20% от общего количества используемой породы.

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 используется материал из дробленых малоабразивных пород с примерно следующим гранулометрическим составом: куски размером от 15 до 30 мм (редко до 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.

Гидравлическая закладка дает наилучшие результаты при использовании 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 в последние годы получила распространение густая закладка в виде пасты, состоящая из песков или обесшламленных хвостов обогатительной фабрики.

В недостаточно плотный гранулированный шлак, легко транспортирующийся водой по трубам, целесообразно добавлять 10—15% песчано-глинистого материала.

Наилучшей для гидравлической закладки считается шихта с размерами кусков не более 20 мм и содержанием глинистых частиц не свыше 10%. Закладочный материал из хвостов обогатительной фабрики не должен содержать частиц размером менее 75μ свыше 25%.

Закладочные материалы могут быть получены под землей и на поверхности. Подземными источниками закладочных материалов являются: очистная выемка, когда в рудном теле имеются прослойки или включения пустой породы, которую можно отсортировать; подрывка вмещающих пород; проходка горнокапитальных и подготовительных выработок по пустой породе.

Источники получения закладочных материалов на дневной поверхности: шахтные отвалы пустых пород; отвалы пустых пород от вскрыши карьеров; специальные карьеры для добычи пород; шлаки металлургических заводов; хвосты обогатительных фабрик.

Хвосты обогатительных фабрик, используемые в качестве закладочных материалов, обычно предварительно обесшламливают, т. е. освобождают от тонкой илистой фракции.

Из карьеров или отвалов закладочный материал транспортируется на небольшое расстояние ленточными конвейерами, а на значительные — обычно в саморазгружающихся вагонах нормальной колеи. В гористой и пересеченной местности известны случаи применения для транспортирования закладочного материала канатных подвесных дорог.

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.

В табл. 16 приведены коэффициенты усадки различных закладочных материалов под разной нагрузкой.

При различных способах и материалах закладки коэффициент усадки колеблется в пределах, %:

Сухая самотечная	20—25
Пневматическая	10—15
Гидравлическая	5—10

Устойчивость закладочного массива зависит от качества закладочного материала и наличия в нем вяжущих веществ.

Таблица 16

Коэффициенты усадки закладочных материалов

Закладочные материалы	Коэффициент усадки (%) при давлении, кг/см ²			
	50	100	150	200
Гранулированный шлак (размолотый)	3,85	7,9	10,9	13,46
Песок	1,68	2,8	3,36	3,64
Сланец в кусках 4—10 мм	9,7	12,5	14,3	16,4
Супесь	4,6	6,0	7,2	8,5

Одним из таких веществ является глина, присутствие которой в небольших количествах повышает устойчивость закладочного массива.

Наиболее устойчивы цементированная закладка и бетонозакладка.

§ 3. Спуск в шахту закладочных материалов

Закладочный материал на пути транспортирования до места размещения должен по возможности меньше подвергаться перегрузке из одних транспортных средств в другие.

Для спуска закладочных материалов в подземные выработки обычно проходят специальные породоспуски, которые крепят бетоном или железобетоном.

Если глубина спуска превышает 150—200 м, то иногда через 80—100 мм устраивают перегрузочные пункты, чтобы предотвратить разрушение крепи породоспусков ударами кусков породы и образование в них пробок.

При большой глубине спуска закладочного материала пользуются скважинами или трубами, проложенными в шахтном стволе. Трубы изготавливаются из углеродистой и марганцевистой стали диаметром от 300—400 до 600 мм с толщиной стенки 8—10 мм. Трубы из марганцевистой стали могут пропустить до 25 000 м³ породы средней крепости на 1 мм толщины стенок.

Секции трубоспуска разделяют между собой конусообразными раструбами. Общая длина трубоспусков достигает 350—450 м. Нижний конец трубоспуска выходит в бункер емкостью 25—30 м³, оборудованный люковым затвором. Накопление закладочного материала в трубоспуске не допускается, так как это приводит к образованию закупорок, которые трудно ликвидировать.

К преимуществам спуска по трубам по сравнению со спуском по стволу в вагонетках относятся: высокая производительность; меньшая трудоемкость работ; возможность установки трубоспусков в существующих стволах.

Недостатки трубоспусков: быстрый износ труб и необходимость их замены; возможность закупорки трубоспуска, особенно в осенне-зимний период.

Закладочные материалы по горизонтальным выработкам транспортируют в вагонетках, конвейерами и по трубам — гидравлический и пневматический транспорт. Наиболее распространена при самотечной и скреперной закладке электровозная откатка в вагонетках.

Кроме гидравлического и пневматического способа применяются и другие механизированные способы транспортирования и размещения закладочного материала. Из их числа следует упомянуть закладку скреперами и метательными закладочными машинами. Скреперная закладка будет рассмотрена ниже при описании систем разработки.

§ 4. Гидравлический и пневматический транспорт закладочного материала

Гидравлический транспорт

Закладочный материал в смеси с водой подается к закладываемому очистному пространству по трубам от смесительных устройств, которые располагают на поверхности (рис. 141), а при большой глубине разработки иногда и в подземных выработках. Гидросмесь транспортируется под землю обычно по трубам диаметром от 75 до 200 мм действием напора, создаваемого разностью высотных отметок смесительного устройства и закладываемого пространства. Гидросмесь выбрасывается из трубопровода и растекается по закладываемому пространству. При этом закладочный материал выпадает из потока, образуя закладочный массив, а вода отводится по трубам или по канавам подготовительных выработок к насосам, которые откачивают ее на поверхность.

На рис. 141 изображена смесительная установка на поверхности для дробленого закладочного материала.

Готовый (дробленый) закладочный материал разгружается с эстакады 1 в открытый бункер 2 с наклонным днищем. Гидромониторами 3, действующими от насосов 4, закладочный материал смывается через приемное отверстие 7 на грохот 8 с отверстиями 100 мм и с него — во вращающийся перфорированный барабан-грохот 5. Куски породы крупностью свыше 40 мм, оставшиеся в барабане, поступают самотеком в валковую дробилку 6 для додрабливания. Вся мелочь (размером меньше 40 мм) струей воды выносится в воронку 9, а из нее поступает в трубопровод, по которому транспортируется к закладываемому пространству.

Поверхностные смесительные установки для песчаного закладочного материала (пески, хвосты обогатительных фабрик, гранулированные шлаки) очень просты по устройству — не имеют дробильного оборудования, подвижных грохотов и насосов.

На рис. 142 показана подземная смесительная установка для закладки гранулированным шлаком. Здесь сухой шлак по трубам 4 через бункер 3 и люковой затвор 2 поступает на смесительный желоб 1, по которому струей воды транспортируется в металлическую воронку 5; вода подается в закладочную смесь непрерывно из трубы 6. Воронка покрыта сверху перфорированной листовой сталью с отверстиями диаметром 32 мм для удержания

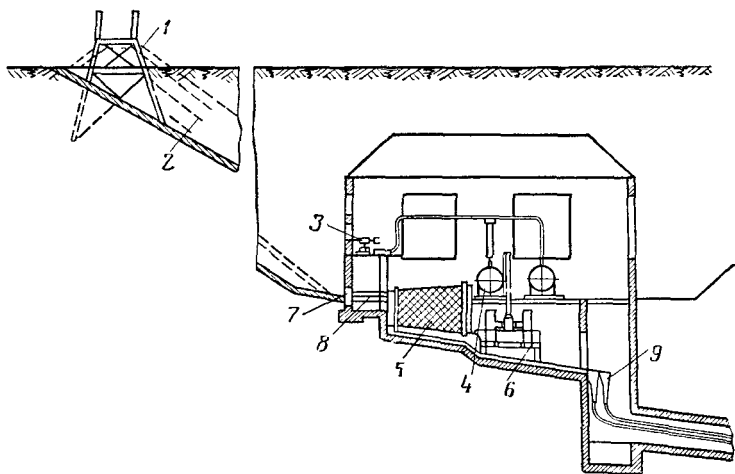


Рис. 141. Поверхностная смесительная установка для гидро-закладки

жания крупных кусков шлака и инородных тел. Отношение твердого к жидкому (Т:Ж) в закладочной пульпе 1:2 (по объему). Производительность установки 15 м³/ч.

Другой типичный для рудной промышленности и получающий все более широкое распространение технологический комплекс применяется при использовании в качестве закладочного материала хвостов обогатительных фабрик. В этом случае смесительное устройство совмещается с устройствами для обесшламливания и сгущения песков; гидравлический транспорт осуществляется на поверхности с помощью насосов, а в шахте под действием высокого напора. Трубопроводы прокладываются по стволам, шурфам или скважинам.

Типичная схема мощного технологического комплекса гидравлической закладки хвостами обогатительной фабрики, успешно применяемая на многих рудниках Канады, приведена на рис. 143. Отличительной особенностью этой схемы является использование гидроциклонов для обесшламливания и классификации хвостов,

Хвосты из отвала доставляются в зумпф 1, где они смешиваются с водой и насосом 2 подаются в два гидроциклона 3 первой стадии классификации. Выделенные в гидроциклонах пески сливаются в зумпф 4, а шламы отводятся в отвал хвостов.

Из зумпфа 4 пески, разжиженные водой, песковым насосом 5 перекачиваются в гидроциклон 6 второй стадии очистки. Из него пески направляются в агитатор, а затем в подземные выработки по трубам или скважинам. Шламы после гидроциклона 6 отводятся в зумпф 1.

Отношение твердого к жидкому (Т:Ж) принято от 1:1,2 до 1:2 (в последнее время до 1:1). Произво-

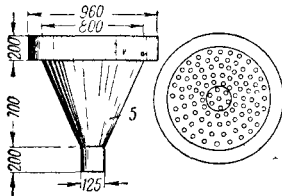
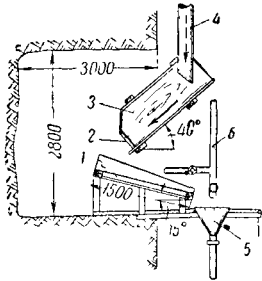


Рис. 142. Подземная смесительная установка для гидрозакладки гранулированным шлаком

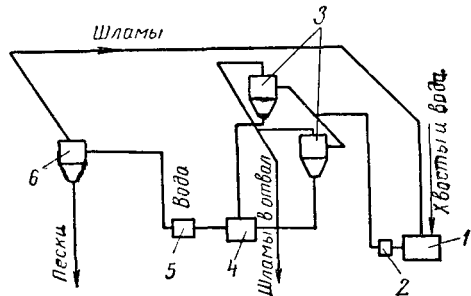


Рис. 143. Технологическая схема классификации хвостов обогатительных фабрик для гидрозакладки

дительность закладочной установки 45—50 м³/ч.

Хвосты обогатительных фабрик, содержащие небольшое количество шламов, а также природные крупнозернистые кварцевые пески используют для закладки без предварительной классификации и обесшламливания. Иногда ограничиваются простым обесшламливанием путем слива шламов с водой при перемешивании материала в баке.

Для достижения высокой производительности гидрозакладочных установок и борьбы с закупоркой трубопровода необходимо соблюдение следующих условий: исключение попадания в трубопровод крупных кусков породы и посторонних предметов; достаточная длина лотка в смесительном устройстве и возможность изменения угла его наклона для получения гидросмеси требуемого насыщения в зависимости от характера и физических свойств закладочного материала; предохранение трубопровода от проникновения в него воздуха в процессе образования смеси.

Для расчета гидротранспорта закладочных материалов

необходимо знать производительность установки, конфигурацию трубопровода, гранулометрический состав закладочной шихты и средний удельный вес перемещаемого материала.

Расчет сводится к определению рабочей скорости и гидравлических сопротивлений движения гидросмеси, причем последние изменяются в зависимости от скорости. Рабочая скорость рассчитывается по критической скорости. Под критической понимается такая минимальная скорость движения пульпы, при которой все твердые частицы находятся во взвешенном состоянии. Обычно критическую скорость принимают 3 м/сек .

Рабочую скорость движения гидросмеси по трубам принимают на $10\text{—}25\%$ больше критической с коэффициентом запаса.

Диаметр трубопровода определяется простым расчетом исходя из потребного количества гидросмеси.

Пневматический транспорт

Для транспортирования закладочных материалов сжатым воздухом по трубам 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 *баранные*, работающие непрерывно. Закладочные машины выполняются различных типоразмеров производительностью от $5\text{—}8$ до $100\text{—}120 \text{ м}^2/\text{ч}$.

В зависимости от применяемого типа машин закладочные установки можно разделить на три группы:

с расположением закладочной машины на поверхности или в непосредственной близости от нее;

с расположением закладочной машины в подготовительных выработках на небольшом расстоянии от очистных работ;

с расположением закладочной машины в закладываемом очистном пространстве.

В последнем случае машины служат только для выбрасывания материала и в отличие от машин двух первых групп не предназначаются для его транспортирования по трубам.

В рудной промышленности применяют закладочные установки второй и третьей групп. В отечественной практике распространены двухкамерная пневматическая закладочная машина типа ПЗМ-1м и барабанная машина типа БПЗМ-2м. Для рудной промышленности перспективны малогабаритные закладочные машины, выполненные в виде загрузочного устройства непрерывного или периодического действия, оборудованного соплом.

На рис. 144 изображена двухкамерная пневматическая за-

кладочная машина типа ПЗМ-1м, предназначенная для транспортирования закладочного материала на расстояние до 600 м.

Техническая характеристика машины

Производительность $м^3/ч$	30—35
Расход воздуха на 1 $м^3$ закладки, $м^3$	120—180
Давление воздуха в закладочном трубопроводе, $ат$	2,2—3,5
Диаметр закладочного трубопровода, $мм$	150
Основные размеры, $мм$:	
длина	3580
ширина	1300
высота	2200
Вес, $кг$	3620

Машина питается сжатым воздухом от общей шахтной магистрали.

Закладочный материал (дробленая горная порода с кусками максимальных размеров 80 мм) подается в зону действия струи сжатого воздуха через две изолированные одна от другой камеры 2 и 3 (рис. 144).

Закладочный материал подают в загрузочную воронку 1. При попеременном открывании заслонок 4 и 5 он поступает сначала в камеру 2, а затем в камеру 3. Вращающийся распределительный диск 6 (крыльчатка), расположенный внизу камеры 3 и снабженный вертикальными перегородками, подает закладочный материал к выходному отверстию 7 машины, где он сдувается с диска сжатым воздухом и поступает в закладочный трубопровод 8.

Работа всех частей машины управляется автоматическими клапанами 9—15, которые приводятся в действие двигателем через редуктор и кулачковый вал всдухораспределительной коробки 16.

Барабанная пневматическая закладочная машина отечественного производства типа БПЗМ-2м конструкции Гипроуглемаша показана на рис. 145. Она состоит из вертикально расположенного цилиндрического барабана 1, имеющего восемь сквозных ячеек и заключенного в закрытый металлический кожух. Закладочный материал загружается через приемную воронку 2. При вращении барабана материал из воронки 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, $м^3/ч$	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

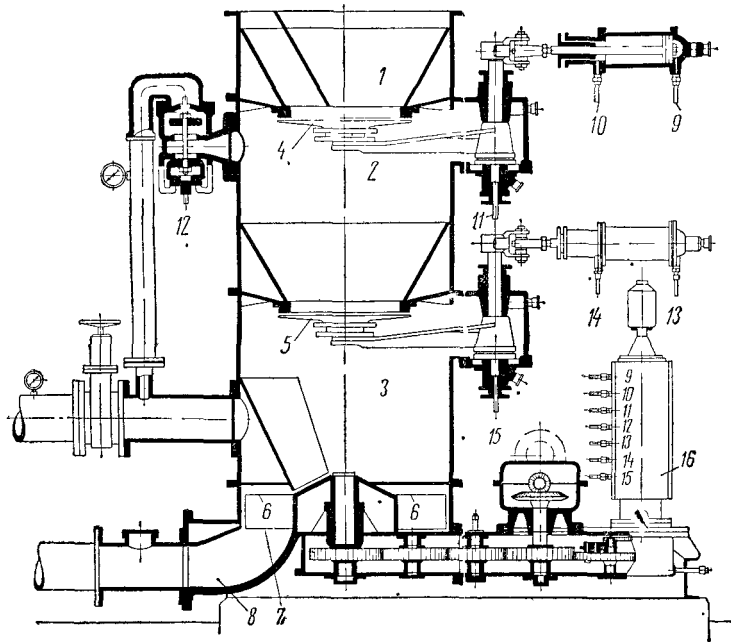


Рис. 144. Двухкамерная пневматическая закладочная машина ПЗМ-1м

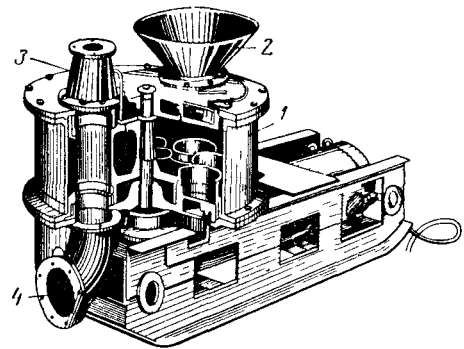


Рис. 145. Барабанная пневматическая закладочная машина БПЗМ-2м

Камерные машины имеют следующие преимущества по сравнению с барабанными, в частности с машиной БПЗМ-2м — меньшее падение давления в машине и, следовательно, возможность достижения при том же давлении более высокой производительности, больший срок службы машины.

Вместе с этим камерная машина ПЗМ 1м по сравнению с машиной БПЗМ-2м имеет ряд недостатков: больший вес и габариты (особенно высота), что требует камер больших размеров: больший удельный расход воздуха.

За рубежом (в Западной Европе) отдают предпочтение машинам барабанного типа, особенно малогабаритным.

Интересны пневматические закладочные машины, работающие по принципу пушки. Описание их не приводится, поскольку отечественными заводами они пока не выпускаются.

Упомянутые ранее малогабаритные закладочные машины с загрузочным устройством в виде сопла находятся еще в стадии освоения и заводами пока не выпускаются. Поэтому описание их, так же как и эжекторных машин, не получивших еще распространения, опускаем.

При пневматическом транспорте в отличие от гидравлического транспорта тонкодисперсных суспензий дробленые породы перемещаются воздухом не полностью во взвешенном состоянии, а скачкообразно, т. е. частично во взвешенном состоянии, а частично скольжением и перекачиванием по трубопроводу.

Обычно при использовании в качестве закладочных материалов дробленых пород диаметр рабочего трубопровода принимается не меньше 2—2,5-кратного размера наибольших кусков, т. е. практически в пределах 150—200 мм. Трубы диаметром 175—200 мм применяются для установок производительностью не менее 40—60 м³/ч.

Потребный перепад давления между начальной и конечной точками трубопровода обычно принимают как сумму потерь давления вследствие трения воздуха, протекающего через трубопровод, о стенки последнего, сопротивления движению воздуха в результате наличия в трубопроводе материала и сообщения ему скорости.

Достоинства пневматического транспорта и размещения закладки: высокая производительность установки, простота и маневренность как транспорта, так и размещения закладочного материала, достаточная плотность возводимого закладочного массива.

Недостатки: необходимость мощной компрессорной установки и очень высокий расход сжатого воздуха, повышенные требования к качеству закладочного материала, быстрый износ трубопровода и арматуры абразивным материалом, сильное пылеобразование. Эти серьезные недостатки являются причиной

редкого применения пневматической закладки при разработке рудных месторождений.

Закладочные трубопроводы

Магистральные трубопроводы гидротранспорта собирают из стальных цельнотянутых труб длиной 5—6 м с толщиной стенки 9—12 мм. Диаметр труб принимается по расчету; наиболее распространены трубы диаметром 150 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 трубы магистральный трубопровод после пропуска 15—20 тыс. м³ закладочного материала поворачивают на 120°. Скорость движения материала достигает 3—4 м/сек. Как показала практика шахт Кузбасса, применение труб, футерованных плавленным базальтом, удлиняет срок службы трубопровода примерно в 2 раза при работе на кусковых материалах.

Разводящий трубопровод для облегчения сборки и разборки собирают из труб длиной 2 м с толщиной стенки 3 мм и быстроразъемными соединениями. Для укладки материала в выработанном пространстве на конец трубопровода надевается поворотное сопло с суживающимся концом, чтобы увеличить скорость вылета кусков (для уплотнения закладочного массива).

Для борьбы с кислотной водой ставы трубопроводов покрывают кузбаслаком и обматывают мешковиной, пропитанной таким же лаком.

Магистральный трубопровод необходимо укладывать прямолинейно и с постоянным уклоном в сторону движения материала. Неправильная укладка может вызвать закупорку трубопровода и гидравлический удар.

Трубы укладывают по почве выработок или подвешивают к рамам крепи металлическими канатами; соединяют их с помощью быстроразъемных соединений. В вертикальных выработках трубопроводы прикрепляют к крепи хомутами и через каждые 30—50 м устанавливают на опорные башмаки. Стенки стальных трубопроводов изнашиваются на 1 мм после пропуска около 22 тыс. м³ закладочного материала.

При пневматическом транспорте движение материала по трубам происходит с большой скоростью — до 30—40 м/сек и более. Абразивность закладочного материала в сочетании с большой скоростью вызывает быстрый износ трубопровода, особенно в местах закруглений. Поэтому арматура закладочного трубопровода должна иметь максимальную износостойкость и небольшой вес, обеспечивать легкость сборки и разборки трубопровода для замены 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. Средний срок службы труб магистрального трубопровода определяется пропуском до 60 тыс. м³ глинистого сланца и около 25 тыс. м³ песчаника.

§ 5 Технология возведения закладочного массива

Гидравлическую закладку чаще всего применяют при разработке рудных месторождений горизонтальными слоями с закладкой, а также системами с креплением и закладкой.

Подготовка выработанного пространства блока для закладки сводится к возведению перемычек и отшивок, удерживающих закладочный массив, к устройству дренажных каналов для стока воды и тонких шламов, фильтрующихся при формировании закладочного массива.

Для предотвращения выноса мелочи и ила на подошве первого закладываемого слоя укладывают прочный и плотный настил. Наружные стенки восстающих и рудоспусков плотно 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. 146), обычно деревянные с отверстиями в стенках. Трубы сверху обтягивают мешковиной, чтобы они не забивались мелким песком и не происходило выноса его вместе с илом. Вынос мелочи и ила в зависимости от качества закладочного материала составляет 2—5% от общего веса закладочного материала.

Одно из средств борьбы с выносом ила и мелочи — уменьшение подачи воды в закладываемое пространство — имеет особенно большое значение при использовании в качестве закладочных материалов кусковых горных пород. Для этой цели пользуются водоотделителем — устройством, присоединяемым к выхлопному концу закладочного трубопровода.

Процесс возведения закладочного массива начинается после сообщения о готовности забоя к приему закладочного материала. Оператор открывает вентиль основного става водопадающего трубопровода и в течение 3—4 мин промывает рабочий трубо-

провод После этого в смесительную установку подаются закладочный материал и вода. Образовавшаяся гидросмесь начинает поступать через лоток на решетку смесительной воронки (см. рис. 142). Оператор доводит плотность гидросмеси до требуемой и одновременно наблюдает за решеткой смесительной воронки, устраняя скопление материала и удаляя крупные куски породы.

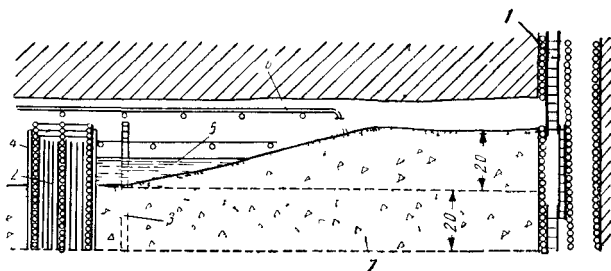


Рис 146 Схема гидрозакладки горизонтального слоя и дренажа воды из «прудка»

1 — восстающий, 2 — рудоспуск; 3 — деревянная дренажная труба, 4 — наружная обшивка рудоспуска, 5 — прудок воды; 6 — пульпопровод, 7 — закладочный массив

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.

Примером успешного применения гидравлической закладки может служить медный рудник Пышма (Урал).

В качестве закладочного материала здесь используют обесшламленные хвосты обогатительной фабрики (рис. 147).

Закладочная установка состоит из трубопровода 1 для гидравлического транспорта хвостов, зумпфа 2, в который поступает пульпа из хвостопровода, грязевого насоса 3, подающего пульпу из зумпфа к речному классификатору 4. Из классификатора пески отводятся в смеситель 5, а шламы сливаются в отвал. Центробежный песковый насос 6 по пульпопроводу 7 диаметром 50 мм транспортирует песчаную пульпу (20% песка, 80% воды) из смесителя к выработанному пространству 8. Скорость движения пульпы летом 3,5—4 м/сек, зимой 5 м/сек

В очистном пространстве на высоту закладываемого слоя 2,5—3 м возводят рудоспуски сечением 2,6 × 1,6 м из сплошной срубовой крепи с обшивкой снаружи досками. Крепь восстающих со стороны очистного пространства также обшивают досками. После этого снимают настил, прокладывают пульпопровод и вводят закладочный материал. По мере заполнения выработанного пространства в слое пульпопровод укорачивают, сни-

мая звенья труб длиной 3 м. Дренажируемая вода собирается в шахтном водосборнике 9 и после осветления перекачивается на поверхность, где снова попадает в сеть гидравлического транспорта.

В результате замены сухой породной закладки гидравлической производительность труда подземных рабочих рудника возросла на 30%, а себестоимость добычи 1 т руды снизилась на 25%. Выемочный слой объемом 500—600 м³ закладывали за 4—5 суток.

Возведение закладочного массива при пневматической закладке 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. Для этого в начале забойного участка в трубопровод вставляют патрубков, к которому наклонно приварена короткая труба диаметром 25—30 мм. На трубу надевают резиновый шланг для подачи воды внутрь трубопровода (60—70 л на 1 м³ закладки)

В последние годы в горнорудной промышленности получает применение закладка камер бетоном (бутобетон). Рудные целики, находящиеся между бетонными столбами, можно отрабатывать открытыми камерами с последующей закладкой или горизонтальными слоями снизу вверх с обычным закладочным материалом.

Представляет большой интерес замена дорогостоящего цемента местными вяжущими, такими, как гранулированные шлаки, глиноцементные материалы и др.

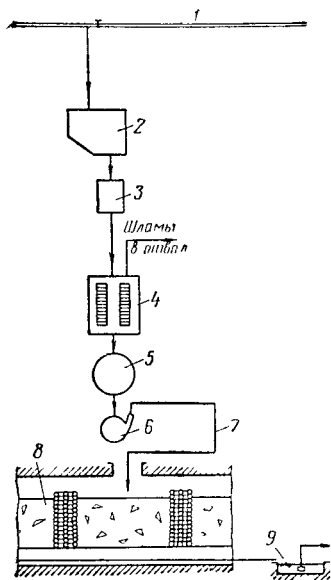


Рис. 147 Схема технологического комплекса гидравлической закладки хвостами обогатительной фабрики на руднике Пышма

Цементация закладочного массива из обычного дробленого материала может осуществляться путем введения в него вяжущего вещества. Цементация может быть полной или частичной (только по контуру закладочного массива). Целесообразно применение крупнопористого цементированного закладочного материала, резко снижающего расход вяжущего на 1 м^3 закладочного массива.

Кроме гидравлического и пневматического способов, применяются и другие механизированные способы транспортирования и размещения закладочного материала. Из их числа следует упомянуть закладку скреперами и метательными закладочными машинами.

Скреперная закладка будет рассмотрена дальше при описании систем разработки. Что касается метательных машин, то описание их не приводим ввиду очень редкого их применения в практике.

§ 6. 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 с тектоническими нарушениями; 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 предохранения от сдвижения земной поверхности или массива вмещающих пород. Элементы залегания могут быть выдержанными, без тектонических нарушений и руда может 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.

Возможные отклонения от приведенных типичных условий станут понятны при рассмотрении отдельных вариантов этой группы систем.

Типичная схема разработки горизонтальными слоями с закладкой крутопадающей жилы мощностью от 0,5 до 3—5 м показана на рис. 148. В блоке 1 показан простейший вариант с центральным рудоспуском, а в блоке 2 — с временным магазинированием руды и несколькими рудоспусками через 8—10 м.

Блок высотой 30—45 м имеет в основании рудный штрек 2, закрепленный крепежными рамами. Откаточный штрек 3 выше-

лежащего этажа используется для доставки закладочного материала до закладочных восстающих, расположенных по концам блоков на расстоянии 30—40 м друг от друга и закрепленных срубовой, редко распорной крепью.

Восстающий 4 имеет три отделения — лестничное и два закладочных, а восстающий 5 два отделения — лестничное и закладочное.

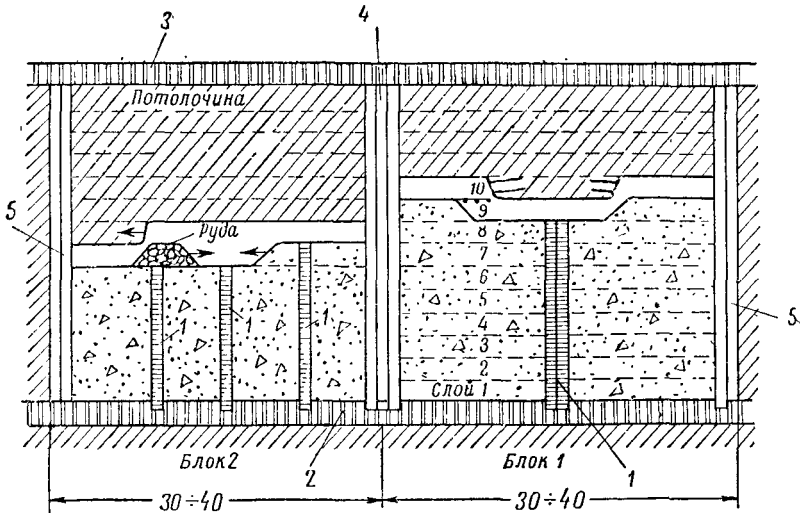


Рис. 148. Типичная схема разработки горизонтальными слоями с закладкой

Очистная выемка обычно начинается с уровня кровли штрека.

После выемки первого слоя на крепь 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 1 из срубовой или распорной крепи с затяжкой.

Так как руду в третьем и во всех последующих слоях отбивают над закладочным материалом, то во избежание потерь рудной мелочи поверхность его покрывают плотным дощатым настилом.

Откос закладки обычно располагается под работающим уступом (блок 1), следуя за ним. Иногда откос закладки отстает от уступа и вблизи последнего остается незаложенное пространство, равное по высоте двум слоям. Это делают с целью совмещения во времени операции отбойки руды и закладки, а также для того, чтобы не покрывать настилом неровный откос закладки

каждый раз перед взрыванием шпуров. Такой порядок выемки возможен, когда руда и боковые породы достаточно устойчивы и обнажение их около рабочего забоя на высоту двух слоев не опасно.

Цикл работ при производстве закладки следом за выемкой складывается из: 1) обуривания уступа пологими шпурами, зарядания и взрывания шпуров; 2) разборки забоя; 3) уборки отбитой руды до рудоспуска; 4) снятия настила на участке, подлежащем закладке; 5) заполнения этого участка закладочным материалом, доставляемым из восстающих.

Если руда и боковые породы недостаточно устойчивы, то в цикл входит также установка временной крепи — распорок, крепежных рам, затяжка боков и кровли.

Все перечисленные операции приходится выполнять последовательно; только некоторые из них частично совмещаются. Цикл занимает две-три смены, из них лишь половина времени, или еще меньше, затрачивается на бурение, а остальное время — на прочие операции. Поэтому производительность блока и интенсивность выемки получаются низкими, что составляет большой недостаток данного варианта системы.

Временное магазинирование руды (блок 2) позволяет совместить бурение, уборку и сортировку руды с закладкой, которая отстает от заднего откоса кучи замагазинированной руды на 5—10 м. Полный цикл забоя укладывается в одну смену, упрощается организация работ, облегчаются уборка, сортировка руды и укладка настила; последний лучше сохраняется от поломок взрывами.

Недостаток временного магазинирования — обнажение боков на высоту двух слоев (3,6—4,5 м) на значительном пролете и возникающая в связи с этим опасность работ при недостаточно устойчивых руде и боковых породах.

При разработке жил со слабыми боками и рудой закладку ведут с креплением кровли и боков и не постепенно — по мере выемки вышележащего слоя, а сразу — на всю длину слоя, после того как закончится его выемка.

Большой недостаток такого порядка выемки состоит в том, что закладочный материал приходится подкидывать под кровлю, затрачивая на это много труда.

Поэтому такой порядок выемки применяют очень редко.

Выемка блока горизонтальными слоями со скреперной уборкой руды и доставкой закладочного материала показана на рис. 149. Здесь в левой половине блока ведется выемка слоя и уборка руды скрепером в центральный рудоспуск. В это время в правой половине блока закладывается ранее отработанный слой, также с доставкой закладочного материала скрепером.

На рис. 150 изображен вариант системы разработки горизонтальными слоями с гидравлической закладкой, применяемый на

Пышминском руднике (Урал) в крутопадающих жилах небольшой мощности.

На флангах блока проходят восстающие 1 в два отделения — ходовое и материальное; последнее служит для доставки в забой необходимых материалов и для прокладки закладочного трубопровода.

В надштрековом целике через 8—10 м проходят рудоспуски 2, которые на высоте 2—3 м над кровлей штрека сбивают подсечной выработкой. На подошву этой выработки укладывают прочный настил 3, назначение которого — облегчить последующую выемку целиков под закладкой.

Закладку производят после выемки двух слоев руды. Первый слой высотой 1,5 м вынимают обычным способом, подвигаясь от одного фланга блока к другому, или сразу с обоих флангов, а второй слой отбивают сплошным забоем сразу по всей длине блока.

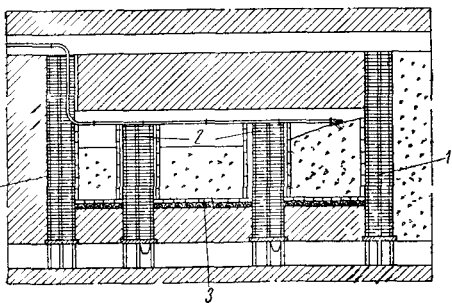


Рис 150. Разработка горизонтальными слоями с гидравлической закладкой

закладка средней и затем крайней левой секции.

Четкая организация закладочных работ, использование одного настила для выемки двух слоев руды, широкий фронт работ при выемке второго слоя сплошным забоем обеспечили сравнительно высокую производительность труда забойного рабочего — до 2—2,5 м³/смену.

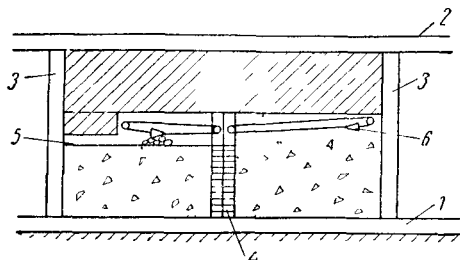


Рис. 149. Вариант системы разработки горизонтальными слоями со скреперной закладкой:

- 1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный и закладочный штрек, 3 — восстающие,
- 4 — рудоспуск; 5 — настил; 6 — скрепер

После уборки руды снимают настил и вводят гидравлическую закладку — обесшламленные хвосты обогатительной фабрики, оставляя под кровлей свободное пространство высотой 0,7—0,8 м. На поверхность закладки перед выемкой нового слоя укладывают настил.

На рис. 150 в крайней правой секции блока показан процесс возведения закладочного массива; по окончании закладки в этой секции начнется

Недостатки описанного варианта отслоение боковых пород, если они недостаточно устойчивы, и связанное с этим высокое разубоживание руды; оставление надштрекового целика, требующее трудоемкой проходки рудоспусков и подсечного штрека, а также вызывающее повышенные потери руды.

Подобный вариант системы с гидравлической закладкой, со скреперной уборкой руды и без оставления надштрекового целика применяется на ряде золотых рудников Канады, разрабатывающих жильные месторождения на глубинах свыше 1000—1500 м.

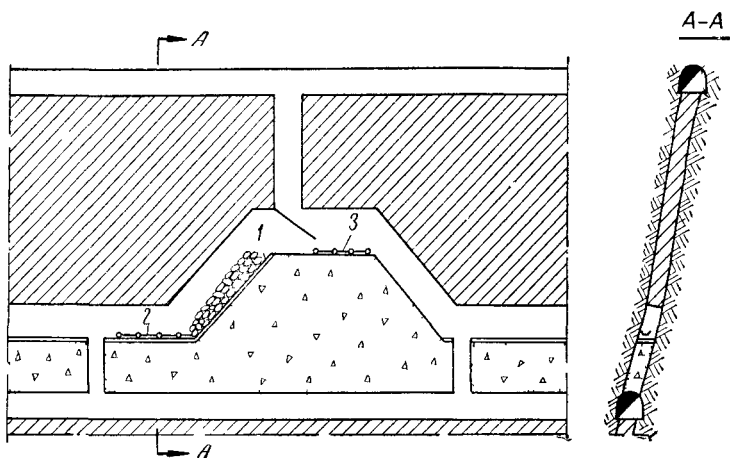


Рис 151. Система разработки, применяемая на руднике Фюссберг (ФРГ)

Переходный вариант между системой разработки горизонтальными и наклонными слоями получил распространение на руднике Фюссберг в ФРГ на крутопадающих жилах небольшой и средней мощности с устойчивыми вмещающими породами и крепкой рудой.

Очистную выемку ведут горизонтальными слоями высотой 6—8 м (рис. 151). Для уменьшения трудоемкости уборки руды и размещения закладки слой руды вынимают наклонным забоем. Отбитая руда по наклонному настилу 1 скатывается вниз и качающимся конвейером 2 доставляется в рудоспуск. После уборки руды настил снимают и в выработанное пространство вводят по конвейеру 3 закладочный материал, который располагается под действием собственного веса параллельно наклонной линии очистного забоя. В левой секции блока происходит уборка отбитой руды, а в правой закладка.

Применение для доставки руды и закладочного материала качающихся конвейеров в сочетании с доставкой под действием

собственного веса привело к повышению производительности труда забойных рабочих и интенсивности очистной выемки

На рис. 152 представлен оригинальный, заслуживающий внимания способ механизации бурения, доставки руды и закладки при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой на свинцово-цинковом руднике Монтевеккио (Италия). Использование самоходных буровых кареток, погрузочно-транспортных агрегатов и самоходных вагонеток позволило заметно увеличить производительность труда и сократить необходимое число рудоспусков и закладочных восстающих.

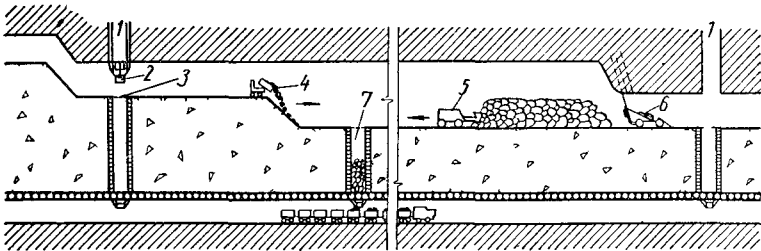


Рис 152 Механизация доставки руды и закладки на руднике Монтевеккио:

1 — закладочные восстающие, 2 — люк с пневматическим управлением, 3 — грехот 4 — самоходная вагонетка, 5 — саморазгружающийся погрузочно-транспортный агрегат, 6 — буровая каретка, 7 — рудоспуск

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой для мощных месторождений отличается от описанного типичного варианта подготовкой основного горизонта, расположением восстающих, рудоспусков и порядком очистной выемки. Ввиду того что в мощных рудных телах выемка горизонтальными слоями по простиранию применяется очень редко, описания ее не приводим.

Система разработки с закладкой горизонтальными слоями вкрест простирания применяется редко, только при разработке мощных крутопадающих рудных тел с довольно устойчивой рудой. Иногда подобный способ выемки камер используют в комбинированных системах.

На рис 153 представлен вариант данной системы для крутопадающего рудного тела мощностью до 10—12 м

Откаточный штрек 1 пройден по рудному телу у лежащего бока и закреплен только около рудовыпускных люков 2 и восстающих 3. Люки 2 расположены согласно принятой ширине выемочной камеры через 6—8 м один от другого, а восстающие 3 — по одному на каждые три камеры, т. е. через 18—24 м. Восстающие и рудоспуски 4 крепят сплошной срубовой крепью. Рудные отделения восстающих обшивают внутри досками; верхняя часть этих отделений, расположенная выше очистного забоя, выпол-

няет функции закладочного отделения. Закладочный материал доставляют по штреку 5. На границах выемочных блоков, т. е. через 36—48 м, иногда оставляют междукамерные целики.

Все остальные конструктивные элементы системы понятны из чертежа.

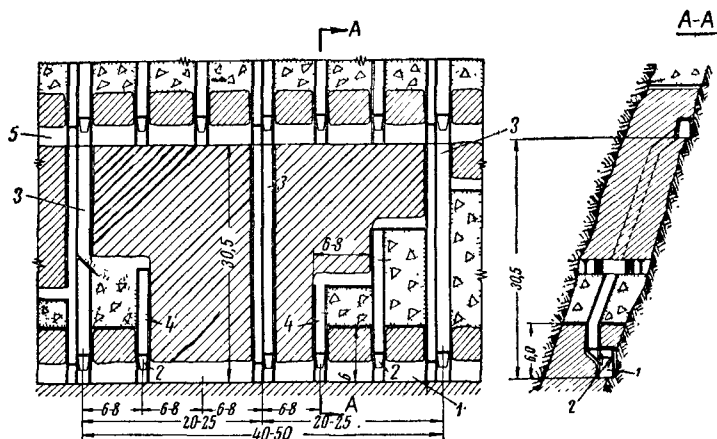


Рис. 153. Выемка горизонтальными слоями с закладкой вкрест простирания

§ 7. Системы разработки наклонными слоями с закладкой

Особенность этих систем состоит в выемке руды слоями, наклоненными к горизонту на $30\text{--}40^\circ$; поверхность закладочного материала имеет соответственно такой же угол наклона. Благодаря этому доставка руды до рудоспусков и размещение закладочного материала в очистном пространстве происходят под действием силы тяжести.

Различие в конструктивных элементах, организации работ и условиях применения этой системы по сравнению с системой разработки горизонтальными слоями является существенным и обуславливается наклонным положением кровли и подошвы очистного пространства.

Выемку наклонными слоями обычно применяют при мощности рудного тела менее $3\text{--}4$ м, так как использовать силу тяжести для перемещения руды и закладочного материала в широких забоях трудно. Кроме того, в широком наклонном забое 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 с мощностью меньше $0,7\text{--}0,8$ м.

Резкое изменение мощности, наличие геологических нарушений, прожилков и оруденений в боках, а также больших включений в руде пустой породы исключают возможность применения этой системы.

При угле падения меньше 60° закладочный материал и руда задерживаются на лежащем боку и на их перегребание приходится затрачивать много труда. Поэтому данная система неэффективна при угле падения рудного тела меньше 60° .

Разработка наклонными слоями возможна в устойчивой руде. Если бока в отдельных местах склонны к вывалам, то их

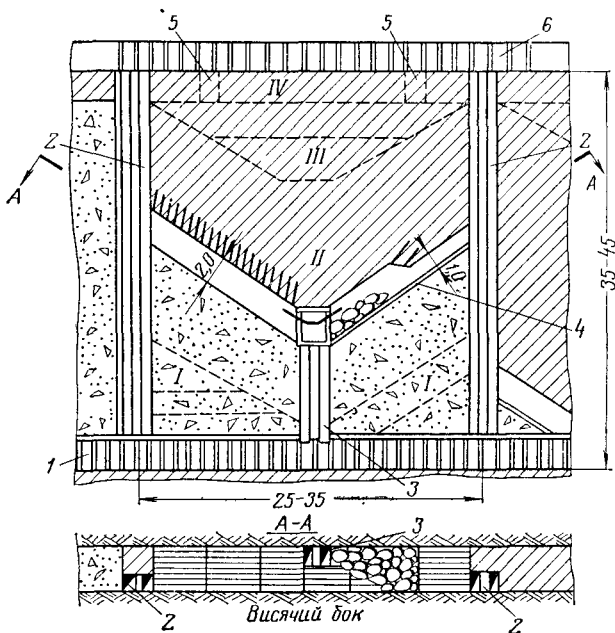


Рис. 154. Система разработки наклонными слоями с закладкой

можно поддерживать, располагая закладочный материал близко к линии забоя и применяя распорную крепь. В слабых боковых породах эта система непригодна.

Из изложенного видно, что по сравнению с системой разработки горизонтальными слоями область применения рассматриваемой системы значительно уже. Этим главным образом объясняется и малое распространение ее в практике. В рудных телах с мощностью больше 4—5 м иногда переходят на выемку наклонными слоями вкрест простирания.

Типичный вариант системы разработки наклонными слоями с закладкой крутопадающей жилы представлен на рис. 154.

Откаточный штрек *1* проводят по руде. Высота этажа 30—45 м. Восстающие *2* в три отделения — два закладочных по краям и лестничное между ними, располагают по контакту с висячим боком на границе блоков так, что каждый из них обслуживает два соседних блока. Длина блока от 20 до 30—40 м. Максимальную длину блока принимают при небольшой мощности рудного тела, устойчивой руде и боках и очень крутом падении. Минимальную — в противоположных условиях.

Выемка блока состоит из четырех стадий: зарезки блока и развития очистной выемки; выемки при полном развитии работ; доработки верхней части блока и выемки подштрекового целика. Три первые стадии обыкновенно следуют одна за другой без перерыва во времени, а выемка подштрекового целика часто задерживается до окончания отработки нескольких блоков или всего крыла этажа.

Первая стадия состоит в выемке наклонными (в правой части блока) или горизонтальными (слоями) в левой части блока треугольников руды *1* 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 распок или с временно замагазинированной руды. Второй способ предпочитают при небольшой мощности месторождения и устойчивых боках.

Во второй стадии очистная выемка заключается в отработке наклонными слоями основного массива блока *II*. После окончания выемки каждого слоя и уборки в рудоспуск *3* всей отбитой руды настил *4* с поверхности закладки снимают, в восстающем на уровне кровли слоя сооружают перемычку и выработанное пространство до нужной высоты заполняют закладкой, поступающей под действием собственного веса. В рудных телах мощностью больше 4—5 м почти всегда приходится часть закладки перегребать вручную. Поэтому, чем больше мощность рудного тела и меньше угол его падения, тем больший наклон придают слоям.

На рис. 154 в левом крыле блока показан способ отбойки в крепкой руде и устойчивых боках восходящими шпурами глубиной около 1,8 м. Шпуры по всей длине слоя взрывают обычно в два-три приема. Разборку забоя после взрыва производят сверху вниз; руду выпускают в левое рудное отделение рудоспуска *3*, которое вверху перекрывается грохотом. Затем настил очищают от рудной мелочи и убирают. После этого наращивают рудоспуск *3* и выработанное пространство заполняют слоем закладочного материала толщиной 1,8 м. При высоте рабочего пространства 2 м обнажение боков перед пуском закладочного материала по вы-

соте составляет около 4 м, что допустимо только в устойчивых боковых породах.

При недостаточно устойчивых руде и боковых породах руду отбивают уступами (правое крыло блока) с использованием временно замагазинированной руды в качестве платформы для бурильщиков.

Расстояние от поверхности закладки до кровли после выпуска руды в этом случае составляет около 3 м, но бока обнажаются на короткое время. Иногда закладочный материал подводят почти под самую кровлю, оставляя свободными расстояние в 20—30 см только для прохода воздуха.

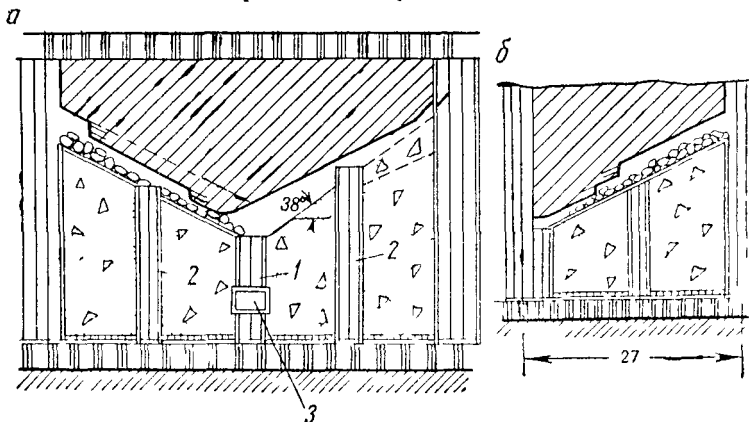


Рис. 155. Разработка наклонными слоями с закладкой на Карабашском медном руднике:

а — двусторонняя выемка блока; б — то же односторонняя

Совершенно иной порядок отбойки изображен на рис. 155. В отличие от предыдущего здесь каждый слой вынимают сверху вниз и обруивают нисходящими шпурами, двумя уступами высотой по 1—1,5 м. По сравнению с выемкой слоев снизу вверх это более опасно, так как бурильщик находится под обнаженной на большой длине кровлей. Однако отбойка нисходящими шпурами, параллельными кровле, позволяет лучше сохранить ее устойчивость и, кроме того, ускоряет выемку слоя благодаря тому, что отбойка ведется двумя уступами.

Третья стадия — отработка в верхней части блока III над последним наклонным слоем (см. рис. 154). Выемка этой части блока затруднена ввиду того, что подача в нее закладочного материала под действием собственного веса из восстающих невозможна. Поэтому участок III обыкновенно дорабатывают горизонтальными слоями. Для подачи закладочного материала в выработанное пространство участка III в подштрековом целике IV пробивают закладочные печи 5 до закладочного штрека 6.

Способ подготовки и порядок очистной выемки понятны из рис. 155, а и не требуют пояснений. Кроме центрального рудоспуска 1 здесь иногда для облегчения уборки руды оборудуют еще два промежуточных рудоспуска 2. Закладочный материал (гранулированный шлак) имеет угол естественного откоса 35—38°.

При большом выходе крупных кусков дробление руды на грохотах над центральным рудоспуском 1 затруднено, так как грохот бывает постоянно закрыт крупной рудой. Для устранения этого иногда устраивают камеры дробления 3 в 2—3 м над кровлей штрека.

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, происходят отслоения и вывалы руд.

На рис. 155, б представлен односкатный блок с наклоном кровли поперек слоистости.

Системы разработки наклонными слоями с закладкой в определенных горногеологических условиях имеют существенные преимущества по сравнению с системами разработки горизонтальными слоями.

Так, на крупном золотом руднике Райт-Харгривс (Канада) переход с выемки горизонтальными слоями на выемку наклонными слоями по варианту, подобному изображенному на рис. 155, б, позволил снизить стоимость очистной выемки на 1 т руды с 20 до 18 долларов. На руднике Бергверксвольфварт (ФРГ) замена горизонтальных слоев наклонными привела к росту производительности труда забойных рабочих более чем на 40%.

На глубочайшем руднике мира «Чемпион Риф» (Индия) крутопадающая кварцевая золотосодержащая жила мощностью 1—1,5 м разрабатывается наклонными слоями с закладкой на глубине свыше 3 км, где проявляется огромное горное давление. Наклонные слои толщиной 2,5 м вынимают сплошным забоем по простираанию; отработанное пространство закладывают крупными кусками гранита на цементном растворе.

Однако, несмотря на все упомянутые достоинства системы разработки наклонными слоями с закладкой, область ее применения весьма ограничена. Это обусловлено, главным образом, неудобством и повышенной опасностью работ на наклонной поверхности закладки, невозможностью отбора и оставления в очистном пространстве пустой породы, серьезными осложнениями, возникающими при невыдержанных элементах залегания рудного тела.

Система разработки с закладкой наклонными слоями вкрест простираания применяется в практике очень редко, в порядке

исключения, поэтому описание ее опустим. По общей схеме она почти аналогична варианту системы, изображенному на рис. 153, но отличается наклонным положением линии очистного забоя.

§ 8. Потолкоуступные системы разработки с закладкой

Как был указано в § 1 настоящей главы, конструктивные элементы систем с закладкой и технология очистной выемки существенно изменяются в зависимости от того, поступает ли закладочный материал в очистное пространство блока из внешних источников или его получают внутри самого блока.

Системы разработки с получением закладочного материала внутри блока можно разделить на два основных варианта: потолкоуступные и сплошные. Кроме них в практике известна применяемая в виде исключения система разработки горизонтальными слоями с получением закладочного материала путем подрывки вмещающих пород. Но ввиду того, что выемка блока горизонтальными слоями в таких условиях чрезвычайно медленна, ее почти всегда заменяют потолкоуступной выемкой. В этом случае число одновременно работающих в блоке забоев возрастает соответственно числу уступов в каждом крыле блока и повышается интенсивность очистной выемки.

Поэтому остановимся только на двух упомянутых системах разработки с закладкой.

Потолкоуступная система разработки очень тонких жил с раздельной выемкой

Очень тонкие жилы богатой руды разрабатывают с валовой или с раздельной отбойкой руды и боковых пород.

При валовой отбойке забой обуривают сразу на полную ширину очистного пространства и руду отбивают вместе с боковыми породами. Отбитую рудную массу сортируют в очистном забое или на специальных рудосортировочных устройствах в шахте, отбирая из нее столько пустой породы, сколько это возможно, либо выдают на поверхность в несортированном виде. На поверхности рудную массу сразу направляют на фабрику или предварительно подвергают рудоразработке на стационарной установке, расположенной около шахты или обогатительной фабрики. Обычно перед ручной разборкой на ленте рудную массу подвергают грохочению во вращающихся барабанных грохотах, на сотрясательных или на неподвижных грохотах. Мелкий класс, прошедший через грохот (крупность обычно меньше 50 мм), весь поступает в товарную руду, а крупный подвергается ручной рудоразборке на ленте. Рудоразборке иногда подвергают также и рудную массу, уже предварительно отсортированную в забое, так как на хорошо оборудованной рудосортировочной установке можно отделить значительно большее количество пустой породы, чем в забое.

При раздельной выемке жильную массу обуривают и отбивают отдельно от боковых пород. Руда, выдаваемая на поверхность в этом случае более чистая, поэтому она может сразу идти на переработку; пустую породу используют как закладочный материал.

Главное преимущество валовой выемки над раздельной — это резкое удешевление добычи.

К числу преимуществ раздельной выемки относятся: сокращение расходов по подземной откатке, подъему и поверхностному транспорту пустой породы; резкое снижение расходов по переработке рудной массы и обычно снижение потерь металла при ней. Кроме того, переход с валовой выемки на раздельную

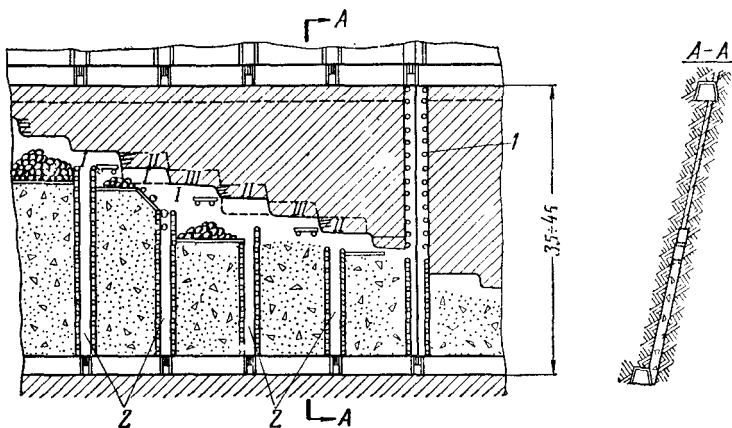


Рис. 156. Потолкоуступная разработка очень тонкой жилы с раздельной выемкой

на руднике, имеющем обогатительную фабрику ограниченной производительности, позволяет значительно увеличить производство концентрата и металла.

Применение систем с раздельной выемкой особенно целесообразно при четко выраженном контакте жилы и отсутствии оруденения в боковых породах; спокойном залегании жилы, отсутствии у нее ответвлений и апофиз; трудности отделения пустой породы и руды в процессе сортировки вследствие сходства их по цвету и способности породы дробиться при отбойке на мелкие куски; высокой стоимости обогащения руды и малой производительности обогатительной фабрики; ограниченной производительности подъемных установок и дорогим поверхностным транспорте.

На рис. 156 изображена потолкоуступная система с раздельной выемкой. Подготовка этажа и блока аналогична обычному варианту системы с закладкой, но восстающие 1 располагают на большем расстоянии (от 50 до 100 м), так как подача в блок закладочного материала по ним не предусматривается.

Для облегчения доставки материалов часть рудоспусков 2 (через 20—30 м), наращиваемых в закладке, устраивают с двумя отделениями. Расстояние между рудоспусками 7,5—10 м.

Восстающие и рудоспуски крепят распорками с тщательной обшивкой досками с внутренней и наружной сторон во избежание потерь богатой рудной мелочи. В неустойчивых боковых породах применяется срубовая крепь с дощатой обшивкой внутри.

Забой имеет потолкоуступную форму (один уступ на каждый рудоспуск).

В зависимости от того, что крепче — боковая порода или руда, — производят предварительную подрывку одного из боков с последующей отбойкой обнаженной части жилы или, наоборот, предварительно отбивают жилу, а затем подрывают боковую породу.

На рис. 156 цифрами *II* обозначены уступы, где поочередно производится отбойка руды и подрывка породы участками длиной по 2—3 м. Шпуров глубже 1,2—1,5 м в очень узком забое часто взрываются неполностью, кроме того, при глубоких шпурах трудно регулировать толщину подрывки. Цифрами *I* обозначены уступы, где подрывка боков и выемка руды уже закончены, а цифрами *III* — уступы, работы в которых начнутся после выемки уступов *II*.

Чередование отбойки руды и подрывки породы заставляет часто убирать и вновь укладывать настил, разравнивать под ним закладочный материал, вследствие чего снижается производительность труда горнорабочих, уменьшается добыча руды из блока, растут потери руды. Поэтому всегда стремятся организовать работу так, чтобы отбойка руды и подрывка породы чередовались по возможности через большие промежутки времени.

С этой целью породу подрывают снизу восстающими шпурами на участке длиной 8—10 м, после чего горизонтальными шпурами отбивают всю обнаженную на этом участке руду. Порядок работы, изображенный на рис. 156, изменяют: на уступах *I* закончена подрывка породы и выемка руды, на уступах *II* полностью закончена подрывка боков и ведется отбойка руды, а уступы *III* подготовлены к подрывке породы.

Во избежание потерь богатой рудной мелочи в закладочном материале поверхность его перед обуриванием жильной массы покрывают настилем из досок. Руду перекидывают в рудоспуски, после чего настил тщательно зачищают и снимают. Если закладочный материал не крупный, то необходимо после уборки настила снять верхний обогащенный слой его (5—10 см) и выдать вместе с рудой. Очень богатую руду иногда выдают из забоя в мешках, контейнерах или ящиках.

Излишки пустой породы, образующиеся за счет ее разрыхления, откидывают к рудоспуску и выдают через последний на штрек поочередно с рудой. Такой способ выпуска излишков пу-

стой породы следует признать вообще недопустимым, так как каждый раз вместе с породой из рудоспуска увлекается и теряется богатая рудная мелочь и пыль, осевшая в щелях, на стенках и на дне рудоспуска.

Система с отдельной выемкой руды в настоящее время очень редко применяется в практике. Почти на всех рудниках, разрабатывающих жилы мощностью до 15—20 см и меньше, даже при самых благоприятных горногеологических условиях применяют системы разработки с валовой выемкой, в основном систему с магазинированием руды. Несмотря на то, что разубоживание при этом часто достигает 70—80%, валовую выемку все же обычно предпочитают отдельной.

Это объясняется следующими серьезными недостатками существующих вариантов системы разработки с отдельной выемкой.

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, проваливаясь между более крупными кусками породы, остается ниже и извлечь ее не удастся; некоторое количество металла с рудной мелочью и пылью теряется через щели обшивки рудоспусков, а также с породой при чередовании ее выпуска с жильной массой.

Суммарные потери металла по всем трем источникам, как правило, превышают 10% и нередко достигают 15—20%.

На ряде рудников, разрабатывающих очень тонкие жилы, от применения отдельной выемки отказались после того, как опробованием было установлено, что закладка вследствие потерь в ней богатой рудной мелочи имеет промышленное содержание. Такую закладку из отработанных блоков выпускали для переработки на обогатительной фабрике. Следует иметь в виду, что выпуск закладки из отработанных блоков не всегда оказывается возможным.

Второй очень существенный недостаток состоит в крайне низкой производительности труда забойных рабочих, большом расходе лесных и взрывчатых материалов.

Работы по перекидке руды до рудоспусков, разравниванию закладочного материала, частому сооружению дощатого настила, снятию и переноске его, наращиванию и обшивке 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-четыре рабочих других квалификаций, занятых на указанных выше гудеомких работах. В результате сменная производительность труда забойного рабочего по отбитой рудной массе составляет в среднем 0,4—0,6 м³, а по жильной массе 0,1—0,2 м³. По сравнению с потолкоуступной системой с распорной крепью (валовая выемка) производительность труда по рудной массе меньше в 1,5—2 раза, а по сравнению с системой с магазинированием — в 3—4 раза.

Ввиду низкой производительности гуда, большого расхода материалов и сжатого воздуха стоимость добычи руды при описанной системе с раздельной выемкой получается очень высокой.

Третьим недостатком данной системы является крайне медленная выемка блока — около 1,5—2 лет, что соответствует средней скорости подвигания линии очистного забоя вверх по вертикали около 2 м в месяц против 4—5 м при потолкоуступной системе с распорной крепью и 8—10 м при системе с магазинированием

Так как наряду с указанными недостатками система с раздельной выемкой имеет крупные достоинства, необходимо изыскание новых вариантов этой системы, у которых указанные недостатки проявлялись бы меньше

Такой эффективный вариант системы с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию будет описан ниже.

Потолкоуступная система разработки очень тонких жил с валовой выемкой

Потолкоуступная система с валовой выемкой и оставлением отсортированной породы в качестве закладки внешне имеет большое сходство с описанной выше потолкоуступной системой с раздельной выемкой.

Восстающие и рудоспуски располагают на таких же расстояниях и крепят теми же способами. Существенные изменения в организацию работ вносит необходимость сортировки руды, которую производят обычно после каждого взрывания, и необходимость частого переукладывания настила.

При разработке жил мощностью больше 0,7 м материалом для закладки может служить пустая порода, получаемая от сортировки руды и от подрывки боков. Иногда подрывка боков неизбежна ввиду их неровности, резких раздувов, пережимов и нарушенности жилы.

В этом случае забой имеет потолкоуступную форму с длиной уступов, равной расстоянию между двумя-тремя рудоспусками. При небольшом недостатке закладочного материала предпочитают вместо проходки закладочных восстающих чаще располагать рудоспуски или увеличивать их сечение, сокращая объем подлежащего закладке пространства.

§ 9. Сплошные системы разработки с закладкой

Система разработки с раздельной выемкой сплошным забоем по восстанию На ряде рудников СССР, разрабатывающих очень тонкие крутопадающие жилы, хорошие результаты показал вариант этой системы, созданный в Институте горного дела им А А Скочинского

Сущность основного варианта «с магазинированием закладки» (рис 157) заключается в раздельной выемке сплошным за-

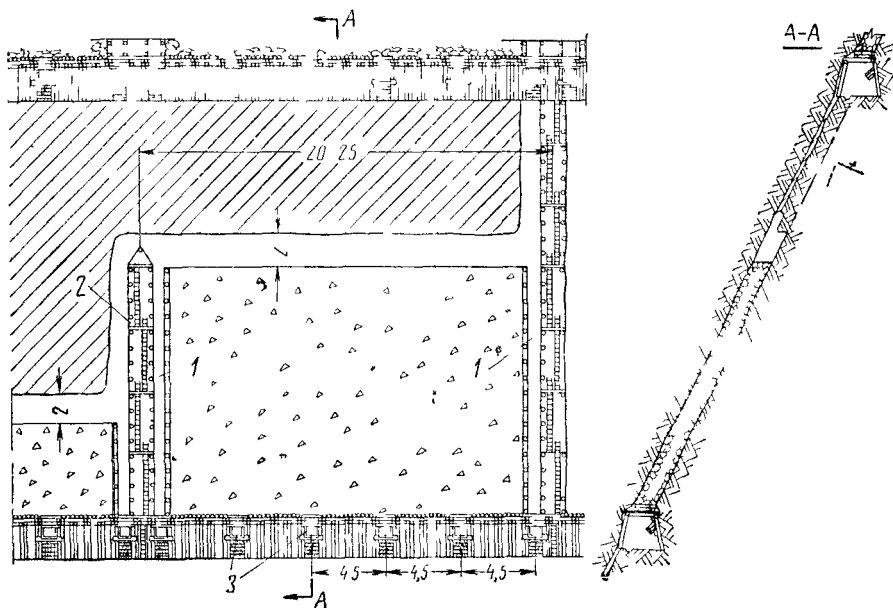


Рис 157 Раздельная выемка сплошным забоем по восстанию с магазинированием закладки

боем по восстанию жилы и вмещающих пород, которые магазинируются в выработанном пространстве. Избыток закладочного материала, не вмещающийся в выработанном пространстве, выпускают через люки 3, как при обычной системе с магазинированием руды

Отбитую жильную массу по настилу доставляют к рудоспускным отделениям 1 восстающих 2 или к специальным рудоспускам (см ниже).

Длина блока 40—50 м. Для уменьшения расстояния доставки жильной массы до рудоспуска по середине длины блока по мере подвигания вверх очистной выемки возводят восстающий 2 в три отделения — два рудоспускных по краям и ходовое по середине.

Линия очистного забоя в полублоке располагается горизон-

тально и подвигается по восстанию жилы Отбойка горной массы производится восходящими шпурами

В первую очередь, как правило, обуривают и отбивают на плотный металлический настил жильную массу Вмещающие породы подрывают во вторую очередь, после уборки настила

В результате отбойки жильной массы 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

Применяемый в практике деревянный настил громоздок, требует много времени на укладку и уборку и вместе с этим не предотвращает значительных потерь богатой рудной мелочи через щели Хорошие результаты как в отношении снижения потерь рудной мелочи, так и облегчения работ по укладке показал настил из стальных листов

Стальные листы толщиной 3 мм разрезают на полосы шириной 0,7; 0,5 и 0,3 мм Эти полосы укладывают внахлестку и прибивают гвоздями через специально просверленные отверстия к уложенным в закладочном материале поперечным лежанам Зазоры между кромками листов и боками очистного пространства, имеющими неровное очертание, покрывают «контурными досками», обрезанными по очертанию контура боков

Одного комплекта листов хватает для отработки блока на полную высоту, при этом только около 20% листов приходится заменять ввиду их деформации Благодаря тому, что шпуры по жиле направлены вверх с небольшим отклонением от вертикали, прямых ударов на настил при взрыве не происходит, ослабленные боковые удары воспринимаются в основном подушкой из жильной массы, образовавшейся на листах от взрыва предыдущих шпуров

Опыт показал, что на укладку, снятие и переноску металлического настила затрачивается труда и времени в 3—4 раза меньше, чем на эти же операции с деревянным настилом.

Массовым опробованием закладочного материала установлено, что потери рудной мелочи (и металла с ней) через металлический настил не превышают 1,5—2% Полные потери металла в закладочном материале составляют от 2,5 до 4% против 10—15% при обычной системе с раздельной выемкой

Вместо стальных листов в качестве настила успешно применялась старая конвейерная лента, позволяющая еще больше сократить затрату труда на укладку настила Изыскание дешевых материалов для гибкого настила, используемого в виде небольших рулонов длиной по 5—10 м, представляет важную задачу

Доставка жильной массы до рудоспусков при варианте системы, изображенном на рис 157, осуществляется пере-

лопачиванием или скреперованием. При мощности жилы не больше 10—15 см и прерывистом оруденении допустимо перекидывание руды лопатами на среднее расстояние до 8—10 м, если мощность жилы больше 15—20 см, то затраты труда оказываются большими.

Для сокращения трудоемкой работы по наращиванию в закладке деревянных рудоспусков и снижения потерь рудной мелочи руду на штрек выпускают по железным трубам (рис. 158).

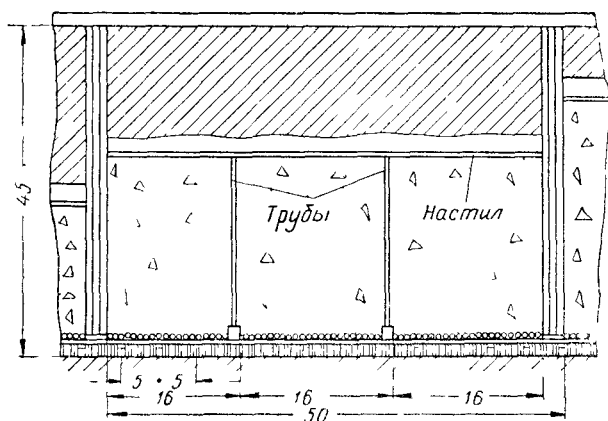


Рис 158 Вариант с выпуском руды по трубам

Трубоспуски диаметром 350—500 мм состоят из звеньев длиной по 1 м, соединяемых с помощью хомутов, которые охватывают стык двух звеньев и по два приваренных к каждому звену выступа Полукольца хомута стягиваются болтами

На рудниках Пршибрама (Чехословакия) для этой же цели применяют трубоспуски, состоящие из основной трубы диаметром 500 мм и двух приваренных к ней с противоположных сторон труб (ветвей) диаметром 500 или 350 мм. Внизу основная труба присоединяется к небольшому бункеру, расположенному над люковым затвором в штреке, а сверху она и ее ветви выходят в очистное пространство на расстоянии 4—5 м друг от друга

Отбойка в мешающих породах осуществляется восходящими шпурами с расстоянием между ними в 2—2,5 раза большим, чем по жиле

Если ширина выемочной щели по жиле превышает 0,35 м, приходится для полной закладки выработанного пространства 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 м для заполнения всего выработанного пространства закладочным материалом требуется подрывать толщ

боковых пород на ширину 0,85–0,95 м. 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. Очень слабые вмещающие породы могут оказывать сильное давление на закладку и препятствовать ее выпуску. Применению системы может препятствовать также склонность отбитых вмещающих пород к сплыванию.

Система разработки с магазинированием закладки имеет крупные преимущества перед обычной системой с отдельной выемкой

1) потери металла с рудной мелочью в закладочном материале снижаются с 10–15 до 2–4 %;

2) производительность труда забойных рабочих и соответственно скорость подвигания линии очистного забоя и добыча руды из блока увеличиваются в 1,5–2 раза благодаря

отсутствию трудоемких работ по наращиванию и обшивке рудоспусков, перекидке закладочного материала, устройству и переноске дощатого настила, а также благодаря прямолинейной линии забоя, обеспечивающей широкий фронт работ, удобство и возможность циклической организации работ.

Система разработки сплошным забоем по простиранию с закладкой применяется в очень тонких пологопадающих жилах и пластах. На руднике Галимы (Магаданская область) эта система дала хорошие результаты при разработке жил мощностью 0,2–0,5 м с углом падения 25–30°, залегающих в зоне вечной мерзлоты.

В блоке длиной 50–60 м и наклонной высотой 40 м проходят центральный восстающий и в обе стороны от него ведут выемку руды сплошным забоем по простиранию (рис. 159).

Первоначально обуривают и отбивают жилу, после чего подрабатывают вмещающие породы. Шпуров по жиле располагают через 0,4–0,5 м, приближая их через один то к лежащему, то к висячему боку. Во избежание потерь руды жилу вынимают,

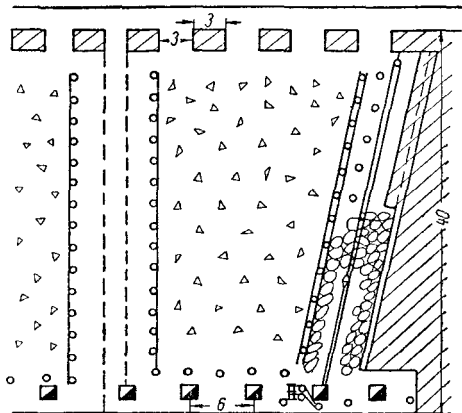


Рис. 159 Сплошная система разработки по простиранию с отдельной выемкой на руднике Галимы

сохраняя постоянное опережение щели над выемкой вмещающих пород на 0,5 м. Это способствует также образованию более узкой щели по жиле.

Отбитую жильную массу скрепером доставляют к рудоспускам, затем забой зачищают от рудной мелочи и отбивают вмещающие породы, оставляя их в очистном пространстве в качестве закладки. Если породы не хватает для полной закладки, то переходят на закладку полосами шириной 5—7 м с расстоянием между ними 3 м.

Для сокращения потерь от разброса жильной массы взрывами устанавливают в 3 м от линии забоя щиты из тонкого леса или металлическую сетку.

Эффективность системы характеризуется следующими показателями:

Производительность труда забойного рабочего по горной массе, $\text{м}^3/\text{смену}$	1,25
Разубоживание руды, %	10
Скорость подвигания линии сплошного забоя, $\text{м}/\text{месяц}$	6
Расход крепежного леса на 1 м^3 горной массы, м^3	0,013
Расход ВВ, кг	1,85

Несмотря на довольно низкую производительность труда, себестоимость концентратов на обогатительной фабрике снизилась на 20% (против валовой выемки).

На руднике Грутлвей (Южная Африка) сплошной системой с раздельной выемкой разрабатывают золотоносный конгломератовый пласт с углом падения около 6° и средней мощностью 36 см на глубине около 1500 м. Кровля пласта сложена устойчивыми кварцитами, и закладку применяют в связи с сильным горным давлением, а также для того, чтобы не выдавать пустую породу на поверхность.

Блок с наклонной высотой 200—250 м делят на три панели, каждую из которых разрабатывают сплошным забоем по простиранию (рис. 160). Первоначально вынимают среднюю панель, начиная от восстающего 1 и подвигаясь к обоям флангам блока, а затем — верхнюю и нижнюю панели в обратном направлении. Панельные штреки 2 проходят в лежащем боку пласта одновременно с очистной выемкой средней панели, опережая ее на 6—10 м.

Выемка руды — раздельная с шириной выемочной щели по пласту 0,5 м при высоте очистного пространства 1 м.

Для меньшего разлета руды в выработанное пространство при взрыве, шпурсы по пласту бурят перпендикулярно к линии очистного забоя, а вмещающие породы, наоборот — обуривают шпурами под острым углом к линии забоя, чтобы лучше использовать силу взрыва для отброса породы от забоя.

Отбитую руду скрепером 3 доставляют к нижнему панельному штреку, где ее погружают в вагонетки 4, откатываемые

к восстающему 1. Скреперную лебедку 5 мощностью 15 л. с. устанавливают на нижнем панельном штреке. Одновременно с уборкой руды эта же лебедка скрепером 6, укрепленным на хвостовом канате, доставляет пустую породу к месту возведения закладочных полос.

Для доставки руды по восстающему 1 к основному откаточному штреку пользуются мощной скреперной установкой с несколькими скреперами на одном канате.

Чтобы предотвратить попадание кусков пустой породы и руды в закрепленное очистное пространство, между линией забоя

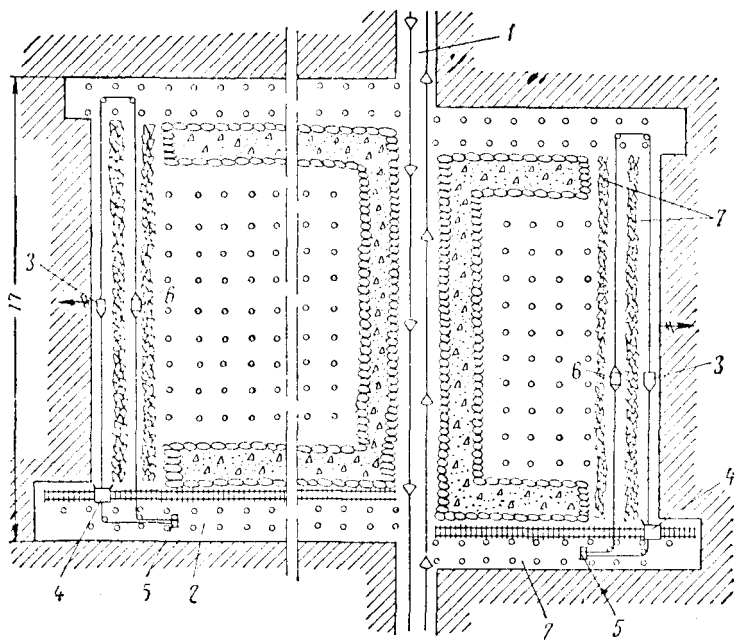


Рис. 160. Сплошная система разработки по простиранию с отдельной выемкой на руднике Грутлвей

и хвостовым канатом, а также между ним и выработанным пространством создают два параллельных вала из пустой породы 7. По мере подвигания линии очистного забоя образуют новый вал, а вал, примыкающий к выработанному пространству, убирают скрепером 6, закрепленным на хвостовом канате, к месту возведения породных полос.

Рассмотренный вариант сплошной системы безопасен и имеет небольшой объем подготовки. Механизация доставки руды и размещения закладки, широкий фронт отбойки, уборки руды и закладки обеспечили высокую производительность труда и интенсивность очистной выемки с небольшим разубоживанием руды.

Широко применяется сплошная система с отдельной выемкой руды и закладкой подрываемыми породами на известных Мансфельдских рудниках (ГДР) в пологопадающих ($3-7^\circ$) пластах медистых сланцев мощностью 15—40 см.

Более чем столетний опыт разработки этих месторождений и результаты широко проводимых в последние годы исследовательских работ по применению различных вариантов системы с отдельной 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.

На рис 161 показана схема одного из вариантов сплошной отдельной выемки с закладкой. Предварительно отбивают узкую щель руду — медистые сланцы, а затем подрывают кровлю, образуя очистное пространство высотой 0,8 м. Для отбойки используют шпуровые молотки — от 24 до 30 мм. Шпуровые молотки устанавливают на специальной каретке, перемещаемой на роликах. При бурении используются автоподатчики. За смену одним молотком выбуривают 60—80 шпуров глубиной 1,2—1,5 м

Шпуровые молотки по руде располагают чаще, чем по породе, чтобы сократить объем буровых работ и получить при отбойке пустую породу в более крупных кусках, так как это облегчает отделение ее от руды и возведение закладочного массива.

Прежде руду доставляли до промежуточного штрека вдоль линии очистного забоя только в вагонетках емкостью 0,1 м³ (150 кг). Многолетняя практика доставки руды в вагонетках привела к распространению варианта сплошной системы с отдельной выемкой по восставанию (см. рис. 161).

В последние годы на Мансфельдских рудниках были прове-

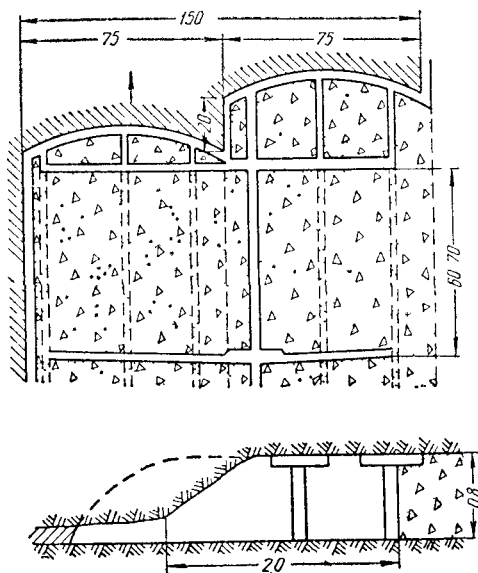


Рис 161. Сплошная система разработки с отдельной выемкой по восставанию (рудники Мансфельда)

дены широкие экспериментальные работы по усовершенствованию способов доставки.

Из новых способов хорошие результаты показала доставка передвижными пластинчатыми конвейерами. Конвейерам придают соответствующий радиус кривизны и располагают их вдоль линии забоя.

Оригинальный способ доставки руды из забоя по монорельсу (рис 162) также оказался более эффективным, чем доставка в вагонетках.

Сущность его состоит в следующем. Поезд, состоящий из трех-четырех небольших вагонеток 1 (длина вагонетки 1195 мм,

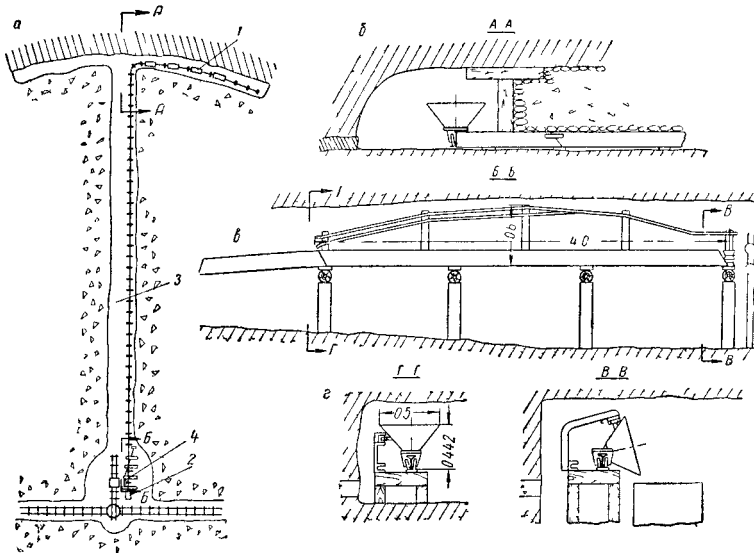


Рис 162 Доставка руды по монорельсу на рудниках Мансфельда
a — общий вид *б* — монорельсовая вагонетка в забое *в* — разгрузочная площадка, *г* — начальное и конечное положение вагонетки на разгрузочной площадке

ширина 500 мм), движется по рельсу с помощью скреперной лебедки 2 и троса, направляемого роликом в конце линии забоя. Лебедка оборудуется автоматическим закрепленным приспособлением, которое регулирует скорость передвижения вагонеток вдоль линии очистного забоя, по панельному штреку 3 и у опрокида 4.

Производительность труда в забоях с монорельсовой доставкой возросла по сравнению с доставкой в вагонетках на 15—20%.

Одним из особых преимуществ конвейерной и монорельсовой доставки является сокращение объема работ по проходке подготовительных выработок.

Производительность труда забойного рабочего по горной массе на Мансфельдских рудниках составляет 1,5—2,5 м³/смену. Скорость подвигания линии очистного забоя от 15 до 30 м/месяц.

Наряду с указанными способами доставки на рудниках внедряется скреперная доставка вдоль прямолинейных забоев.

§ 10. Системы разработки с закладкой полосами по восстанию

Эти системы разработки получили применение 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. Полосы вынимают с опережением 4—10 м одна над другой, начиная от одного из флангов блока.

Ширина полосы выбирается с учетом горногеологических условий и обычно бывает не менее 6 м и не более 12 м.

Характерный вариант системы разработки полосами по восстанию применяется на руднике «Любовь» (Забайкалье). Золотосодержащие кварцевые жилы имеют среднюю мощность 0,2—0,5 м,

угол падения 15—40°. Породы висячего бока — сланцы, неустойчивые.

Ширина полос 6—8 м (рис. 163). Из них 4—6 м закладывают пустой породой и 2 м остаются для прохода людей и доставки отбитой руды к откаточному штреху.

Руду отбивают шпурами глубиной 1,2—1,5 м отдельно от породы или вместе с ней в зависимости от характера контакта рудного тела. Отсортированную пустую породу оставляют в качестве закладки в очистном пространстве.

Кровлю около забоя поддерживают стойками или рамами на двух стойках, располагаемых через 1—2 м. Руда доставляется скрепером или по металлическим желобам.

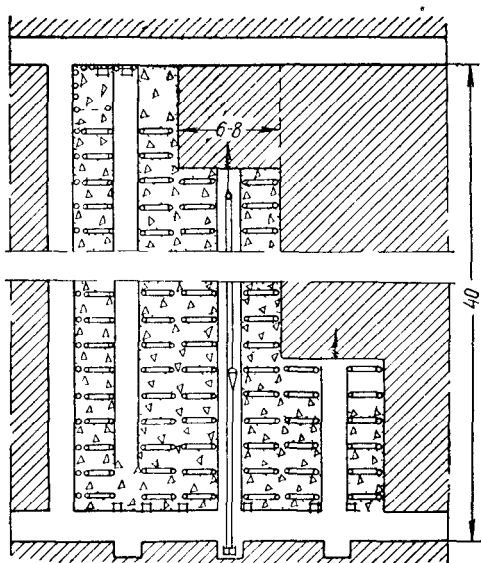


Рис. 163. Система разработки полосами по восстанию с креплением и закладкой

Некоторые показатели системы:

Производительность труда забойного рабочего по жильной массе, $\text{м}^3/\text{смену}$	0,85
Скорость продвижения забоя, $\text{м}/\text{месяц}$	6—10
Разубоживание руды, %:	
до сортировки	50—60
после сортировки	25—30
Расход крепежного леса на 1 м^3 выданной руды, м^3	0,08

На Северочешских рудниках (Чехословакия) полосами по восстанию разрабатывают кварцевую жилу мощностью 0,2—0,6 м, с углом падения 13—18°.

Особенность применяемого варианта системы — выемка широкими полосами блока большой длины объясняется устойчивостью кровли, представленной гранитом. Выработанное пространство закладывается здесь не столько с целью поддержания, сколько для оставления под землей отбиваемой вместе с рудой пустой породы.

Блок с наклонной высотой 100 м и длиной 90—120 м делят на полосы шириной 12 м (рис. 164).

По границе между полосами с небольшим опережением над очистной выемкой проходят восстающие шириной 1,8 м.

Сначала отбивают под жилой слой пустых пород высотой 0,6—1 м и глубиной 1,5 м, а затем — обнаженную жилу. Разубоживание руды при отбойке не превышает 30%. Для облегчения закладочных работ шпурсы по пустой породе располагают таким образом, что силой взрыва до 60% породы отбрасывается к месту закладочных работ.

В закладочном материале между полосами выкрепляют рудоспуски 1, по которым отбитая руда доставляется к штреку скрепером или по желобам.

Для облегчения доставки руды в блоке большой наклонной высоты и улучшения вентиляции в закладочном материале выработанного пространства выкрепляют подэтажный штрек 2, по которому руду доставляют до вертикального рудоспуска 3, входящего на кварцлаг 4 откаточного горизонта.

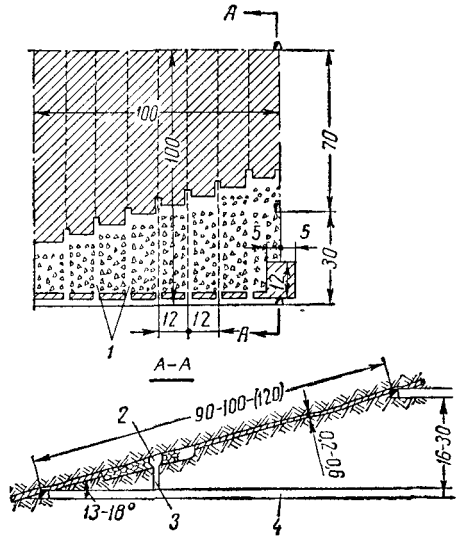


Рис. 164. Система разработки с отдельной выемкой руды полосами по восстанию (Северочешские рудники)

На рис. 165 изображен вариант системы разработки полосами по восстанию, показавший хорошие результаты в пологопадающих жилах на рудниках Хрустальнинского комбината (Приморский край).

Особенность, отличающая его от описанных выше вариантов, заключается в наклонном положении линии забоя, применении железных листов для покрытия также наклонной поверхности закладочного материала. По железным листам руда скатывается в рудоспуски, выкрепленные в закладочном материале.

Применение этого варианта вместо сплошной выемки по восстанию позволило увеличить производительность труда забойного рабочего с 0,85—1,0 до 1,4 $m^3/смену$ горной массы и сократить разубоживание руды с 30—40 до 18%.

§ 11. 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.

При разработке мощных месторождений, когда не требуется сохранять земную поверхность, предпочтение отдают, как правило, системам с обрушением — слоевым или подэтажным.

Гибкость систем с закладкой, позволяющая вести разработку месторождений, нарушенных сбросами и трещинами, ветвящихся, содержащих прослойки 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, где возникает сильное горное давление.

К числу других достоинств систем относятся:

1) 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;

2) безопасность работ в очистном забое; безопасность системы в пожарном отношении, что особенно существенно для руд, склонных к возгоранию;

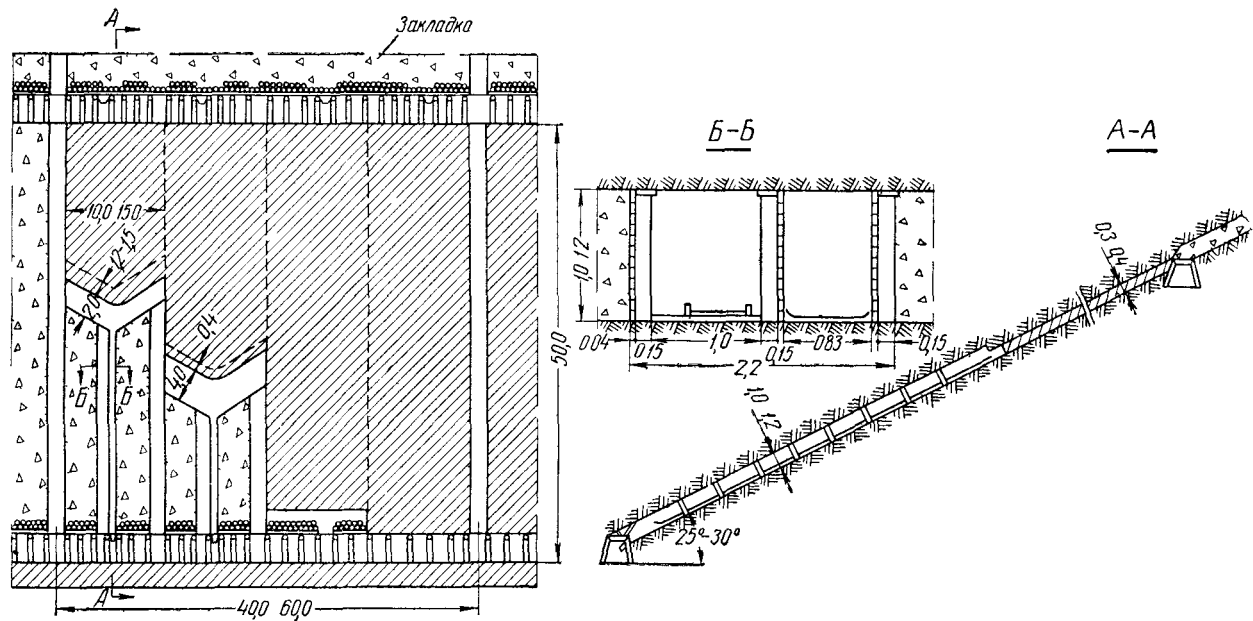


Рис. 165. Система разработки с раздельной выемкой руды полосами по восставию

3) возможность одновременной разработки нескольких этажей или подэтажей, что позволяет интенсивно вести выемку и обеспечивать значительную добычу при малой рудной площади.

Из числа недостатков особенно существенны:

1) высокая стоимость закладки, когда закладочный материал приходится добывать 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;

2) увеличенные расходы по креплению и поддержанию выработок, находящихся в закладочном материале или под ним;

3) очень большие потери рудной мелочи в закладочном материале при недостаточно тщательном настиле.

Глава X

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. Общая характеристика и условия применения

К этому классу относятся две группы систем разработки: 1) с усиленной распорной и станковой крепью; 2) с каменной и комбинированной крепью.

Закладка для цели поддержания здесь используется и производится иногда частично лишь для того, чтобы оставить в выработанном пространстве пустую породу, добытую попутно с рудой. Иногда поддержание очистного пространства вместе с крепью осуществляется междуэтажными и междублоковыми целиками.

В отличие от систем разработки с открытым очистным пространством, где крепь используется в качестве вспомогательного средства поддержания или как платформа для работающих, системы разработки с креплением характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания 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, однако в практике системы с креплением без закладки применяют только в жильных месторождениях мощностью до 3—4 м, редко больше. Это объясняется в основном тем, что поддержание очистного пространства одной крепью с увеличением мощности усложняется, а при слабых боковых породах становится практически невозможным.

Напротив, системы с креплением и закладкой наиболее характерны для мощных месторождений неправильной формы вследствие присущей этим системам легкости следования за самыми прихотливыми контурами рудного тела и возможности обработки его секциями любых размеров.

Неустойчивость боковых пород служит главной причиной замены систем с открытым очистным пространством системами с креплением. Имеется много переходных разновидностей между системами этих классов. Постепенно усиливая и усложняя простую распорную крепь, применяемую при потолкоуступной системе с открытым очистным пространством, последнюю превращают в систему с креплением. Если же давление вмещающих пород возрастает настолько, что одна крепь ему противостоять не может, очистную выемку ведут с креплением и закладкой. В отношении устойчивости вмещающих пород системы с креплением занимают промежуточное место между системами с открытым очистным пространством и системами с креплением и закладкой.

Руду с включением рыхлых разностей, сильно разбитую трещинами, со слабыми прослоями также нельзя разрабатывать системами с открытым очистным пространством или с закладкой, если даже бока сравнительно устойчивы. В этом случае системы с креплением конкурируют с системами следующего класса — с креплением и закладкой или со слоевым и подэтажным обрушением.

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 простирацию. Выемка с креплением сверху вниз применяется очень редко, в исключительных случаях, так как сопряжена с опасностью, требует сплошной затяжки боков, очень сложна и трудоемка.

Общий порядок очистной выемки при системах с различными видами крепи остается более или менее постоянным, а изменяются только отдельные приемы работ в зависимости от характера рудного тела и боковых пород.

§ 2 Системы разработки с усиленной распорной и станковой крепью

Системы с усиленной распорной крепью применяются только для разработки месторождений небольшой мощности — до 3—4 м, очень редко больше.

Типичные схемы очистной выемки в крутопадающей жиле показаны на рис. 166 и 167.

Этаж высотой 30—40 м делится восстающим 1 на блоки длиной по 30—50 м. Очистную выемку обычно развивают в обе стороны от восстающего, поэтому последний оказывается посередине длины блока. При неравномерном оруденении восстающий по возможности располагают с таким расчетом, чтобы на границе соседних блоков можно было оставить целик из бедной руды. Обработка рудных тел большой длины без оставления

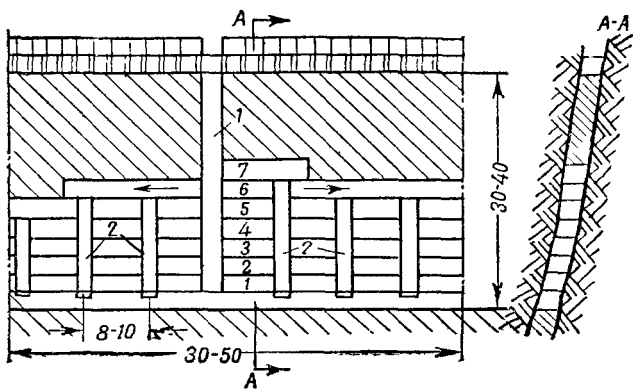


Рис. 166. Схема разработки горизонтальными слоями с усиленной распорной крепью (1—7 порядок отработки слоев)

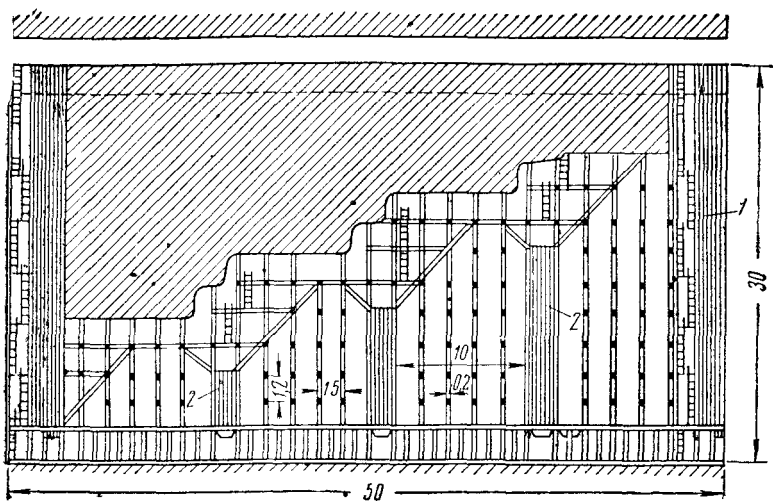


Рис. 167. Потолкоуступная выемка с усиленной распорной крепью

междублоковых целиков возможна только в устойчивых вмещающих породах, когда не проявляется значительное горное давление. Поэтому данную систему применяют чаще в месторождениях, где промышленные участки небольшой длины чередуются по простиранию с безрудными участками.

Увеличивать высоту этажа свыше 40—45 м нецелесообразно, так как при этом усложняется доставка крепежного материала, усиливается давление на крепь и в результате увеличения времени отработки блока возрастают расходы на ремонт крепи.

Очистная выемка состоит в последовательной отработке по простиранию горизонтальных слоев высотой 2,2—3 м (см. рис. 166) или уступами (см. рис. 167).

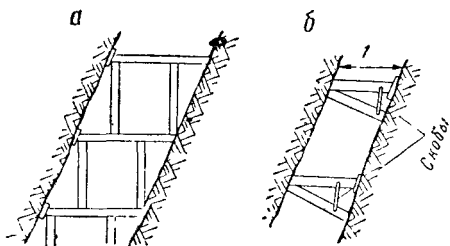


Рис. 168. Горизонтальные распорки

При неустойчивых боках или руде крепь устанавливают сразу вслед за выемкой. В этом случае условия работ в первом, втором, третьем и т. д. слоях существенно не различаются. Шпурсы бурят с настила,

укладываемого на крепь нижележащего слоя. Если постоянная крепь сооружается с отставанием от выемки, то настил укладывают на временных распорках.

Отбитая руда падает на постоянный, хорошо пригнанный настил и затем после разборки забоя убирается в рудоспуски 2, наращиваемые через 8—10 м. По очистному пространству руду перепускают редко, так как это вызывает поломку крепи.

Приемы отбойки и доставки руды видоизменяются в зависимости от ее крепости и способа крепления. Для облегчения перекидки руды до рудоспусков иногда пользуются решетами. Общий вид выемки с усиленной распорной крепью и доставкой руды до рудоспусков по решетам изображена на рис. 167.

При крутом падении и недостаточно устойчивом лежащем боке в рудных телах мощностью от 2 до 3—4 м применяют крепление, изображенное на рис. 168, а. Горизонтальный настил для работы забойщиков значительно удобней, чем наклонный.

На рудниках комбината Североникель применение распорной крепи подобной конструкции было вызвано исключительной твердостью боковых пород и трудностью образования в них лунок, а кроме того, наличием в лежащем боку крупных заколов. Горизонтальная распорка с подкосом, схваченным скобой, изображенная на рис. 168, б, позволяет в таких условиях значительно сократить расход леса.

Усиленная распорная крепь с вертикальными стойками и укосами, представленная на рис. 169, сооружается под неустойчи-

вым висячим боком. За укосы в случае необходимости укладывают затяжку; руду в кровле также можно поддерживать затяжкой.

На рис. 170 изображена усиленная распорная — батарейная крепь, которую применяли на руднике Холтосон (Забайкалье) при разработке жил с углом падения $30\text{--}65^\circ$ и мощностью, изменяющейся от $1\text{--}2$ до $7\text{--}10$ м. Руда крепкая, вмещающие породы имеют тектонические нарушения и в зоне мощностью $0,5\text{--}2$ м, непосредственно примыкающей к жиле, сильно метаморфизованы и неустойчивы.

Конструкция крепи понятна из рисунка. Длина распорок достигает в отдельных местах $5\text{--}7$ м. Расход крепежного леса на 1 м^3 выработанного пространства от $0,08$ до $0,12\text{ м}^3$.

Установка такой крепи очень трудоемка, поэтому ею пользуются только в особых специфических условиях, таких, как на руднике Холтосон, когда разработку с магазинированием руды, с закладкой выработанного пространства или с обрушением применять нельзя.

Рассмотренные виды крепи представляют последовательное развитие простейшей конструктивной формы — стойки или распорки — до усиленной комбинированной крепи с укосами, подхватами, затяжкой.

Расстояние между рядами распорок и между распорками в ряду зависит от величины давления пород, размеров поддерживаемого очистного 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.

При крутом падении расстояние между распорками в ряду по горизонтали обычно принимают $1\text{--}2$ м и по вертикали — между рядами $1,8\text{--}2,5$ м; диаметр распорок $160\text{--}250$ мм, редко больше.

Вместо толстых одиночных распорок иногда пользуются кустовым креплением, представляющим несколько установленных рядом распорок.

Описанные конструкции крепи обладают различной податливостью, так как у деревянной крепи податливость зависит главным образом от наличия в ее конструкции элементов, работаю-

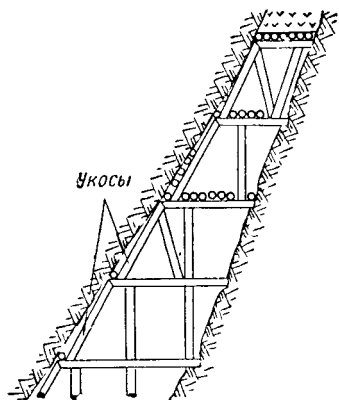


Рис. 169. Усиленная распорная крепь

ших на сжатие поперек волокон (подкладки, подлапки, подхваты, затяжки). Чем больше этих элементов в конструкции и чем они толще, тем больше податливость крепи.

В очистных выработках, где проявляется сильное первичное давление, на податливость крепи должно быть обращено особое внимание, так как иначе крепь будет подвергаться поломкам. Помимо введения в конструкцию крепи элементов, работающих на сжатие поперек волокон, в практике иногда прибегают к заострению одного из концов распорки. Иногда лунки на половину

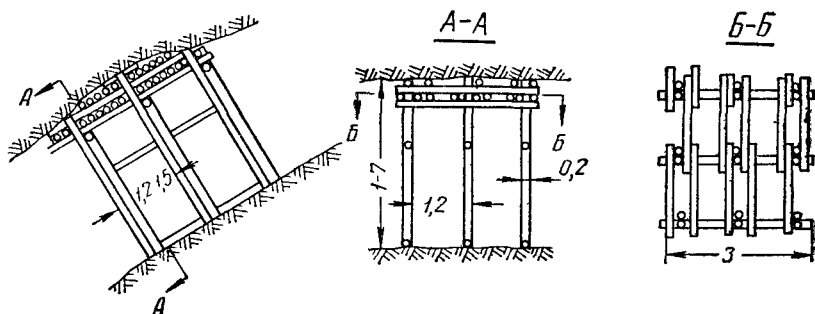


Рис. 170. Конструкция усиленной распорной крепи на руднике Холтосон

их глубины засыпают мелочью или мягкой породой, которая под давлением спрессовывается, благодаря чему крепь несколько уступает первичному горному давлению, не теряя своей прочности.

В месторождениях мощностью свыше 4—5 м, когда усиленная и составная распорная крепь становится очень сложной и дорогой, применяют станковую крепь. В литературе ее часто называют квадратными окладами.

Размер станка крепи характеризуется его высотой (по длине стойки), шириной (по длине верхняка) и длиной (по длине распорки).

Высота стоек обычно 2,00—2,25 м, а размеры верхняков и распорок 1,5—2 м, в среднем 1,8 м.

Большие станки сокращают расход леса, но крепь становится тяжелой, удорожается ее доставка, затрудняется установка и управление кровлей.

Элементы станка изготавливаются из круглого леса, квадратных или прямоугольных брусьев. Редко применяют комбинированные элементы: круглые стойки и прямоугольные верхняки и распорки.

Станки из квадратных или прямоугольных брусьев более удобны для изготовления замка, а также устройства настила и обшивки. Замок из круглого леса, равноценный по прочности

замку из прямоугольного леса, должен иметь сечение элементов примерно на 40% больше. Достоинство круглого леса — его более низкая стоимость.

Для станков из брусьев нужен более крупный лес, так как значительная часть древесины опиливается. Круглый лес диаметром 15—40 см имеет такую же прочность на сжатие и изгиб, как квадратный брус со стороной квадрата на 2,5 см меньшей диаметра круга.

Сечение прямоугольных стоек и верхняков принимают 20×20, 25×25, 25×25 и редко 30×30 см. Стойки обычно толще верхня-

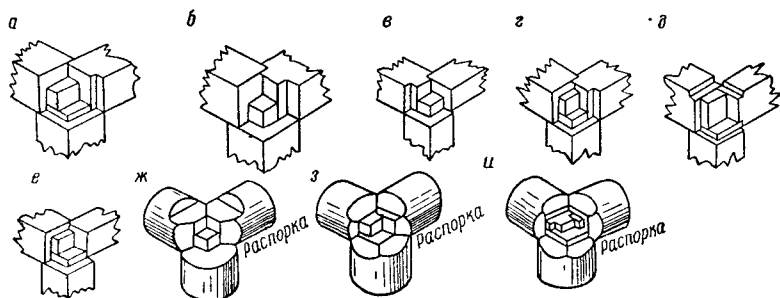


Рис 171. Соединение элементов станковой крепи

ков и распорок или стойки и верхняки одинаковые, а распорки тоньше на 2—5 см. Диаметр круглых элементов обычно не превышает 20—30 см.

Многочисленные конструкции замков прямоугольной станковой крепи можно разделить на два основных типа. 1) со стыком шипов у стоек (рис. 171, б, в) и 2) со стыком шипов у верхняков (рис. 171, а, г, д, е).

Принято считать, что соединение первого типа целесообразно при сильном давлении сверху, а второго типа — при сильном боковом давлении. Однако на самом деле при всех условиях соединение со стыком шипов у верхняков обладает большей прочностью и дает меньшую и равномерную осадку.

При изготовлении станков из круглого леса чаще пользуются такими же способами соединения, как и при изготовлении из прямоугольного леса, обрабатывая концы каждого элемента по форме квадрата, или же применяют так называемую косую заделку (рис. 171, ж, з, и).

Элементы крепи заготавливаются на поверхности на специальных машинах.

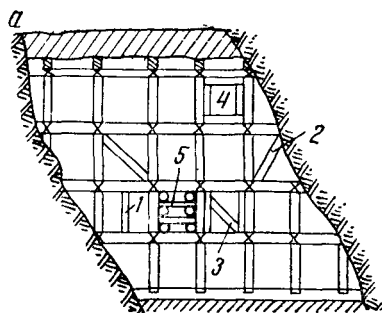
Станковая крепь возводится с почвы основного горизонта или очистного забоя.

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.

По кровле крепь расклинивают или покрывают затяжкой. В качестве настила обычно используют доски. Особенно тщательный настил во избежание потерь руды необходим при разработке с закладкой и ценной руде, дающей в процессе отбойки много мелочи.

В местах, где наблюдается повышенное давление и крепь может деформироваться, ее усиливают дополнительными элементами в виде стоек 1 (рис. 172, а), укосин 2, стоек с укосинами 3, полных крепежных рам 4 и костров 5.



Станковая крепь без закладки, особенно в широких забоях, неспособна выдерживать сильное горное давление. Поэтому системы со станковой крепью без закладки применяются в относительно устойчивой руде и боковых породах. Невозможность замены их более

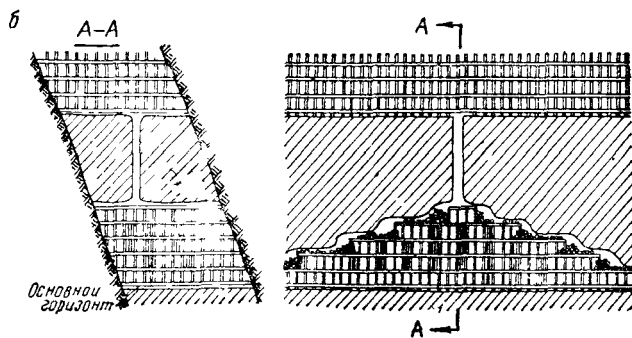


Рис. 172. Разработка мощного месторождения со станковой крепью без закладки

эффективными системами с открытым очистным пространством или с магазинированием руды может быть вызвана: недостаточно крутым углом падения или непостоянством его и местным выполаживанием рудного тела; неправильной формой рудного тела и наличием ответвлений от него, резкой переменной мощности; наличием тектонических нарушений, смещающих одну часть рудного тела по отношению к другой; наличием в рудном теле прослоев или включений пустой породы, которую необходимо оставлять в очистном пространстве.

Только в таких довольно редких условиях может оказаться целесообразной разработка мощного месторождения со станковой крепью без закладки. Общий вид данной системы представлен на рис. 172, б.

Линия забоя по сравнению располагается потолкоуступно. Каждым уступом обрабатывается слой шириной, равной всей мощности рудного тела, и высотой в один, редко в два, станка.

Блок длиной 30—40 м обслуживается восстающим, предназначенным для передвижения, доставки крепежного леса и вентиляции.

На основном горизонте рудное тело вынимают по всей мощности с креплением станками; откаточные пути прокладывают через каждые два-три станка.

В нетрещиноватой руде уступ можно обуривать снизу вверх телескопными молотками, закрепляя забой с отставанием от выемки на 6—8 м, а в сильнотрещиноватой руде — горизонтальными шпурами.

Отбитая руда сгребается в рудоспуски, расположенные через каждые два-три станка и обшитые внутри досками.

Уступы отстают один от другого на 10—12 м, что позволяет работать одновременно во всех уступах блока. Обыкновенно работа чередуется: когда в одном уступе бурят, в другом (соседнем) убирают руду и крепят.

Описание деталей системы ввиду малого ее распространения в практике опускаем.

В пологопадающих месторождениях разработка с усиленной распорной крепью в отличие от крутопадающих месторождений применяется не при потолкоуступной, а при сплошной выемке по простиранию или по восстанию (редко по падению или радиально).

При сплошной выемке по простиранию длина блоков принимается от 50 до 150 м, наклонная высота этажа (или подэтажа, панели) от 30 до 100 м. Восстающий располагают на фланге блока, и в этом случае очистная выемка является односторонней, или посередине блока, что позволяет вести выемку блока более интенсивно в двух направлениях. Прямолинейный очистной забой располагают перпендикулярно к штреку или под некоторым углом и обуривают сразу по всей длине или участками.

Рассмотрим характерные варианты сплошной системы разработки с усиленной распорной крепью на конкретных примерах.

На руднике Балей (Забайкалье) этой системой разрабатывали кварцевые золотосодержащие жилы мощностью от 0,2 до 2 м, с углом падения от 5 до 45° (в среднем 25°). Жилы короткие — по 50—100 м, редко до 250 м, имеют безрудные перерывы и часто нарушены сбросами с амплитудой от нескольких сантиметров до 3—5 м и более.

Кровля в общей массе относительно устойчива, но отслаивается и дает крупные заколы.

Общий вид системы разработки представлен на рис. 173.

Руду отбивают шпурами глубиной 1,5 м и доставляют скрепером к подэтажному штреку. Лебедку первоначально устанавливают в штреке за пределами блока и руду скреперуют под углом, а затем — в нише против середины блока. По подэтажному штреку до погрузочной платформы руду доставляют второй скреперной установкой.

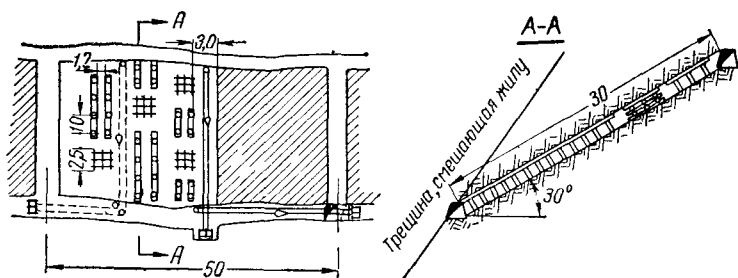


Рис. 173. Система разработки со сплошной выемкой по простиранию и усиленной крепью (рудник Балей)

Кровлю очистного пространства поддерживают распорной крепью, крепежными рамами, местами с затяжкой, и кострами. Постоянная крепь отстает от линии забоя на 2 м.

Основные показатели по системе:

Производительность труда бурильщика, $\text{м}^3/\text{смену}$	10
Производительность труда забойного рабочего, $\text{м}^3/\text{смену}$	2
Средняя скорость подвигания забоя, $\text{м}/\text{месяц}$	8—10
Расход крепежного леса на 1 м^3 горной массы, м^3	0,09
Разубоживание руды, %	34

Сплошная система по простиранию обеспечила лучшие показатели, чем ранее применявшаяся система с выемкой по восстанию

На Октябрьском руднике (Алтай) подобную систему применяли в пологопадающих жилах мощностью около 1 м.

Отличие от описанной выше системы состояло в установке (через 1,5 м) распорной крепи с подхватами под кровлей и оставлении надштрековых и подштрековых целиков.

Полученные средние показатели:

Производительность труда бурильщика, м^3	8,15
Производительность труда забойного рабочего, м^3	1,5
Расход крепежного леса, м^3	0,04
Скорость подвигания забоя, $\text{м}/\text{месяц}$	10—12
Разубоживание руды, %	20
Потери, %	8

На рис. 174 представлена сплошная система разработки по восстанию с усиленной распорной крепью, применяемая на руднике Корнкопия (США) в жилах с углом падения 38° и мощностью $0,7\text{--}1,2\text{ м}$. Породы кровли в общей массе устойчивы, но непосредственная кровля дает заколы и отслоения.

Сущность системы, конструкция крепи и способ доставки руды понятны из рис. 174. Передвижную скреперную лебедку 1

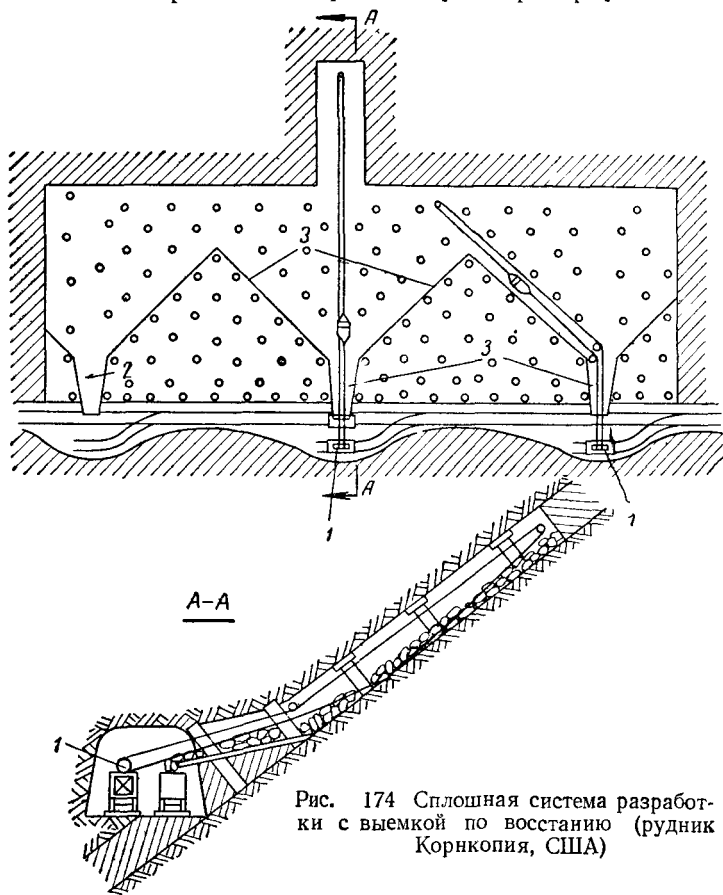


Рис. 174 Сплошная система разработки с выемкой по восстанию (рудник Корнкопия, США)

монтируют на раме рудничной вагонетки и устанавливают на рельсах в расширенной части штрека против рудоспуска. В блоке оборудуют три рудоспуска 2 — посередине и по флангам на расстоянии $20\text{--}25\text{ м}$ друг от друга

Распорную крепь устанавливают регулярно рядами через 2 м . По мере подвигания очистной выемки устраивают крыльчатые сьаты 3, что обеспечивает концентрацию руды на скреперных дорожках и увеличивает производительность скреперования

§ 3. Системы разработки с каменной и комбинированной крепью

Конструктивно эти системы мало отличаются от рассмотренных выше сплошных систем с усиленной распорной и рамной крепью. Замена деревянной крепи каменной или комбинированной обычно вызывается высокой стоимостью леса и наличием дешевых материалов для каменной крепи, а иногда (например, при разработке на больших глубинах) наличием очень сильного горного давления.

На отечественных рудниках каменную крепь прежде применяли только в виде сухой кладки столбов или полос в комбинации с деревянной крепью. В последние годы наблюдается переход

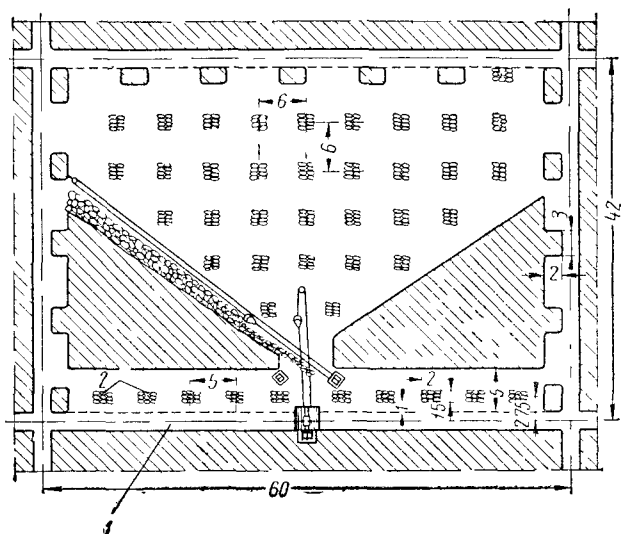


Рис. 175. Сплошная система разработки с радиальной выемкой и каменной крепью (рудник Дженичке)

на каменную кладку столбов на цементном растворе. Накопленный опыт на рудниках Дженичке и Лянгар (Средняя Азия) и за рубежом показал преимущество такой крепи.

На руднике Дженичке (Средняя Азия) разрабатываются пластообразные скарновые рудные тела мощностью в среднем 1—2 м, с углом падения от 15 до 45°, залегающие на контакте гранитного массива с мраморизованными известняками висячего бока, трещиноватого и недостаточно устойчивого.

Разработка ведется сплошной системой с радиальной выемкой (рис. 175) и поддержанием пород висячего бока столбами из бутовой кладки на цементном растворе.

Очистная выемка состоит из трех стадий. Вначале вынимают над штреком 1 полосу руды шириной 5—10 м и возводят бутовые

столбы 2 размером $2 \times 1,5$ м через 3 м (между стенками столбов). Большая часть руды отбрасывается взрывом в штрек, где грузится погрузочной машиной в вагонетки. Часть руды приходится скреперовать к штреку.

Одновременно приступают ко второй стадии очистной выемки, для чего в середине блока вынимают по восстанию полосу шириной 6—8 м до верхнего штрека. Основную часть блока вырабатывают сплошным веерообразным забоем с общим подвиганием линии забоя по падению.

Отбитую руду доставляют одним скрепером до основной скреперной дорожки, а по ней — другим скрепером (который ранее использовался при выемке центральной полосы) до штрека.

В первую стадию извлекают 20—25% запаса блока, во вторую 15—20% и в третью 55—60%.

Для кладки столбов используют отсортированную в забоях пустую породу. На 1 м^3 добытой руды расходуется $0,023 \text{ т}$ цементного раствора (отношение цемента и песка 1 : 6) и $0,005 \text{ м}^3$ крепежного леса.

Основные показатели при сплошной радиальной системе оказались заметно лучшими, чем при ранее применявшейся камерно-столбовой системе. Производительность труда забойных рабочих возросла вдвое — с 1,3—1,5 до 2,7—3 м^3 .

Недостатком радиальной выемки является постоянное изменение длины и направления забоев, что нарушает организацию работ, необходимость двойного скреперования и трудоемкость возведения породных столбов.

Подобная же система, но с поддержанием бутовыми столбами в сочетании с рудными целиками, дала хорошие результаты на руднике Лянгар.

На рудниках Южной Африки (Ранд) при разработке сплошными системами пологопадающих золотоносных пластов конгломерата на большой глубине широко применяются различные виды каменной крепи: сплошные бетонные колонны или состоящие из дисков, столбы и полосы из сухой породной кладки, иногда в сочетании с бетонными колоннами и кострами, металлические стойки и др.

Прежде на рудниках Ранда разработку вели с оставлением рудных целиков (частично обрабатываемых во вторую стадию). Современные варианты систем возникли в связи с появлением на больших глубинах горных ударов и породных взрывов. Было установлено, что наиболее эффективное средство предотвращения этих явлений — производство очистной выемки без целиков. Вместо рудных целиков всячий бок стали поддерживать столбами, сложенными из кусков пустой породы, металлическими стойками и разборными кострами. Породные столбы, обладая податливостью, позволяют управлять процессом оседания пород всячего бока, отдалают момент их массового оседания.

Характерный пример современной сплошной системы, применяемой на южноафриканском руднике Моддер на глубине свыше 2000 м, изображен на рис. 176.

Золотоносные пласты конгломерата имеют выдержанную мощность — около 1,5—1,8 м и угол падения от 10 до 20°.

Этаж с наклонной высотой около 200 м разделяется на три подэтажа по 60 м и надштрековый целик около 20 м.

Очистная выемка начинается от наклонного восстающего,

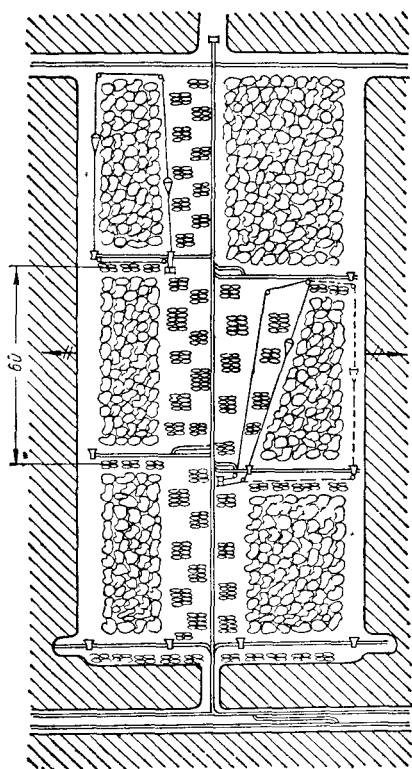


Рис. 176. Сплошная система разработки по простиранию с частичным магазинированием руды и усиленной крепью на руднике Моддер (Южная Африка)

пройденного посредине длины выемочного участка. Восстающий оборудуют приспособлениями для спуска руды в вагонетках по рельсовому пути. Иногда с верхнего подэтажа руду поднимают лебедкой на верхний откаточный штрек, а с двух нижних подэтажей — спускают на нижний откаточный штрек.

От восстающего через каждые 60 м прокладывают в обе стороны откаточные рельсовые пути. Для укладки рельсов приходится подрывать породы лежащего бока так, чтобы можно было загружать вагонетки скрепером через погрузочные люки.

Выемку каждого подэтажа ведут сплошным прямолинейным забоем. Руда взрывом отбрасывается на 4—5 м от забоя и располагается параллельно ему широким навалом, который предотвращает разброс руды при новых взрывах и создает удобные условия для сортировки.

Периодически 30—40% отбитой руды удаляют со стороны забоя скрепером. С обратной стороны навала производят

сортировку руды; отсортированную пустую породу используют для сооружения столбов. Руду скреперуют до откаточного пути, грузят в вагонетки и откатывают их до восстающего. По восстающему вагонетки с рудой спускают на нижний откаточный штрек или поднимают на верхний.

Замагазинированная руда не служит средством поддержания кровли, так как не достигает ее. Временно кровлю поддерживают кострами и металлическими стойками. Стойки изготовляют из рельсов и для придания им податливости нижним концом опирают на металлическую подкладку, уложенную в трубу с песком. Около одного сплошного забоя находится в работе примерно 400 стоек, установленных в восемь рядов: два — в призабойном пространстве, четыре — в замагазинированной руде и два — в выработанном пространстве, где производится сортировка и уборка руды.

Постоянной крепью служат столбы диаметром 1,8 м, выложенные из кусков пустой породы. Сооружаются они следующим образом: по периферии столба заранее устанавливают несколько стоек, к которым прикрепляют металлическую сетку, после чего огражденное пространство заполняют крупными кусками пустой породы.

На руднике Оуто-Кумпу (Финляндия) с большим успехом применяли для поддержания открытых камер бетонные столбы вместо рудных. Бетонную смесь готовили на поверхности, грузили в автосамосвалы и доставляли к металлическому бункеру, из которого она по скважине диаметром 150 мм, а затем по трубам меньшего диаметра поступала к месту использования — в камеры. Через 2—3 месяца после сооружения столба прочность бетона на сжатие достигала 20—30 кг/см². Бетонные столбы при выемке целиков хорошо выдерживали давление.

§ 4. Оценка систем разработки с креплением очистного пространства

Главная особенность и главный недостаток систем с креплением — большой расход крепежных материалов и трудоемкость работ по креплению.

Анализ показателей по большому числу рудников позволяет установить, что трудоемкость крепежных работ (включая затрату труда на доставку крепежного материала) составляет от 25 до 60% от общей трудоемкости очистной выемки. Соотношение производительности труда бурильщика и забойного составляет 5:1 до 10:1 и даже 12:1 (наибольшие цифры относятся к пологопадающим месторождениям, где очень высока также трудоемкость доставки руды).

Загромождение очистного пространства крепью затрудняет механизацию доставки руды, а значительная затрата времени на крепление является причиной низкой интенсивности очистной выемки.

В отношении потерь и разубоживания руды системы с креплением мало отличаются от систем с открытым очистным пространством. Однако в рудных телах с очень небольшой мощ-

ностью представляется возможность сортировки руды и оставление части отбитой пустой породы в выработанном пространстве. Благодаря этому разубоживание руды можно существенно сократить.

Сравнительная безопасность работ, возможность благодаря гибкости системы обрабатывать рудные тела в очень сложных горногеологических условиях с малыми потерями и разубоживанием составляют главные достоинства систем с креплением, оправдывающие их применение в некоторых случаях.

Дальнейшее усовершенствование систем данной группы в пологопадающих рудных телах должно идти в основном по пути применения комбинированной (каменной, бетонной, металлической, штанговой) крепи, широкого использования энергии взрыва для доставки руды путем отброса и изыскания новых средств механической доставки, в частности самоходного оборудования, пневматического и гидравлического транспорта.

Глава XI

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА

§ 1. Общая характеристика систем

Область применения систем данного класса шире, чем описанных выше систем с креплением без закладки. В то время как последние 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 эти системы при неправильных контурах рудного тела и наличии в нем крупных включений и прослоев пустых пород.

В СССР системы с креплением и закладкой были распространены прежде главным образом на медных и полиметаллических рудниках. В настоящее время удельный вес систем с креплением и с закладкой в цветной металлургии СССР резко снизился за счет перехода на системы с обрушением. На железных рудниках СССР эти системы вообще 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:

- 1) системы разработки горизонтальными слоями и уступами по простиранию;
- 2) системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками,
- 3) сплошные системы разработки.

Условия применения систем каждой группы имеют существенные различия, поэтому приведем их в процессе рассмотрения систем.

§ 2. Системы разработки горизонтальными слоями и уступами по простиранию с креплением и закладкой

Типичный вариант системы разработки горизонтальными слоями по простиранию с усиленной распорной крепью и закладкой изображен на рис. 177. Конструктивно он близок к ранее описанной системе разработки горизонтальными слоями с закладкой.

В блоке высотой 30—45 м и длиной 40—60 м восстающие 1 с тремя отделениями — лестничным, закладочным и материаль-

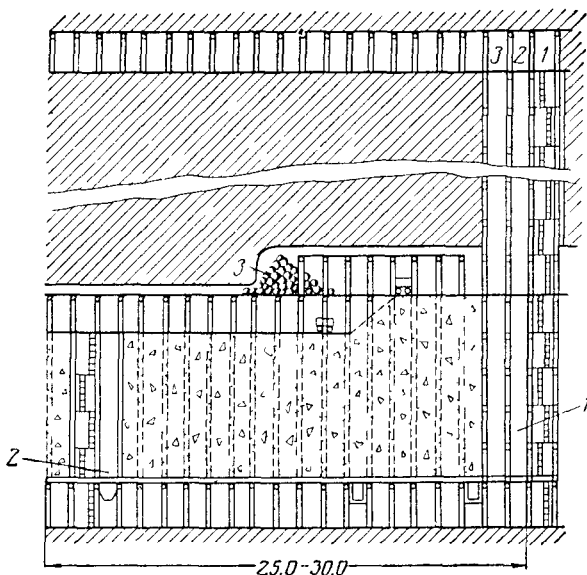


Рис. 177. Разработка горизонтальными слоями с усиленной распорной крепью и закладкой

ным — располагают обычно посередине блока. (На рис. 177 показана только левая половина блока и один восстающий, правая половина симметрична.) В промежутке между восстающими по мере подвигания выемки наращивают рудоспуск 2 и рядом с ним лестничное отделение. Штреки, как правило, крепят рамами.

Общий порядок очистной выемки понятен из рис. 177, на котором рабочий забой показан после взрывания шпуров, в процессе уборки отбитой руды 3.

Руду с верхнего настила грузят в вагонетку и откатывают до рудоспуска по рельсовому пути, уложенному на поверхности закладочного материала. Во избежание потерь последний покрывают настилом. Закладочный материал от восстающего подает-

ся также в вагонетках; откос поверхности закладки отстаёт от рабочего забоя на 5—10 м, так что на этом протяжении остаются незаложенными два слоя с общей высотой 4—5 м. В очень слабых боковых породах закладочный материал можно подводить близко к забою, но это усложняет работу.

Иногда рудоспуски располагают через 8—10 м и часть руды перелопачивают, не пользуясь вагонетками. Это целесообразно в тонких сильно нарушенных жилах и рудах, требующих сортировки.

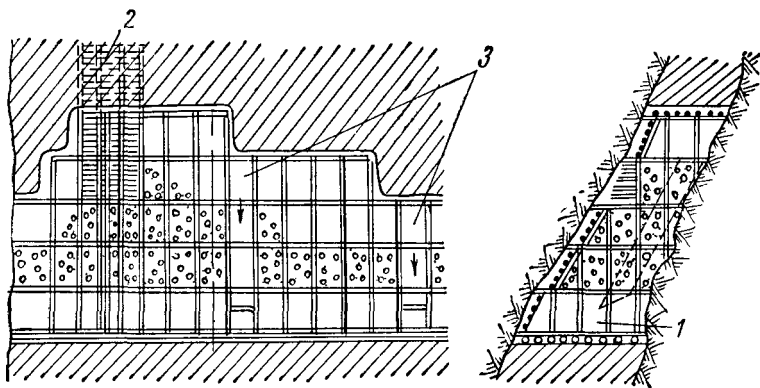


Рис. 178. Разработка горизонтальными слоями со станковой крепью и закладкой

Отдельные элементы данной системы и приемы работ видоизменяются в зависимости от конструкции крепи. Различные виды усиленной распорной крепи, описанные в предыдущей главе, применяют в сочетании с закладкой.

Разработка горизонтальными слоями по простиранию со станковой крепью и закладкой возможна в рудных телах мощностью от 4—5 до 10—12 м, редко больше. В очень слабой руде разработку мощных рудных тел ведут вкрест простирания.

Общий вид системы разработки по простиранию со станковой крепью и закладкой изображен на рис. 178.

Основной горизонт во всю мощность рудного тела закрепляется рядами усиленных станков, один из которых оборудуется рельсовыми путями и служит откаточным штреком 1.

При крутом падении и значительной мощности рудного тела крепь основного горизонта под давлением вмещающих пород и закладочного материала может деформироваться и требует частого ремонта, поэтому рекомендуется закреплять штрек крепёжными рамами и оставлять около него рудные целики.

Закладочные восстающие 2 располагают посередине блока. Если боковые породы позволяют вести закладку с большим

отставанием от выемки, то восстающие проходят на небольшом расстоянии друг от друга, для того чтобы закладочный материал мог размещаться под действием собственного веса. Иногда закладочный материал доставляют в вагонетках или скрепером, длину блока в этом случае увеличивают до 30—40 м

Рудоспуски $\bar{3}$ устраивают через 8—12 м в станках крепи путем обшивки их досками снаружи — для удержания закладочного материала и изнутри — для предохранения крепи от ударов спускаемой руды

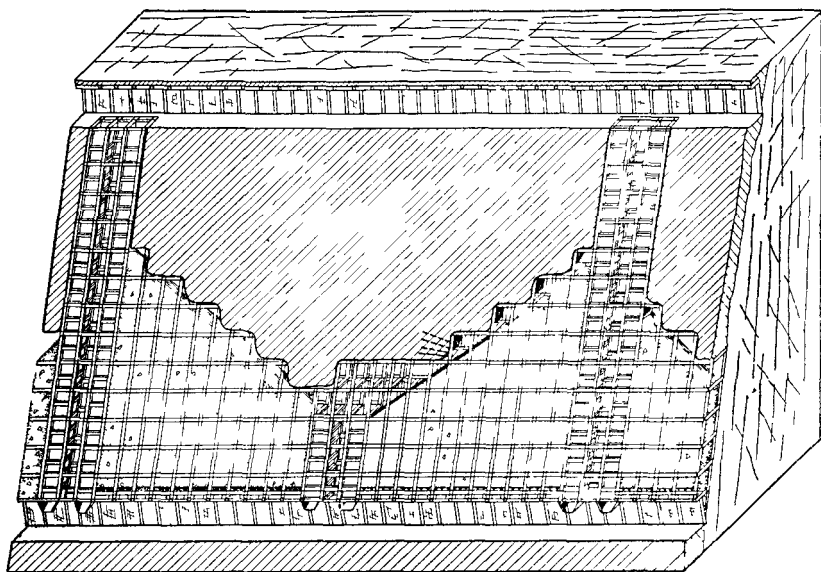


Рис 179 Потолкоуступная система со станковой крепью и закладкой

Для предохранения крепи и затяжки под кровлей 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, сопровождающегося завалом призабойного пространства.

Типичная потолкоуступная система разработки крутопадающей жилы мощностью до 2—3 м изображена на рис 179. Применение станковой крепи и полной закладки, тесно следующей за продвижением потолкоуступного забоя, вызвано тем, что породы висячего бока и руда очень неустойчивы и не могут оставаться без поддержания даже при небольшом обнажении.

Выемку руды в блоке начинают с флангов и ведут уступами, длина и высота которых соответствует размерам станка крепи.

В стадии полного развития очистной выемки линия уступов в блоке имеет общий угол наклона, равный углу естественного откоса закладочного материала. На поверхность закладки укладывают дощатый настил, по которому руда скатывается к рудоспуску в центре блока, перекрытому грохотом. Между двумя рудоспусками устраивают лестничный ходок.

Руду отбивают неглубокими горизонтальными шпурами с небольшими зарядами, чтобы не повредить крепь.

Сложность изготовления и установки крепи, трудоемкость работ по креплению и закладке, высокий расход крепежного леса обуславливают очень низкую производительность труда забойного рабочего (как правило, менее $1 \text{ м}^3/\text{смену}$) и высокую стоимость добычи.

В связи с этим данную систему, как и вообще все системы с креплением и закладкой, применяют только в том случае, если ввиду крайне неблагоприятных горногеологических условий другие системы оказываются непригодными.

§ 3. Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой

Особенностями этой группы систем разработки мощных месторождений со слабыми рудой и вмещающими породами являются 1) небольшие горизонтальные размеры выемочных блоков во избежание массовых отслоений руды; 2) быстрое продвижение очистной выемки в забое, благодаря чему местные отслоения не успевают распространиться в стороны и в глубину 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 зарубежной практике обе системы теперь применяют редко, только в богатых рудах цветных металлов с особо неблагоприятными условиями залегания.

Система разработки вертикальными прирезками

Типичный вариант этой системы для крутопадающего месторождения мощностью 15—20 м показан на рис. 180.

На основном горизонте из полевого откаточного штрека 1 до рудного штрека 2 проводят орты 3, оборудованные через

6—8 м рудоспусками 4. Располагают орты обычно на границе двух смежных прирезок.

Закладочные восстающие 5 проводят у всячего бока, так же как и орты, по границе двух соседних прирезок или над каждой из них. Восстающие имеют обычно три отделения и служат для спуска в блок закладочного материала, крепежного леса и для доступа в забой. Крепь восстающих сплошная срубовая, с внутренней обшивкой закладочного отделения.

Ширина прирезок подбирается в зависимости от крепости руды; чем слабее руда, тем уже берется прирезка. Наиболее

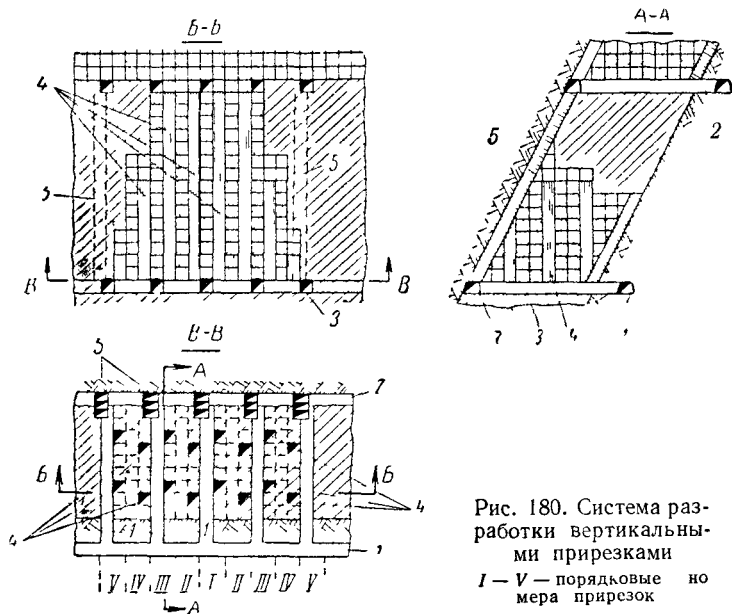


Рис. 180. Система разработки вертикальными прирезками
I — V — порядковые номера прирезок

распространены прирезки в два-три, максимум четыре станка, т. е. 4—8 м шириной.

Рудоспуски 4 наращивают в каждом третьем или четвертом станке (на рис. 180 в каждом четвертом) по границе прирезок, путем обшивки станков досками снаружи и изнутри. Рядом с одним из этих рудоспусков оборудуют лестничный ходок.

Выемку руды в этаже ведут обычно от середины к флангам, а в прирезках — от всячего бока к лежащему потолкоуступным забоем или горизонтальными слоями.

Для увеличения числа одновременно работающих прирезок очистную выемку можно вести одновременно на двух этажах (или подэтажах) с опережением выемки верхнего над нижним на четыре-пять прирезок.

Закладочный материал от восстающего 5 доставляется в вагонетках, а при потолкоуступной форме забоя скатывается под действием собственного веса и располагается под углом естественного откоса. По мере продвижения очистной выемки стойки станков, прилегающие к массиву руды, обшиваются с внутренней стороны дошатай затяжкой для удержания закладочного материала во время выемки следующей прирезки. Обыкновенно к выемке новой прирезки приступают после окончания предыдущей. В сравнительно устойчивой руде допускается выемка одновременно в двух смежных прирезах с отставанием на 8—10 м. Руду отбивают неглубокими, чаще горизонтальными, шпурами.

Отбитая руда скатывается в рудоспуски по наклонным решеткам. Если необходима сортировка руды, то ее отбивают на горизонтальный настил и после сортировки к рудоспускам подгребают лопатами.

Система разработки короткими блоками

Эта система (рис. 181) конструктивно отличается от описанной выше формой выемочных блоков, которая близка к квадратной. Горизонтальные размеры блока от 4×4 до 8×12 станков. Каждый блок разделяется на две или четыре секции размерами от 2×2 до 3×6 станков. Четыре секции группируются около одного восстающего, который служит для спуска закладочного материала и крепежного леса.

Схема подготовки основного горизонта аналогична описанной для вертикальных прирезок. Разница заключается в более частом расположении закладочных восстающих по мощности.

На рис. 181 представлена типичная схема подготовки и выемки короткими блоками.

Высота этажа 30 м. Горизонтальные размеры блоков 4×6 станков (блоки обведены толстыми линиями), а в каждой секции 2×3 станка. Вертикальные блоковые восстающие I проходят в центре каждого блока; они занимают два станка. Орты 2 основного горизонта соединены в лежачем боку с полевым штреком, а висячем — с рудным. В качестве рудоспусков используется нижняя часть закладочных отделений блоковых восстающих, иногда рудоспуски наращивают против восстающих на границе смежных блоков.

Очистная выемка блоков начинается от середины рудного тела и подвигается к флангам и от висячего бока к лежачему, так что общая линия работающих блоков в плане всегда располагается диагонально к простиранию рудного тела.

На рис. 182 показан блок размером 4×6 станков, разделенный на четыре секции по 2×3 станка.

Секции, расположенные по диагонали, например I и IV, вынимаются попарно. Секции II и III обрабатывают с отставанием от первой пары.

Из рис. 181 и 182 видно, что все блоки (за исключением пограничных) связаны рудным массивом только с двух сторон, а с двух других сторон они соприкасаются с закладочным материалом. Поэтому даже при небольшой площади подсеки каждой секции необходима интенсивная очистная выемка, иначе в кровле начнется отслаивание руды.

Отбойку ведут шпурами, расположенными с таким расчетом, чтобы после взрыва одного комплекта их подвигание забоя

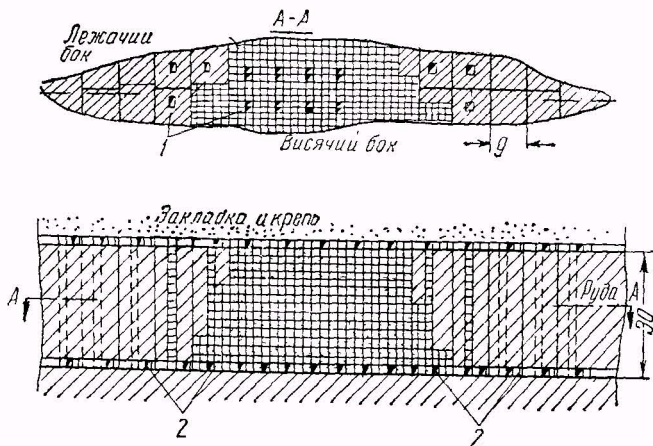


Рис. 181. Система разработки короткими блоками

по всей ширине секции составляло один станок. Это пространство сразу после разборки забоя закрепляют, покрывают под кровлей затяжкой и станки прочно расклинивают с боков и сверху.

Условия и способ уборки руды примерно такие же, как в вертикальных прирезках, но наибольшее расстояние до рудоспуска здесь обычно не превышает 4 м, поэтому уборка руды выполняется быстро.

В зависимости от состояния кровли и давления на крепь закладка отстает от кровли на два-четыре станка. По площади секции закладочный материал размещается в основном под действием собственного веса и только небольшую часть его отгребают.

Из сказанного видно, что условия позволяют выполнять каждую производственную операцию быстро, а в некоторых случаях даже совмещать их во времени. Поэтому интенсивное подвигание выемки требует только четкой организации работ и устранения простоев забоя. Простои чаще всего происходят из-за неудачного расположения шпуров, вызывающего наруше-

ние и поломку крепи, или несвоевременной и нетщательной установки крепи.

На ряде рудников, где раньше применяли системы вертикальных прирезок и коротких блоков, перешли на близкие по условиям применения, но более экономичные системы слоевого и подэтажного обрушения.

Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками, несмотря на все свои недостатки, в определенных 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 (до 95%) 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 и тяжелыми горногеологическими условиями.

Производительность труда забойного рабочего на этих системах очень низкая — в среднем от 0,8 до 1,2 м³/смену. Расход крепежного леса от 0,15 до 0,25 м³/м³. 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 прослойки пустой породы, так как отобрать их и оставить в вы-

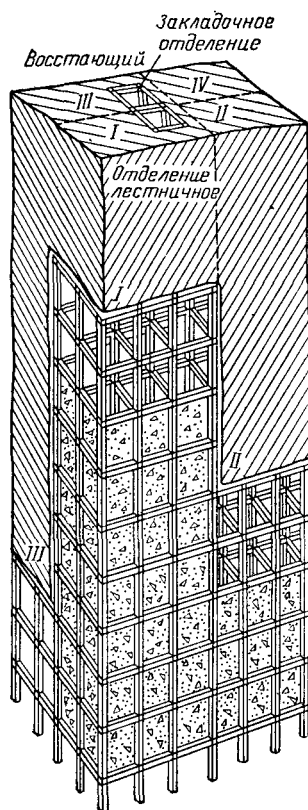


Рис. 182. Короткий блок и его секции

работанном 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 описываемых систем над слоевым обрушением, а также возможность сохранения от обрушения земной поверхности и разработки рудных тел с самой причудливой формой, резко переменной мощностью, наличии частых тектонических нарушений и др. заставляют иногда отдать предпочтение описываемым системам со станковой крепью и закладкой.

В практике, хотя и в очень редких случаях, 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.

Один из типичных примеров такой системы разработки сверху вниз с подвесной станковой крепью и закладкой представлен на рис. 183.

Размеры выемочного блока в плане от 2×5 до 5×8 станков и по высоте не более 15—18 м.

Подготовка блока состоит в проведении штреков 1 и 2, ортов и восстающего в центре блока.

На рис. 183 изображена схема подготовки и очистной выемки четырех блоков (1—4) с размерами в плане 5×5 станков ($7,5 \times 7,5$ м), обслуживаемых восстающим 3 с двумя отделениями. Блоки обрабатывают последовательно; закладку каждого из них производят по окончании выемки, перед тем как приступить к отработке следующего блока. На рис. 183 блок 1 отработан и заложен, а блок 2 находится в стадии выемки.

Очистная выемка развивается в порядке, показанном цифрами. Руду отбивают, как правило, без взрывов небольшими секциями, достаточными для установки одного станка крепи.

Прежде чем вынимать руду под установленным станком, его элементы нужно укрепить или подвесить к рядом расположенному станку, стоящему на рудном уступе или в восстающем (рис. 184). Простота и надежность подвески станков составляют важное условие безопасности и успешности выемки руды сверху вниз. В практике известны различные способы подвески, один из которых приведен на рис. 184.

Данная система чрезвычайно трудоемка, дорога и сложна, поэтому ее применяют только вынужденно, в особо тяжелых горногеологических условиях отдельных участков рудного тела, когда другие системы оказываются совершенно непригодными.

Описание этой редкой системы в учебнике приведено только для того, чтобы показать, какими сложными и трудными приемами приходится иногда извлекать богатую руду.

В зарубежной практике (США) для выемки очень богатых, рыхлых и крайне неустойчивых руд мощных пологопадающих месторождений имела распространение еще более сложная система разработки со станковой крепью и закладкой почвоуступным забоем, широко известная под названием «система Митчеля». Описание системы ввиду редкости ее применения опускаем.

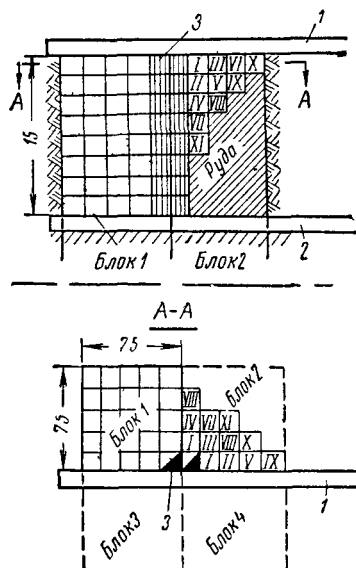


Рис. 183. Разработка сверху вниз со станковой крепью и последующей закладкой:
1—X1 — порядок отбойки руды

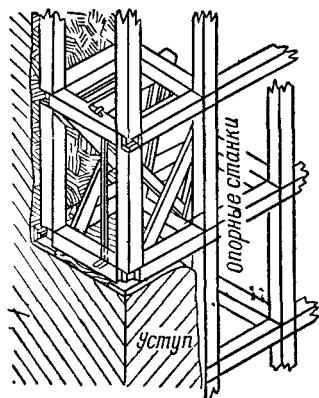


Рис. 184. Подвеска станков при выемке сверху вниз

На отдельных отечественных рудниках в очень слабой богатой руде на крутопадающих жилах малой и средней мощности применяли систему разработки сверху вниз с рамной крепью и одновременной закладкой.

Описание вариантов этой системы приводить не будем, так как практическое их значение мало.

§ 4. Сплошные системы разработки с креплением и закладкой

Эти системы применяют только в пологопадающих месторождениях небольшой мощности.

По конструктивным элементам они очень похожи на рассмотренные нами раньше сплошные системы разработки с закладкой (без крепления), но здесь кроме закладочного материала

ла в качестве основного средства поддержания пород кровли используется крепь. В сущности довольно трудно провести ясную границу между этими системами, так как значение крепи для поддержания, ее количество и конструкция могут изменяться даже в пределах одного и того же блока в зависимости от устойчивости кровли.

Также трудно разделить варианты системы с выемкой полосами по восстанию. Поэтому все эти варианты мы рассмотрели в группе систем с закладкой.

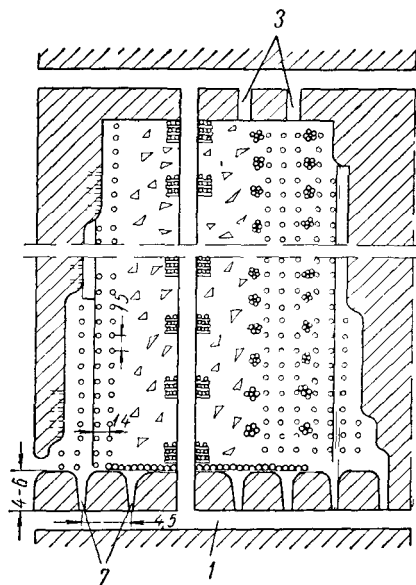


Рис. 185. Сплошная система разработки по простиранью с креплением и закладкой на руднике Балей

гания очистной выемки, с некоторым опережением над ней. Линия очистного забоя делится на две-три части с опережением нижней на 1,5—2 м. Руду отбивают горизонтальными шпурами глубиной 1,3—1,5 м.

Отбитая руда скреперуется к погрузочным люкам рудо-спусков лебедкой, установленной в специальной камере над штреком.

Кровлю в призабойном пространстве поддерживают распорной крепью, а в местах сильных нарушений — кострами и стойками с верхняками. Для того чтобы предотвратить разброс руды взрывами в выработанное пространство, ряды распорной крепи периодически обшивают дощатой затяжкой.

По мере подвигания очистной выемки выработанное пространство заполняют закладочным материалом. Величина отста-

По этой же причине ограничимся кратким описанием только одного характерного варианта сплошной системы с усиленной распорной крепью и закладкой.

На руднике Балей (Забайкалье) участки пологопадающих (30°) кварцевых жил мощностью 0,8—1,5 м с очень неустойчивыми налегающими породами разрабатывали сплошной системой с усиленной распорной крепью и закладкой (рис. 185).

Над откаточным штреком 1 оставляют рудный целик шириной 4—6 м, в котором проходят рудо-спуски 2 также через 4—6 м. Подсечку блока и проходку рудо-спусков ведут по мере подвигания

вания закладки от линии очистного забоя устанавливается с учетом устойчивости кровли, но обычно не превышает 10 м. Закладочный материал поступает с верхнего штрека через окна 3, пробитые в подштрековом целике, и размещается в выработанном пространстве скрепером.

Описанный вариант показал большие преимущества перед обычной сплошной выемкой, с закладкой, тесно следующей за линией очистного забоя, и перед сплошной выемкой по восстанию.

В практике отечественных и зарубежных рудников известны единичные примеры применения таких систем с креплением и закладкой, которые нельзя отнести ни к одной из рассмотренных трех групп. Например, ортовая система разработки (или система разработки поперечными заходками) в свое время была распространена в мощных рудных телах с неустойчивыми рудой и боковыми породами, но в последнее время почти утратила практическое значение. Описание ее поэтому опускаем.

Следует упомянуть также единичные примеры выемки полосами по восстанию с креплением и закладкой. От ранее описанной системы с выемкой полосами и закладкой она отличается только наличием регулярной усиленной крепи.

§ 5. Оценка систем разработки с креплением и закладкой

Условия применения систем с креплением и закладкой, их достоинства и недостатки были приведены выше.

Главными достоинствами этих систем являются: высокое извлечение руды при небольшом разубоживании и возможность предохранить окружающий массив пород и земную поверхность от сдвижения.

Из недостатков решающее значение имеет высокая стоимость добычи, связанная с огромным расходом крепежного леса и затратой труда на производство крепления и закладки.

Как уже отмечалось, удельный вес систем разработки с креплением и с креплением и закладкой на металлических рудниках СССР сейчас резко уменьшился главным образом за счет замены этих систем слоевым, подэтажным обрушением и комбинированными системами. Однако в наиболее сложных горногеологических условиях — при богатых неустойчивых рудах, слабых боковых породах, непостоянной сложной конфигурации рудных тел, переслаивании руды с пустыми породами или некондиционными рудами и в случаях, когда нельзя допустить обрушение поверхности — эти системы разработки все еще имеют применение как за рубежом, так и в СССР.

Глава XII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

§ 1. Общие сведения о системах с обрушением

Отличительной особенностью систем этого класса является заполнение очистного пространства блока по мере выемки руды обрушенными покрывающими или боковыми породами. Поддерживается крепью и остается открытым только призабойное рабочее пространство

В противоположность рассмотренным системам первых пяти классов, где неустойчивость вмещающих пород усложняет очистную выемку, для систем данного класса склонность пород к самообрушению, напротив, является главным условием успешного их применения.

В отличие от систем следующего класса, характеризующихся обрушением не только вмещающих пород, но и части руды, при системах рассматриваемого класса выемка всей руды производится путем ее отбойки, обычно взрывным методом

Системы разработки с обрушением вмещающих пород можно разделить на две обособленные группы, которые существенно отличаются как по конструктивным признакам, так и по условиям применения:

1) системы слоевого обрушения, применяемые главным образом в крутопадающих мощных месторождениях, 2) столбовые системы с обрушением кровли, применяемые в горизонтальных и пологопадающих месторождениях большой мощности

В СССР системы слоевого обрушения прежде имели широкое распространение, а в настоящее время применяются на небольшом числе рудников цветных металлов. Столбовые системы с обрушением кровли применяются относительно редко на рудниках черной металлургии (в основном на марганцевых) и еще реже на рудниках цветной металлургии.

§ 2 Слоеое обрушение, сущность системы и условия ее применения

При системе слоеого обрушения рудные блоки и этаж в целом обрабатывают сверху вниз слоями с обрушением по мере выемки слоя руды покрывающих и боковых пород, которые опускаются на расположенный внизу рудный массив, покрытый деревянным настилом. Следующий слой руды вынимается под защитой этого настила и древесного мата, накопившегося в процессе выемки вышележащих слоев руды

Условия применения системы слоеого обрушения отличаются разнообразием. Обычно ее применяют в месторождениях мощностью свыше 4—5 м. Небольшая мощность (2—3 м) при крутом падении не препятствует применению данной системы, но приводит к росту потерь и разубоживания руды и снижению производительности труда

Правильная форма и крутое падение особенно благоприятны для этой системы, хотя не исключается возможность ее применения 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 данной системы, но вызывает сильное снижение производительности труда

Слоеое обрушение чаще используется для выемки руд богатых и выше средней ценности. Раздельная выемка с выдачей руды по сортам при слоеом обрушении связана с большими грудностями 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 слоеого обрушения.

§ 3 Типичный вариант системы слоеого обрушения

За долгие годы (более 60 лет) применения система слоеого обрушения претерпела много конструктивных изменений, направленных в основном на облегчение доставки руды, которая является наиболее трудоемкой операцией при данной системе.

Первоначально появились варианты с доставкой руды тачками и вагонетками, затем получили распространение варианты наклонного слоеого обрушения с доставкой руды под действием собственного веса, но позднее и они были вытеснены вариантами со скреперной доставкой.

Для уяснения сущности системы рассмотрим вариант с прямым скреперованием и с заходками вкрест простирания, характерный для крутопадающих месторождений (рис. 186). При мощности менее 10 м или, напротив, свыше 20 м этот вариант обычно видоизменяют: основной и слоевые штреки располагают посредине рудного тела (по мощности), а заходки ведут в обе стороны от штреков. При мощности рудного тела до 10 м руда из заходок отбрасывается на слоевой штрек взрывом, частично перекидывается лопатами, а при мощности больше 10 м скреперуется.

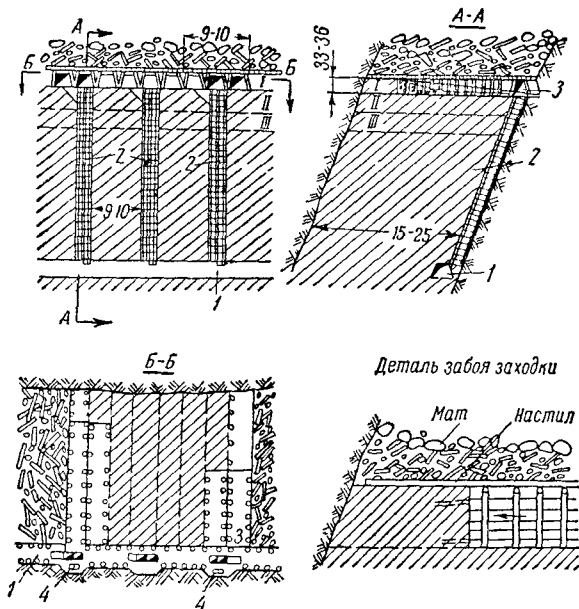


Рис. 186. Слоевое обрушение с прямым скреперованием

Основной штрек 1 закрепляют рамами — сплошь или вразбежку в зависимости от крепости руды. Из штрека через каждые 8—9 м проводят восстающие 2 с рудоспускными и лестничными отделениями, закрепленные срубовой крепью. Материальное отделение находится в лестничном отделении или оборудуется как самостоятельное в каждом втором-третьем восстающем.

Рассмотрим процесс разработки второго этажа, когда первый этаж отработан. Рудный массив на втором этаже покрыт слоем мата, поверх которого лежит обрушенная пустая порода.

Из восстающих 2 непосредственно под матом проводят слоевой штрек 3, закрепленный крепежными рамами, шириной

2—2,2 м и высотой в среднем от 2,5 до 3 м, соответствующей высоте слоя.

Иногда над слоевым штреком оставляют целик руды толщиной 1—1,5 м, так что высота выемочного слоя оказывается больше высоты слоевого штрека.

Этаж разбивают на блоки по 30—60 м длиной. Выемку каждого блока ведут сверху вниз горизонтальными слоями I, II, III и т. д. К выемке нижележащего слоя приступают после полной отработки вышележащего и обрушения в нем мата. Очистную выемку в смежных блоках поддерживают на одном уровне или производят с опережением на высоту, как правило, не большую двух слоев.

Очистная выемка состоит в последовательном проведении от границ блока заходок (по одной) с креплением рамами.

После взрывания каждого комплекта шпуров руду из заходки убирают скрепером в восстающие 2, для чего около каждого из них устанавливают скреперную лебедку 4. Каждый восстающий обслуживает три заходки: одну, расположенную против него, и две с боков (одну справа и одну слева). Ширина трех заходок равна расстоянию между восстающими. Для прямого скреперования руды из заходок, расположенных сбоку, устье восстающих в обе стороны расширяют.

После проходки заходок до всячего бока почву их покрывают настилом из досок, горбылей или круглого леса, который вместе с накопленным матом имеет два назначения: обеспечить безопасность проходки выработок в нижележащем слое и предупредить разубоживание руды.

После укладки настила крепь заходки 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 выработанных, необрушенных заходок.

В результате последовательной выемки заходок около всех восстающих данного блока слой I оказывается полностью отработанным, а лежащие над ним настил, мат и пустая порода — осевшими на подошву этого слоя.

Подготовка к выемке следующего слоя (II) заключается в проведении из восстающих 2 встречными забоями нового слоевого штрека. Выемка слоя II протекает аналогично.

К тому моменту, когда очистные работы в блоке (этаже) опустятся до уровня кровли откаточного штрека I, подготовка нового этажа должна быть закончена; откаточный штрек выработанного этажа может выполнять функции первого слоевого штрека нового этажа.

§ 4. Подготовительные работы и основные производственные операции очистной выемки

Основной горизонт в зависимости от мощности месторождения и варианта системы может состоять из:

- 1) рудного штрека, пройденного по контакту с лежащим боком, — при мощности рудного тела до 20, реже до 25 м;
- 2) штрека, пройденного по середине рудного тела, когда мощность превышает 20—25 м или меньше 8—10 м;
- 3) двух рудных штреков — при мощности свыше 20—25 м;
- 4) рудного штрека у лежащего бока и ортов;
- 5) полевого штрека в лежащем боку и ортов;
- 6) двух рудных штреков или одного рудного штрека у висячего бока и одного полевого штрека, соединенных ортами.

Полевая подготовка позволяет сократить расходы по ремонту крепи штреков в неустойчивой руде, обеспечить деятельную вентиляцию в заходках, облегчить доставку крепежного леса и благодаря этому увеличить высоту этажа.

Высота этажа, как правило, не превышает 50 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. Незакрепленные восстающие с одним отделением, предназначенные только для спуска руды, пригодны лишь в крепкой руде.

Для безопасности устья восстающих в слоевых выработках рекомендуется смещать в сторону и перекрывать лядами и грехотами во избежание падения людей.

Восстающие крепят, как правило, срубовой крепью. Рудное отделение покрывают одинарной или двойной обшивкой из досок. В ходовом отделении часто прокладывают вентиляционные трубы. Материальное отделение для подъема леса обычно устраивают в каждом блоковом восстающем, если нет полевых восстающих, по которым крепежный лес можно спускать сверху.

Слоевые штреки и орты всегда требуют крепления, несмотря на небольшой срок их службы. Проведение слоевых штреков с надштрековым целиком в слабой руде нецелесообразно, так как такой целик, быстро разрушаясь, сам создает дополнительное давление на крепь. Слоевые штреки с надштрековым целиком дают возможность подготовки нижележащего слоя одновременно с очистной выемкой в вышележащем, благодаря чему увеличивается производительность блока, уменьшается время выемки слоя и сокращаются расходы на крепление и ремонт работ.

Длина блока принимается с учетом многих факторов, в первую очередь. необходимости интенсивности очистной выемки в связи с заданной добычей шахты; стоимости доставки руды до восстающих, ремонта слоевых штреков и стоимости проходки восстающих.

Число одновременно работающих заходок в блоке обычно не зависит от его длины, поэтому с уменьшением последней увеличивается число блоков и одновременно работающих заходок в этаже, вследствие чего возрастает общая добыча этажа.

Интенсивная отработка каждого слоя уменьшает расходы на ремонт крепи слоевых штреков или позволяет устанавливать менее прочную крепь.

При односторонней выемке длину блока принимают 25—30 м, при двусторонней выемке — от 40—50 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. В практике нередко допускают опережение очистной выемки блоков у флангов месторождения. Опережение выемки в соседних блоках по вертикали, превосходящее толщину накопленного мата, вызывает разрыв последнего и происходящие по этой причине повышенное разубоживание и потери руды.

В рудных телах небольшой длины очистную выемку, как правило, развивают сразу по всей площади.

Размеры и направление заходок. Высота заходок (слоя) колеблется от 2,2 до 3—4 м. На уральских медных рудниках высоту слоя принимают от 2,2 до 3 м. На железных и медных рудниках США наиболее распространена высота слоя 2,8—3,3 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 до 3—4 м руду скреперуют обычно только по слоевому штреку; из заходок до скреперной дорожки значительная часть руды отбрасывается взрывом.

Длину заходок свыше 25—30 м принимать не рекомендуется, так как, помимо удорожания скреперной доставки, это снижает интенсивность очистной выемки, увеличивает расходы по ремонту крепи штреков и заходок, ухудшает условия вентиляции.

Заходки бывают направлены чаще вкрест простирания, реже по простиранию и, в порядке исключения, по диагонали.

При выборе направления заходок руководствуются строением руды, отбойка которой облегчается при направлении заходок перпендикулярно к слоистости или трещиноватости.

Отбойка руды. Благодаря наличию трех обнаженных плоскостей, постоянному и довольно большому сечению рабочего забоя и обычно некрепкой руде площадь забоя на один шпур значительна — от 0,8 до 1,5—1,8 м². Условия отбойки ввиду удобства и легкости бурения шпуров в целом благоприятны. Шпуров бурят обычно легкими пневматическими молотками, а в мягкой руде — сверлами.

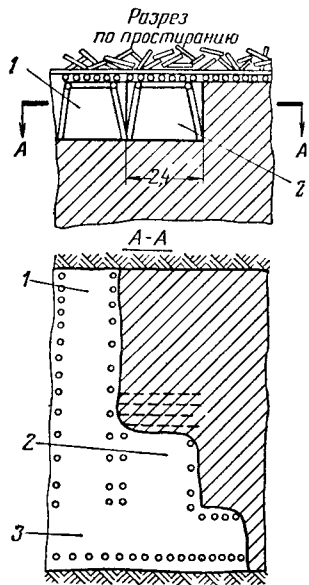


Рис. 187. Отбойка из соседней заходки:
1, 2 — заходки; 3 — слоевой штрек

В некоторых случаях для совмещения бурения с доставкой руды и креплением шпуров бурят из соседней необрушенной заходки 1 (рис. 187).

На Золотушинском руднике получила распространение разработка слоя спаренными заходками в двух вариантах — с опережением одного забоя другим на 2,5—3 м и с параллельным ведением обоих забоев.

Доставка руды осуществляется обычно скреперованием. Недостатком рассмотренного выше (см. рис. 186) прямого скреперования руды являются повышенные расходы на проходку восстающих. Этот недостаток устраняется при двойном скреперовании руды (рис. 188).

Восстающие 1 располагают на расстоянии 40—50 м и блок вырабатывают от середины по направлению к восстающим. Руду из заходок 2 скреперуют до слоевого штрека

3, а затем по слоевому штреку 5 до восстающих — лебедками 4.

Неудобство одновременной работы двух скреперов по взаимно перпендикулярным направлениям в одной горизонтальной плоскости привело к созданию рассматриваемых дальше вариантов слоевого обрушения с аккумулирующими выработками.

Крепление заходок и устройство мата. Наиболее сильному давлению подвергается крепь в заходках у висячего бока, особенно если они пройдены по простиранию рудного тела. У лежащего бока давление обычно меньше и мат толще.

Расстояние между крепежными рамами в заходках 0,5—1,5 м. Кровлю (и иногда бока) заходки покрывают затяжкой.

Толщина и способ укладки настила на подошву заходок различны. В нижних слоях блока, где накоплен толстый мат, настил укладывают менее тщательно, а иногда и совсем не укладывают.

Известно несколько способов 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. Этот способ получил наибольшее распространение. Длина настила должна быть не меньше 2 м. Звенья настила укладывают концами внахлестку.

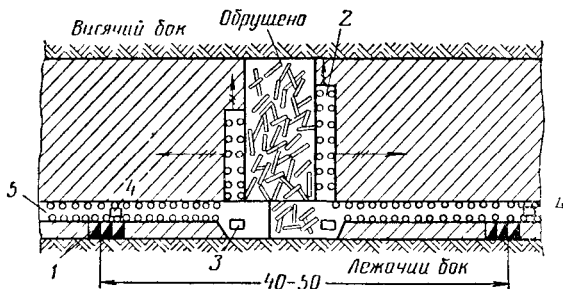


Рис. 188. Двойное скреперование руды из заходок

3. При накопленном мате иногда вместо настила укладывают металлическую сетку на продольных лежнях. Применение сетки благоприятно отражается на составе рудничного воздуха в очистных забоях и уменьшает пожароопасность.

Вентиляция. Условия вентиляции при слоевом обрушении обычно неблагоприятны, что объясняется несколькими причинами.

Испорченный воздух и газы от взрывов ввиду отсутствия сверху вентиляционного горизонта должны опускаться вниз на основной горизонт данного этажа, что без вентиляторов осуществить невозможно.

Заходки обычно являются глухими выработками и отдалены от свежей воздушной струи, проходящей по слоевому штреку.

Свежий воздух, поступающий с основного горизонта по вентиляционным трубам, омыв очистные забои, снова опускается на основной горизонт и, будучи уже испорченным, подается в другие блоки.

Воздух в очистных забоях отравляется газообразными продуктами гниения леса и нагревается. Поэтому почти всегда необходимо обособленное проветривание каждого блока нагнетательными вентиляторами. Вентиляторы с двигателями от 3 до 10 квт, устанавливаемые на основном горизонте у восстающих, подают воздух по металлическим трубам, а в выемочные слои — по раздвижным брезентовым трубам,

Иногда проводят специальный вентиляционный штрек над основным горизонтом на расстоянии, равном высоте одного-двух слоев, с тем чтобы впоследствии использовать его в качестве слоевого. Этот штрек можно использовать также для доставки и хранения небольших запасов леса.

Полевые восстающие значительно улучшают условия вентиляции: обособленного проветривания не требуется, каждая заходка омывается свежей струей, лес можно подавать через полевой штрек верхнего этажа. Все это сокращает расходы на вентиляцию и доставку крепежного леса, а также приводит к заметному увеличению производительности труда.

Снижение пожароопасности системы является одним из важных достоинств полевой подготовки в условиях разработки сульфидных руд.

§ 5. Варианты системы слоевого обрушения

Слоевое обрушение с аккумулялирующими штреками (ортами)

Вариант этой системы представлен на рис. 189. Аккумулялирующие штреки 1 проходят посередине мощности рудного тела, через каждые два или три слоя. На расстоянии, равном ширине двух заходок, аккумулялирующие штреки сбиваются дучками сечением 1×1 м, близким к круглому.

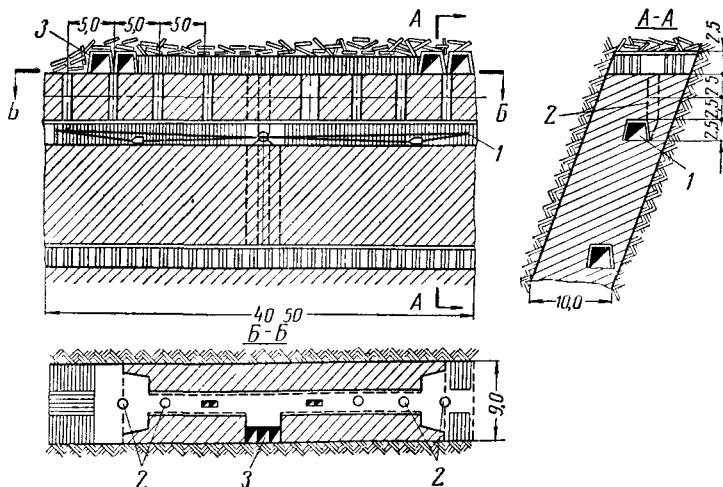


Рис. 189 Слоевое обрушение с аккумулялирующими штреками

Руда из заходок до лучек 2 при мощности рудного тела до 10 м откидывается взрывом и лопатами. При большей мощности должна применяться механическая доставка руды.

По аккумулярующему штреку до восстающего 3 руда доставляется скрепером. Скреперные лебедки устанавливают с обеих сторон восстающего над рудоспускными отделениями последнего. Вместо двух лебедек можно поставить одну на поворотном круге.

Проходка аккумулярующего штрека позволяет ликвидировать неудобство двойного скреперования руды (см. рис. 188). В дальнейшем каждый аккумулярующий штрек используется в качестве слоевого.

Помимо значительного сокращения числа восстающих и расходов по подготовке аккумулярование руды в штреках, ортах или траншеях благоприятно отражается на работе транспорта откаточного горизонта и позволяет полностью загрузить рабочее время скреперистов и забойных рабочих.

Слоевое обрушение с аккумулярующими траншеями (магазинами)

Один из существенных недостатков рассмотренных выше 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.

Этот недостаток устраняется в вариантах с аккумулярующими траншеями.

Рассмотрим вариант с *э т а ж н ы м* и аккумулярующими траншеями (рис. 190)*. Блок подготовлен полевым откаточным штреком 1 и рудным штреком 2.

Из откаточного орта 3 на высоту двух слоев (5,6 м) проходят рудоспуски 4 без крепления, оборудованные люками. С противоположной стороны орта располагают блоковый восстающий 5.

На уровне третьего слоя рудоспуски сбиваются, после чего на полную высоту и ширину блока над ними проходят щель (траншею) 6 шириной 1,6—1,8 м. Траншею вынимают без крепления с магазинированием руды. Для доступа в забой и проветривания траншею по мере ее проходки сбивают ходками 7 с восстающим 5, а по висячему боку в отбитой руде возводят восстающий 8 с ходовым отделением.

Очистную выемку ведут обычным способом — заходками 9, 10, 11 и т. д. Руду доставляют скреперованием.

Перед обрушением очистного пространства над траншеей ее перекрывают круглым лесом диаметром 16—20 см и длиной 4—4,5 м.

* В. В. Тищенко. Усовершенствование системы слоевого обрушения на Золотушинском руднике «Горный журнал», 1958) № 21.

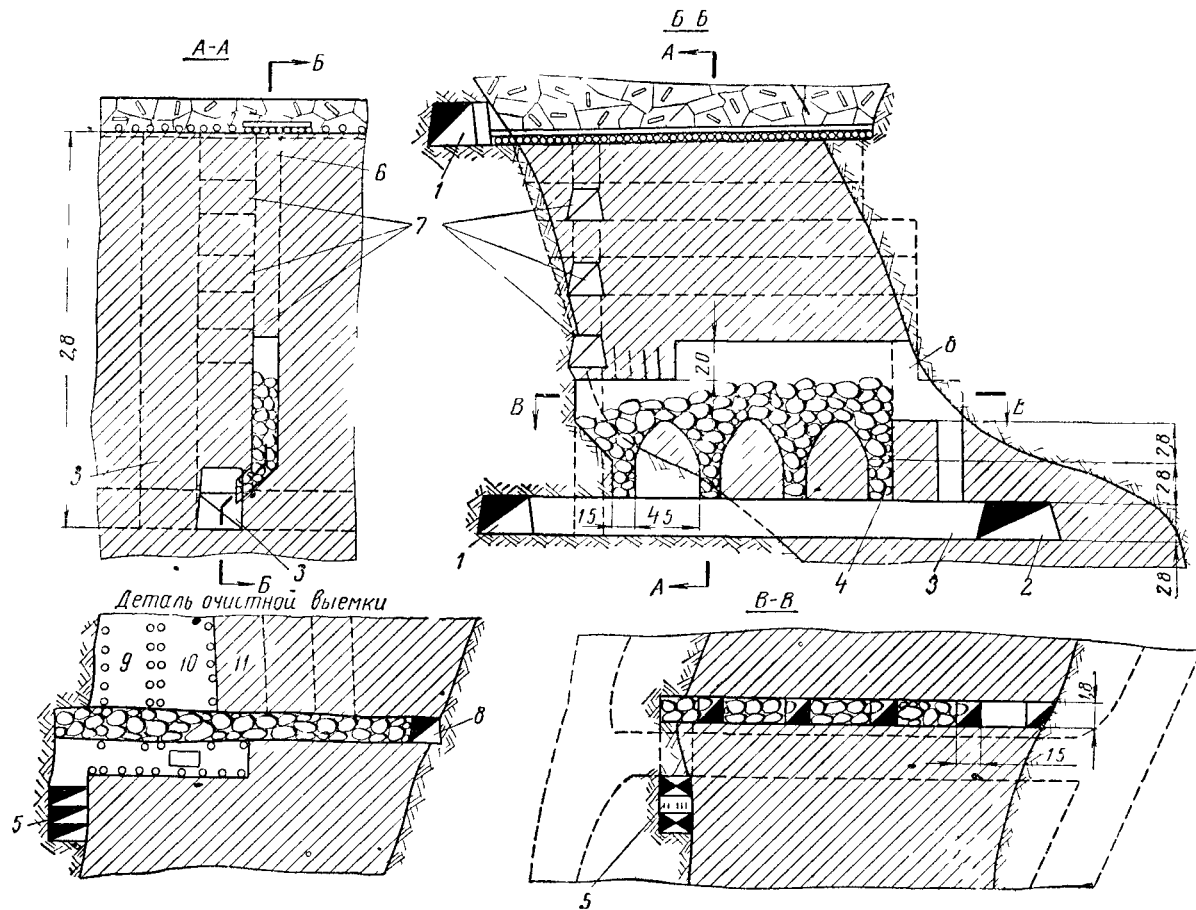


Рис 190 Слоевое обрушение с аккумулирующей траншеей

Перед засечкой каждого нового слоя руду из траншеи выпускают до уровня нижележащего слоя.

Прямое скреперование руды, высокая производительность труда при проходке траншей, наличие готовых к выпуску запасов руды, быстрая зарезка нового слоя и хорошие условия проветривания составляют существенные достоинства этого варианта

Переход на этот вариант системы на Золотушинском руднике позволил увеличить производительность труда забойного рабочего до 3,49 м³/смену против 1,2—2 м³/смену при обычных вариантах.

Описанный вариант с аккумуляющей траншеей без крепления можно применять только в устойчивых и средней устойчивости рудах.

В слабых рудах траншеей крепят срубом, а руду из нее выпускают в орт скреперования, пройденный на высоте одного слоя над откаточным ортом и сбитый с последним рудоспуском и ходком.

Необходимость двойного скреперования руды, очень большой расход леса, трудность вырубки сруба для перехода на новый слой значительно ухудшают показатели этого варианта.

Этажные траншеи испытывают большое горное давление, поэтому в неустойчивых рудах их можно заменять подэтажными и аккумуляющими 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.

На каждом подэтаже в основании траншеи, так же как в описанном выше варианте с этажными траншеями, проходят орт (штрек) скреперования, служащий для доставки руды до рудоспускного восстающего.

Слоевые аккумуляющие траншеи, устраиваются в почве слоевых штреков или ортов. В настоящее время их применяют очень редко.

Слоевое обрушение в пологопадающих рудных телах

Описываемый ниже вариант системы слоевого обрушения со скреперной доставкой руды до откаточного штрека по наклонному восстающему применяется на Северо-Уральских бокситовых рудниках (СУБРе) в рудных телах с углом падения 18—30°, представленных разнообразными по свойствам рудами и вмещающими породами.

Подготовительные работы (рис. 191) состоят в проведении однопутевого откаточного штрека *1* сечением 9,5 м² 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 по вертикали 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 —

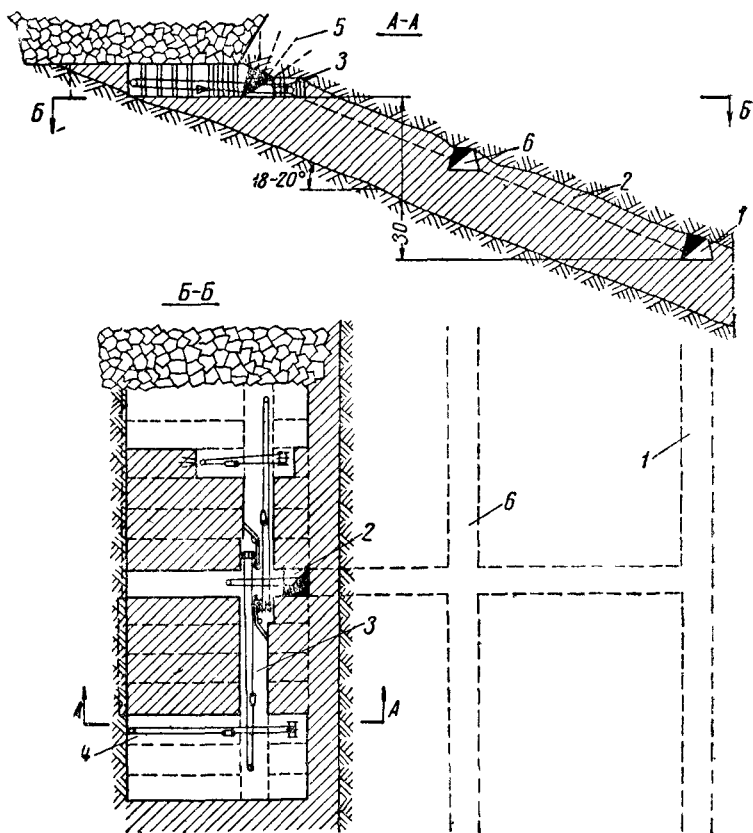


Рис. 191. Слоевое обрушение для пологопадающих рудных тел

выемочные заходки 4 сечением $3 \times 3 \text{ м}^2$. Слоевой штрек и заходки обычно крепят неполными дверными окладами сплошь, а при устойчивой кровле — парными дверными окладами вразбежку с затяжкой.

Доставка руды из заходок осуществляется скреперными лебедками 2ЛСЭ-7, по слоевому штреку — лебедками 2ЛСЭ-14, а по наклонному восстающему скреперными лебедками 2ЛСЭ-28.

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 укладывается накатник диаметром 10—12 см и длиной 4 м. Обрушение начинают после отработки первых трех заходок взрыванием 6-метровых штанговых шпуров 5, пробуренных в кровле слоевого штрека, и взрыванием стоек в отработанных заходках. Шаг обрушения равен ширине двух заходок (6 м).

На рудниках СУБР при слоевом обрушении достигнуты следующие показатели:

Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	2,9—3,2
Расход крепежного леса на 1 м ³ руды, м ³	0,09—0,11
Расход ВВ на 1 м ³ руды, кг	0,9—1,0
Объем подготовительных работ (по отношению к общему объему блока), %	8—10

Щитовая система разработки

Щитовая система разработки имеет много общего с описанными вариантами слоевого обрушения, но в то же время и существенно отличается от них. До последнего времени она применялась главным образом в угольной промышленности.

Описываемый ниже вариант щитовой системы дал хорошие результаты в 1959 г. на Дегтярском медном руднике (Урал)¹.

Залежь медноколчеданной руды имела угол падения 70—85°, мощность 5—7 м. Коэффициент крепости руды по шкале проф. Протодыконова 10—12.

До горизонта 290 м блок отработывали системой слоевого обрушения с выемкой руды заходками, а на уровне почвы слоевого штрека горизонта 290 м был монтирован щит.

Щит (рис. 192) состоял из трех рядов бревен длиной по 5 м и диаметром 250 мм. С двух сторон бревна окантовывались до 180 мм. На расстоянии 50 см от концов бревен сверху и снизу щита прокладывались швеллерные балки 2 (№ 20), которые стя-

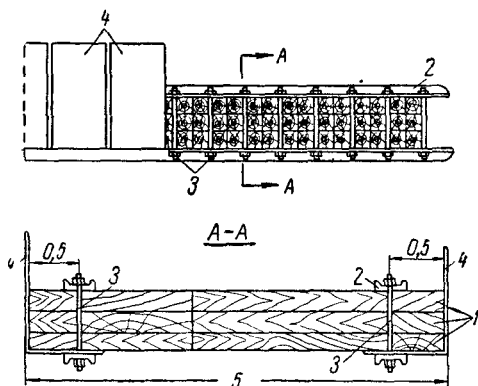


Рис. 192. Кострукция щита

¹ Л. С. Маклер и др. О применении щитовой системы при разработке медноколчеданных месторождений Урала. «Промышленно-экономический бюллетень ЦБТИ Свердловского совнархоза», 1960, № 8.

гивались болтами 3 диаметром 25 мм. По краям щита (с торцов бревен) для лучшего скольжения щита прикреплялись фартуки 4 из листового железа толщиной 4 мм.

Монтаж щита производился по мере выемки очистных заходок на горизонте 290 м. По окончании выемки двух заходок в первой начиналась сборка щита. Для этого на почву укладывали швеллерные балки, к которым болтами прикрепляли металлические фаргуки, затем рядами укладывали бревна.

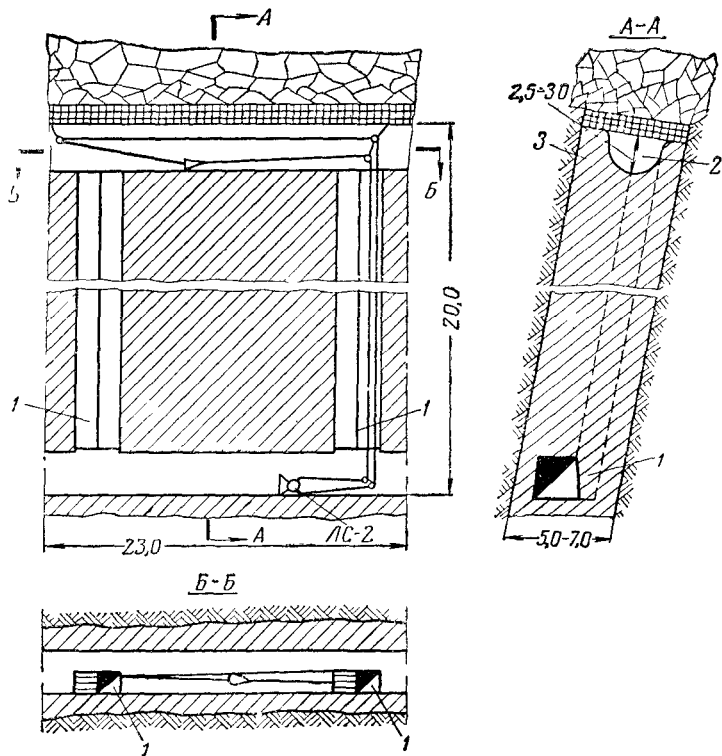


Рис. 193. Щитовая система разработки

После окончания монтажа щита в первой заходке устанавливали подхваты на смонтированный щит, а во второй заходке на почву. После извлечения стоек между заходками продолжались работы по монтажу щита во второй заходке. Верхние швеллеры укладывали и бревна стягивали болтами только после укладки бревен на всю длину швеллера (5 м).

По мере монтажа на готовые участки щита вели посадку кровли. Общая длина блока, перекрытого щитом, составила 23 м. После окончания монтажа щита разбирали срубную крепь

двух восстающих 1 (рис. 193), перекрытых этим щитом на высоту 3 м, и из них проходили траншею 2 шириной 3—4 м без крепления.

Щит в это время поддерживался опорными целиками 3 у висячего и лежащего боков месторождения. Для посадки щита взрывали шпуров, 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. После одной-двух посадок щита траншею углубляли до первоначальной глубины 3 м.

Руду скреперовали лебедкой ЛС-2 дистанционным управлением, установленной в откаточном штреке. Работа под щитами продолжалась 2 месяца, за которые опускание щита составило 10 м

Промышленное испытание этой системы разработки дало следующие показатели:

Производительность труда забойного рабочего, $м^3/смену$	7,0
Расход лесоматериала на 1 $м^3$ руды, $м^3$	0,044
Расход металла на 1 $м^3$ руды, $кг$	3,7
Потери руды, %	6—8
Разубоживание руды, %	5
Снижение стоимости добычи, $руб/м^3$	17

Достоинства системы разработки заключаются в безопасности труда, широком фронте очистных работ, высокой экономичности. Экономичность системы увеличивается с увеличением высоты подэтажа, обрабатываемого под одним щитом.

Опыт Дегтярского медного рудника показал возможность применения щитовой системы разработки при выдержанной мощности рудного тела (колебания не более 18—20%) и угле падения не менее 60°.

Достигнутые высокие технико-экономические показатели свидетельствуют о необходимости более широкого применения щитовой системы в рудной промышленности.

Словое обрушение забоем-лавой

Для увеличения фронта работ очистная выемка ведется забоем-лавой по простиранию на всю мощность рудного тела или вкрест простирания. В последнем случае длина лавы равна длине блока или его половине. Для уменьшения пожарной опасности и усовершенствования процесса обрушения целесообразно крепить лаву раздвижными металлическими стойками.

Выемка лавой обеспечивает высокую производительность забоя, поэтому для быстрой уборки руды и улучшения условий работы транспорта используют аккумулялирующие выработки.

Забой-лава обрушивается сразу по всей длине шпурами глубиной до 1,5 м (рис. 194).

Деревянные или раздвижные металлические стойки устанавливаются на расстоянии 1 м одна от другой по длине лавы и через 1,5 м в направлении подвигания лавы. На верхние концы стоек укладываются подхваты длиной от 2 до 2,5 м.

Уборка руды при широком фронте работ может производиться скреперами или конвейерами, которые доставляют ее к дучкам для перепуска на аккумулярующий штрек или до траншей, проходимых по границам каждого блока и выходящих

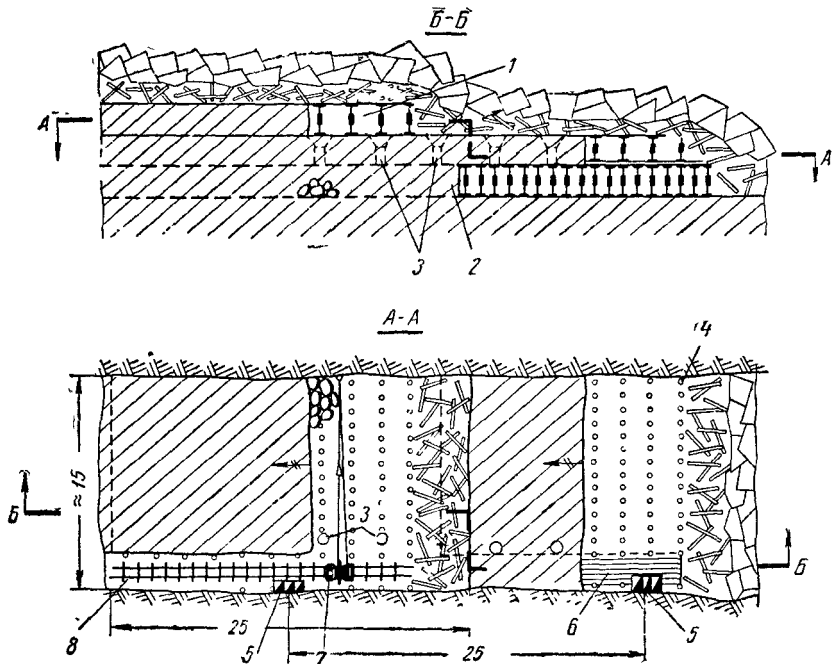


Рис 134 Слоевое обрушение забоем-лавой:

1 — слоевой штрек; 2 — аккумулярующий штрек; 3 — дучки; 4 — металлические стойки; 5 — восстающий; 6 — настил; 7 — скреперная лебедка, 8 — рельсовый путь

прямо на орт основного горизонта. В последнем случае забой-лава располагается не вкрест простирания, как показано на рис. 194, а по простиранию.

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.

Успех применения этой системы может быть обеспечен при освоении метода управления кровлей и интенсивном подвигании лавы. Для этого необходимо внедрение в практику раздвижных металлических стоек, металлической сетки для мата, мощных скреперных лебедок и конвейеров.

§ 6. Столбовые системы разработки с обрушением кровли

Столбовые системы применяются для разработки пологопадающих, горизонтальных и в редких случаях — наклонных пластобразных залежей небольшой мощности (до 4—5 м).

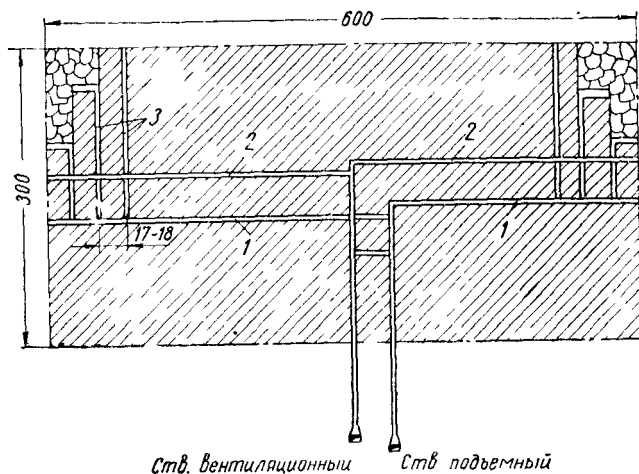


Рис. 195 Вскрытие и подготовка шахтного поля при столбовой системе разработки

Из крупных рудников СССР, применяющих столбовые системы, следует упомянуть Никопольские и Чиатурские марганцевые рудники и Липецкие железорудные.

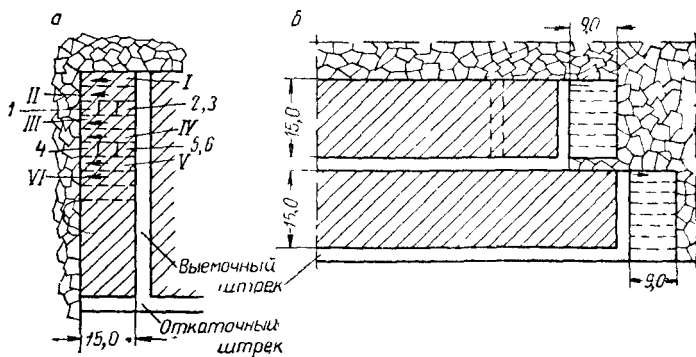


Рис. 196. Выемка столба заходками:
1—6 — порядок отбойки руды при выемке целиков; 1—VI — последовательность выемки заходов

На рудниках цветных, редких металлов и золота случаи применения этих систем единичны.

Характерной особенностью столбовых систем является разделение шахтного поля и выемочных панелей подготовительными выработками на прямоугольные выемочные участки — столбы.

Столбы имеют форму прямоугольников длиной до 50—100 м, иногда больше, вытянутых по простиранию, восстанию или в диагональном направлении. Такие столбы носят название длинных столбов в отличие от коротких столбов небольших размеров (до 10—15 м), приближающихся по форме к квадрату.

По направлению выемки различают длинные столбы по простиранию и длинные столбы по восстанию. Выемка столбов в диагональном направлении является редким исключением.

Выемка короткими столбами сохранилась только на отдельных рудниках и золотых приисках при отработке участков с особо неблагоприятными условиями залегания. Поэтому описание ее приводить не будем.

Ниже приводится описание следующих разновидностей системы разработки длинными столбами:

- 1) с выемкой столбов заходками;
- 2) с выемкой столбов лавами для горизонтально-, полого- и наклоннозалегających рудных тел.

Система с выемкой длинных столбов заходками

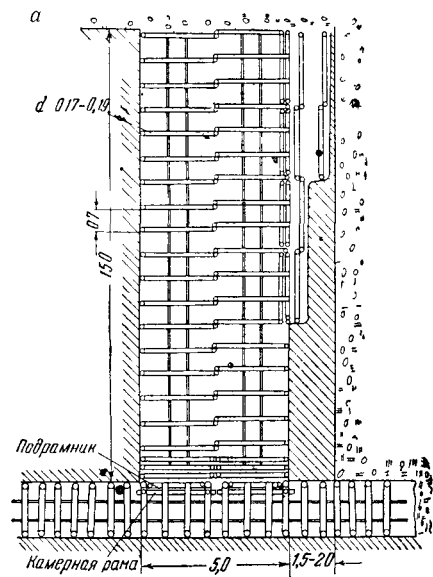
Выемка заходками применяется при слабой неустойчивой кровле. Описываемый ниже вариант распространен на Никопольских рудниках, разрабатывающих горизонтально залегающие пласты марганцевых руд мощностью 1—3,5 м. Кровля представлена пластичной глиной, руда мягкая, почти не требующая применения взрывных работ. Неустойчивость руды и кровли вынуждает ограничивать размеры выемочных участков и число одновременно поддерживаемых выработок.

Шахтное поле вскрывается центрально расположенными подъемными и вентиляционными стволами (рис. 195). Каждое крыло шахтного поля откаточным 1 и вентиляционным 2 штреками делят на панели шириной 120—150 м. Из этих штреков через 17—18 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 (рис. 196).

Заходки шириной 2,5 м проводят из выемочных штреков в направлении к выработанному пространству — завалу.

Руду отбивают отбойными молотками и доставляют по заходкам и выемочным штрекам скребковыми и ленточными кон-



6

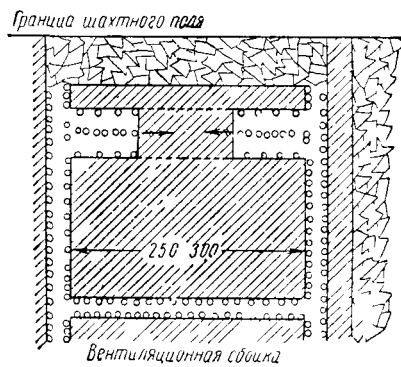


Рис 197 Выемка столба спаренными (а) и встречными (б) заходками

вейерами, а также в вагонетках. Заходки крепят неполными крепежными рамами через 0,7 м, с затяжкой кровли досками. Последовательность выемки заходок показана на рис. 196, а. По окончании выемки заходок I и II из них убирают оборудование (конвейеры или рельсовые пути) и по мере возможности выбивают крепь, после чего через короткое время происходит обрушение кровли.

Оставив временно со стороны обрушения целик шириной 1,5—2 м, тем же способом вынимают заходки III—IV, а затем выбирают упомянутый целик короткими заходками 1, 2, 3 в направлении от завала к выемочному штреку. Ввиду возрастающего давления кровли руды из этого целика удается обычно выбрать только частично. После выемки целика извлекается крепь из заходок III и IV, где также происходит обрушение пород кровли.

Аналогичным образом вынимают последующие заходки.

В случае преждевременного обрушения выемочного штрека порядок отработки столба изменяют. Из сохранившейся части выемочного штрека (на расстоянии 7—10 м от завала) на всю ширину столба проходят про сек (рис. 196, б).

Из этого просека ведут очистную выемку заходками I, II, III. Уменьшенная длина заходок позволяет ускорить их отработку и тем самым уменьшить горное давление.

Кроме рассмотренных применяют и другие способы расположения заходок, из которых следует отметить выемку столба спаренными заходками (рис. 197, а) и встречными заходками (рис. 197, б).

В первом случае ширина заходки равна 5 м; по ширине ее устанавливают две крепежные рамы, смещенные на толщину стойки. После проведения заходки извлекают обратным ходом оставленный между заходками целик руды.

Во втором случае заходки проводят навстречу одна другой, для чего один из выемочных штреков располагают в 2—3 м от завала (см. рис. 197, б). При встречных заходках быстрее обрабатывается столб, благодаря чему снижаются расходы по ремонту выработок, но зато возрастает объем нарезных работ и увеличиваются потери руды из-за безвозвратно теряемого «подзавального» целика.

На Никопольских рудниках при данной системе производительность труда забойного рабочего составляла 2,35—3,35 м³/смену, а расход крепежного леса 0,10—0,25 м³/м³.

По сравнению с выемкой столбов сплошным забоем выемка заходками медленней, уборка руды труднее поддается механизации, расход крепи, как правило, выше. Поэтому во всех случаях, если позволяет характер месторождения, следует вести выемку не заходками, а сплошным забоем.

Вариант с выемкой столбов сплошным забоем-лавой

На рис. 198 изображен вариант этой системы, применяемый на Чиатурских марганцевых рудниках в пластах средней мощности при относительно устойчивой кровле¹.

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, как это показано на рис. 198, 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 грузочного полка 4, где осуществляется загрузка вагонов.

С целью концентрации взорванной массы у забоя на Чиатурских рудниках применяют оградительные переносные щиты с ячейками размером 75 × 120 мм, изготовленные из стальных стержней диаметром 16 мм. Размеры щита 2500 × 1500 мм. Щиты устанавливаются вдоль ближайшего к лаве ряда стоек.

Благодаря оградительным щитам около 85% взорванной горной массы располагается между забоем и первым рядом стоек, уменьшается объем работ по перелопачиванию руды на скреперную дорожку.

За трехлетний период применения таких щитов было добыто 70 тыс. т руды². Производительность труда забойного рабочего

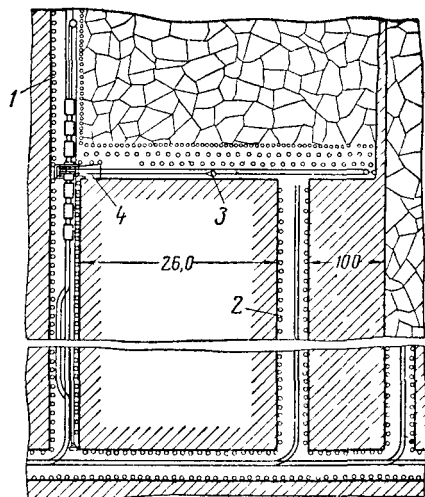


Рис 198 Столбовая система разра-
ботки с выемкой столбов забоем-лавой

¹ И. И. Зурабшвили и др. Повышение эффективности выемки лавы на марганцевых рудниках «Горный журнал», 1958, № 1.

² А. Г. Барлас. Щитовая механизированная крепь в Никопольском марганцевом бассейне. «Горный журнал», 1960, № 10.

возросла до 17—21 т/смену, т. е. в 2 раза по сравнению с отработкой столба заходками.

Доставка руды вдоль лавы и по штрекам может осуществляться также более производительными способами — ленточными или скребковыми конвейерами.

Для обреза кровли во время посадки лавы устанавливают органныю крепь, которая полностью теряется. Извлечение стоек для обрушения кровли производят тихоходной лебедкой.

На Чиатурских рудниках эта система имела следующие показатели:

Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	5,6
Расход леса, м ³ /т	0,029—0,032
Потери руды, %	13—15
Разубоживание, %	11—15

Разработка механизированными лавами наиболее производительна и имеет большие перспективы.

Высокие показатели заставляют изыскивать возможность применения этой системы и в неустойчивых вмещающих породах. Хорошие показатели выемки лавами достигнуты с использованием передвижной металлической щитовидной крепи типа ЩН-М-57 в условиях Никопольского бассейна.

Столбовая система разработки уступным забоем-лавой для наклоннозалегающих рудных тел

Данный вариант столбовой системы разработки уступным забоем-лавой с креплением кровли штанговой крепью и последующим обрушением применяется на Черемховском руднике (североуральские бокситовые рудники).

Подготовительные работы (рис. 199) состоят в проходке откаточного штрека 1, подэтажных штреков 2, разделяющих этажи с наклонной высотой 60—70 м на две-три панели, и наклонных восстающих 3. Кровля восстающего крепится штанговой крепью.

Очистная выемка в панели начинается с проходки под висячим боком залежи отрезной ленты высотой 2—2,5 м. Между восстающим и отрезной лентой оставляют временный целик 4 шириной 3 м.

Нижний уступ 5 высотой 1,5—2 м нарезают после расширения отрезной ленты до 6 м. В дальнейшем отработку ведут двумя уступами с опережением верхнего над нижним на 3—4 м.

Буровзрывные работы на уступах ведутся поочередно. Шпур глубиной 1,5—2 м располагают горизонтально.

Руду вдоль лавы, затем по подэтажному штреку и восстающему доставляют скреперными лебедками мощностью 14 и 28 кв. Скреперную лебедку в подэтажном штреке иногда устанавливают на тележке, перемещающейся по рельсовому пути.

Шпуров в кровле для установки штанговой крепи бурят после зачистки руды с площадки нижнего уступа. Штанги устанавливают по сетке 1 × 1 или 1,2 × 1,2 м.

После подвигания лавы на 9—10 м обрушают всячий бок путем взрывания вертикальных шпуров в кровле. Перед обрушением на расстоянии 1—1,5 м от забоя устанавливают один ряд органной крепи.

Рудный целик *б* около откаточного штрека отрабатывают этой же системой во время выемки нижележащего этажа.

Описанную систему разработки применяют в рудных телах мощностью не более 4 м.

По сравнению с системой слоевого обрушения, применявшейся в аналогичных условиях, производительность труда забойного рабочего возросла на 20—25% (до 4 м³/смену), а затраты на крепление снизились более чем в 2 раза (0,5—0,8 т металла и 9—10 м³ леса на 1000 т руды).

Заканчивая на этом описание класса систем с обрушением вмещающих пород, мы вернемся к их оценке позже, сравнивая их с системой подэтажного обрушения.

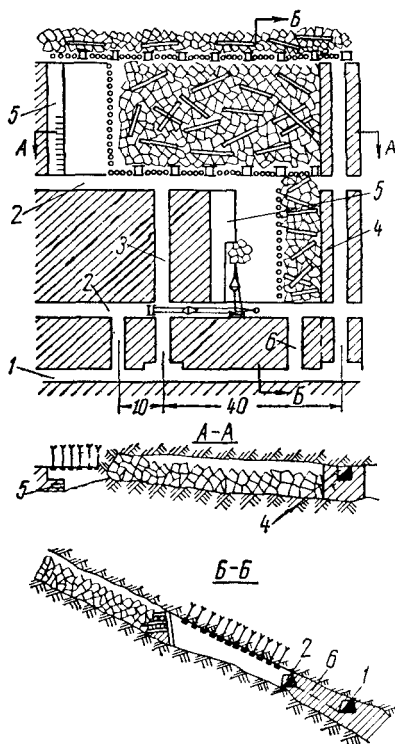


Рис. 199. Столбовая система разработки уступным забоем лавой

Глава XIII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

§ 1. Общая характеристика систем

Системы данного класса характеризуются обрушением подсеченного снизу и сбоку массива руды в подэтаже или этаже; вслед за обрушением массива, по мере выпуска обрушенной руды, покрывающие ее обрушенные пустые породы заполняют выработанное пространство.

Обрушение подсеченной руды может происходить только под действием собственного ее веса и горного давления и кроме этого — под действием зарядов ВВ, закладываемых в обрушаемом рудном массиве.

Особенность систем этого класса, отличающая их от систем предыдущих классов, заключается в использовании собственного веса руды и горного давления для отделения руды от массива и дробления ее.

Неустойчивость вмещающих пород в данном случае, как и при слоевом обрушении, не затрудняет, а облегчает разработку.

По состоянию очистного пространства в момент разработки системы двух классов с обрушением вмещающих пород и с обрушением руды и вмещающих пород близки между собой. Поэтому их нередко объединяют в один общий класс систем с обрушением, выделяя внутри его две группы систем.

Однако разделение этих систем на два самостоятельных класса как по первичному признаку — состоянию очистного пространства в момент разработки, так и по конструктивным особенностям, по условиям применения и основным техническим показателям, имеет полное основание.

В отличие от систем с обрушением вмещающих пород, где очистное пространство по мере выемки рудного массива заполняется обрушенными вмещающими породами, для систем рассматриваемого класса характерно заполнение очистного пространства в момент разработки обрушенной рудой и лежащей

на ней пустой породой Эта разница особенно резко выявляется при сравнении систем слоевого и этажного обрушения.

Выпуск основной массы руды под обрушенными породами — вторая 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.

§ 2. Система подэтажного обрушения

Система подэтажного обрушения получила наибольшее распространение при разработке железных руд. В подземной добыче Криворожского бассейна удельный вес этой системы составляет около 60%. Значительно реже она применяется при разработке руд цветных и редких металлов.

В группе систем подэтажного обрушения можно выделить две основные разновидности: 1) подэтажное обрушение с древесным матом; 2) подэтажное обрушение без древесного мата.

Первая система имеет в конструктивном отношении много общего со слоевым обрушением, вторая — значительно ближе к этажному обрушению. Поэтому условия применения этих двух разновидностей во многом различны.

По условиям применения система подэтажного обрушения с древесным матом близка к системе слоевого обрушения, однако существенная разница в показателях по извлечению и разубоживанию руды позволяет разграничить эти условия.

В отношении формы, мощности и угла падения рудного тела условия применения аналогичны. Но в рудных телах с мощностью меньше 4—5 м потери и разубоживание при подэтажном обрушении оказываются очень большими. Поэтому нижним пределом мощности для этой системы следует считать 6—8 м.

Подэтажное обрушение 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, 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. Однако для всех них характерны разубоживание и потери большие, чем при вариантах с древесным матом,

поэтому применение их нецелесообразно в ценных рудах при мощности менее 8—10 м.

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

Для уяснения сущности системы рассмотрим первоначально вариант с древесным матом и прямым скреперованием (рис. 200).

От основного штрека 1 через 7,5 м один от другого проводят восстающие 2 с двумя отделениями и через 4,5—7,5 м по вертикали подэтажные штреки 3. При высоте подэтажа 4,5—7,5 м и высоте подэтажного штрека 2,5 м толщина потолочины соответ-

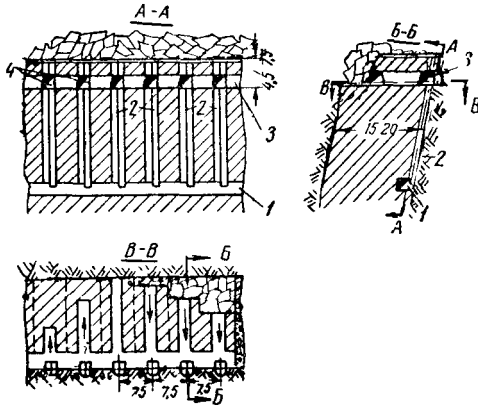


Рис. 200 Система подэтажного обрушения с древесным матом и прямым скреперованием

ственно равна 2—5 м. Длина блока 50—75 м. Подэтажи в блоке вынимают последовательно или же несколько из них отрабатывается одновременно с опережением верхних над нижними.

Против каждого восстающего проводят заходки 4 шириной 2,5 м и высотой 2—2,5 м. При проведении заходок и выемке расположенных между ними целиков и потолочины соблюдается опережение на 4—6 м. По правилам безопасности, в случае отсутствия мата это опережение должно составлять 10 м.

На рис. 200 выемка односторонняя, отступающая, т. е. подвигающаяся от одного (правого) конца блока к другому. Чаще выемка бывает двусторонняя и подвигается от середины блока к флангам.

Заходки и подэтажные штреки крепят неполными крепежными рамами через 0,5—1,5 м.

Проведение заходок составляет стадию нарезки панели, т. е. участка, равного по ширине заходке и половине целика с каждой стороны ее, по длине равного длине заходки, а по высоте — высоте подэтажа.

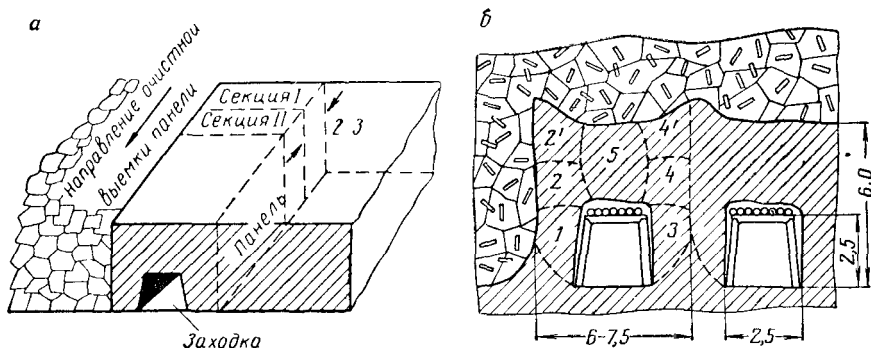


Рис. 201. Обработка панели и секции

Очистная выемка состоит в отработке панели секциями в направлении от висячего бока к лежачему (рис. 201, а). С этой целью после подведения камерных рам под верхняки удаляют боковую затяжку и стойки последних рам заходки на протяжении 2—3 м.

Бока заходки обрушивают в следующем порядке (рис. 201, б). Сначала обрушивают и подрывают участок 1, прилегающий к обрушенному пространству, а затем после уборки взорванной руды — потолочину 2 над этим участком. Если потолочина после взрыва полностью не обрушается (объем 2'), то в ней выбурируют еще два-три шпура. Перед обрушиванием в этом же порядке целика и потолочины с другой стороны заходки (объем 3, 4) стойки со стороны обрушения покрывают затяжкой. В последнюю очередь обрушают потолочину над заходкой (объем 5). При неустойчивой руде потолочина, имея пять плоскостей обнажения, самообрушается после удаления затяжки в кровле. В устойчивой руде для обрушения потолочины выбурируют один-два шпура.

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 м². 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.

Общий расход крепежного леса на крепь и древесный мат составляет в среднем 3—4% от объема выработанного пространства, т. е. в несколько раз меньше, чем при слоевом обрушении.

На рис. 200 очистная выемка блока представлена в период полного развития работ. В крайней правой панели вынута три секции, во второй — две, в третьей одна. В четвертой панели только пройдена до конца заходка, а в панелях, расположенных слева от нее, проведение заходов еще не закончено.

Скреперные лебедки устанавливают около каждого восстающего (над ним или в специальных камерах).

Так же как и при слоевом обрушении, заходки можно располагать по простиранию, при этом вместо подэтажных штреков для подготовки проводят подэтажные орты.

Недостатки рассмотренного варианта — большое число восстающих и значительные расходы по подготовке блока.

Для сокращения числа восстающих иногда пользуются разветвленными восстающими или применяют вариант с устройством аккумулирующих штреков. Ввиду небольшой области распространения систем подэтажного обрушения с применением древесного мата описание их здесь не приводим; интересующиеся могут найти описание этих систем в соответствующей литературе¹.

Подэтажное обрушение без древесного мата

Эта система получила широкое распространение в Криворожском железорудном бассейне.

Первоначально на рудниках этого бассейна широко применяли вариант «грушевидные заходки» и камерный вариант с отбойкой руды мелкими шпурами².

В настоящее время вследствие опасности работ и низкой производительности при этих вариантах их почти полностью заменили вариантами с отбойкой руды штанговыми шпурами и глубокими скважинами.

¹ М. И. Агошков. Разработка рудных месторождений. Металлургиздат, 1954, стр. 395—396.

² С. Г. Борисенко и др. Системы разработки железорудных залежей в Криворожском бассейне. Metallurgizdat, 1953, стр. 15—19.

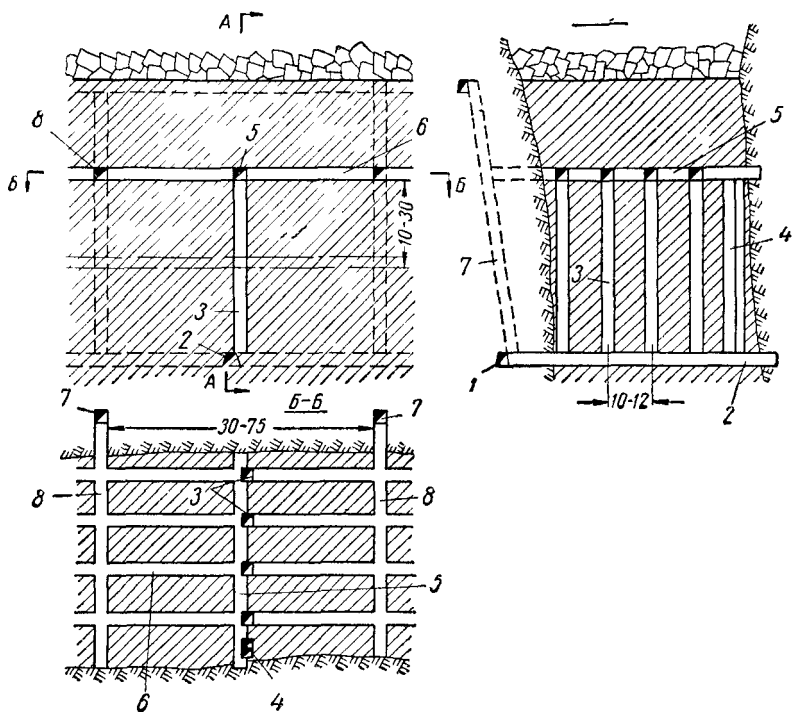


Рис. 202. Подготовка блока при подэтажном обрушении с прямым скреперованием руды

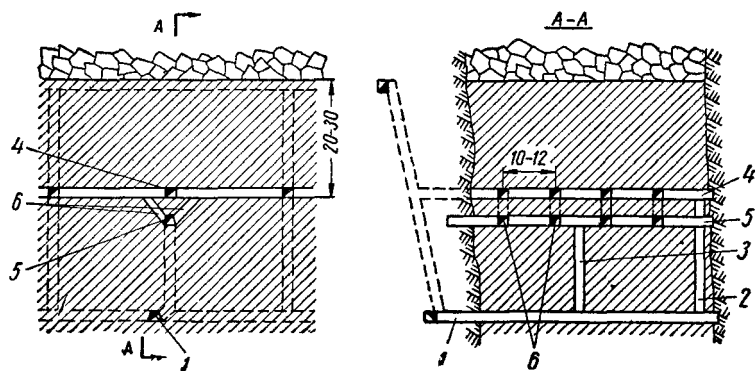


Рис. 203. Подготовка блока при подэтажном обрушении с аккумуляцией руды

Способы подготовки Для различных вариантов подэтажно-го обрушения можно применять одинаковые схемы подготовки. 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.

На рис. 202 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 аккумулярующими выработками и двойным скреперованием руды, изображенный на рис. 203.

Из откаточного орта 1 проводят вентиляционно-ходовой восстающий 2 и один рудоспуск 3. Ниже подэтажного орта 4 располагают аккумулярующий орт 5, который сбивают с подэтажными штреками короткими рудоспусками 6.

В аккумулярующих выработках устанавливают мощные скреперные установки (ЛС-45 и др.), часто со спаренными скреперами емкостью 0,2—0,35 м³.

Уменьшение числа рудоспусков позволяет исключить многолюковую погрузку, что способствует повышению производительности труда рабочих внутришахтного транспорта.

Рассмотрим основные способы обработки панелей, применяемые в Криворожском бассейне.

Вариант «закрытый веер». Этот вариант подэтажного обрушения (рис. 204) является одним из наиболее распространенных в Криворожском бассейне. Подготовка блока показана на рис. 202 и 203. Подэтажные штреки или орты 1 (рис. 204, 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 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 в среднем до 90—120 т/смену, а по нарезным работам и обрушению 60—80 т/смену.

Этот вариант подэтажного обрушения имеет много разновидностей, предназначенных для разработки руд с различными физическими свойствами и для рудных тел разной мощности

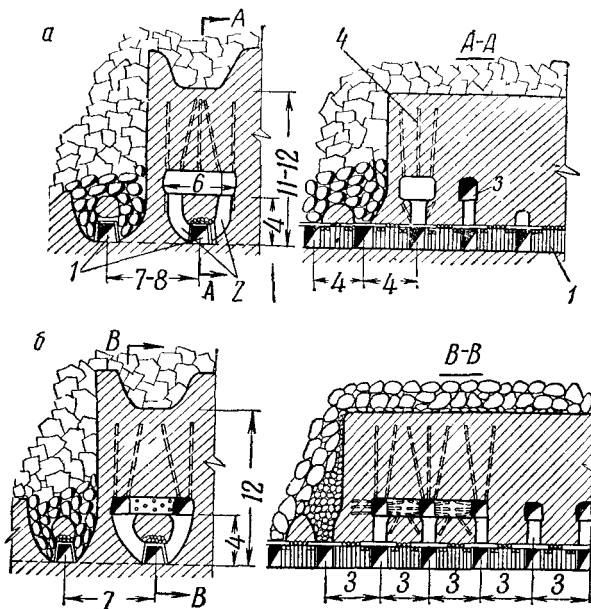


Рис. 204. Вариант системы подэтажного обрушения «закрытый веер»

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. 204, б).

Вариант системы с отрезной камерой успешно применяется в рудах с коэффициентом крепости 5—8.

Этот вариант по сравнению с обычным вариантом «закрытый веер» имеет следующие преимущества: 1) резко сокращается объем нарезных работ, так как нет необходимости проходки подрезных ортов и штреков; 2) снижаются потери и разубоживание руды; 3) около 60% руды от общего запаса ее в блоке добывается без разубоживания (вместо обычных 40%).

Сущность варианта системы с отрезной камерой понятна из рис. 205. Блок обычной длины (60 м) обрабатывается панелями

шириной 7—7,5 м, остальные размеры основных элементов такие же, как у обычного варианта «закрытый веер».

Каждая панель обрабатывается зонами длиной по 15 м (четыре зоны на полную длину панели) с четырьмя-пятью парами дучек по обеим сторонам подэтажного штрека.

На рис. 205 зона I в правой половине блока уже отработана, и обрушенная руда в основном выпущена. В зоне II после обрушивания и взрывания штанговых скважин в кровле дучек 2—5

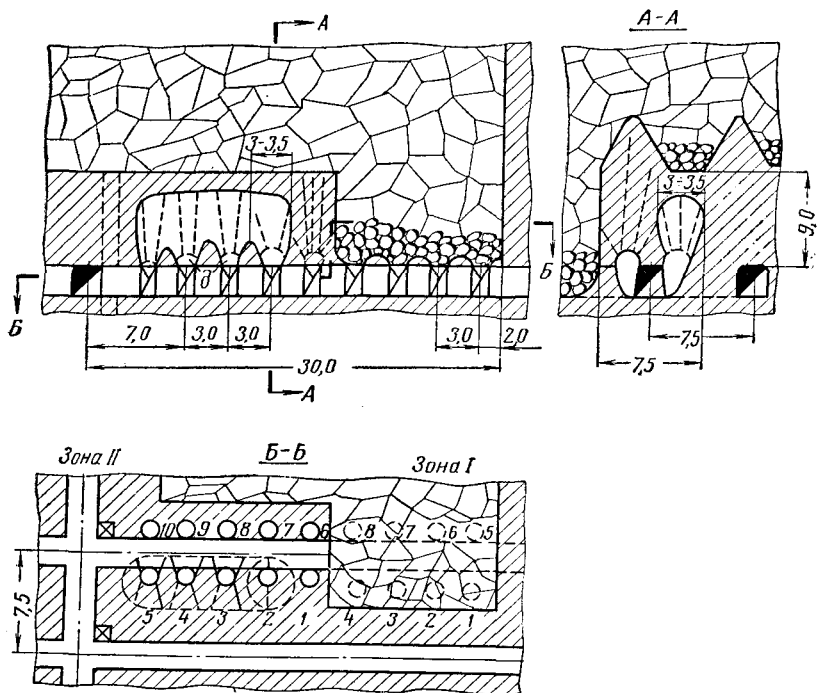


Рис. 205. Вариант «закрытый веер» с отрезной камерой

(по четыре-пять скважин) создана отрезная камера с одной стороны подэтажного штрека. Толщина потолочины около 2—2,5 м.

Обрушение рудного массива зоны с другой стороны подэтажного штрека над отрезной камерой осуществляется штанговыми скважинами, пробуренными в кровле дучек 1, 6, 7, 8, 9 и 10 (по пять-шесть скважин в каждой).

Обрушенная руда выпускается из парных дучек 2 и 7, 3 и 8, 4 и 9, 5 и 10 периодически равными дозами. По окончании выпуска руды из указанных дучек приступают к выпуску из дучек 1 и 6. После этого начинают по всей длине панели выпускать

разубоженные руды. Без разубоживания удается выдать всю руду, добытую при проходке дучек и отрезных камер (около 35% от запаса блока) и до 25% обрушенной руды.

В практике Криворожского бассейна наблюдаются значительные колебания показателей варианта «закрытый веер» в зависимости от горногеологических условий:

Производительность труда, т/смену:	
бурильщика (по нарезным и очистным работам)	60—120
скрепериста	60—100
забойного рабочего	25—35
Расход ВВ, г/т	125—250
Объем нарезных работ (по отношению к общим запасам блока), %	9—14
Количественные потери, %	4—10
	(иногда больше)
Общие истинные потери, %	12—25

Камерно-подрезной вариант, называемый иногда «камера над дучками», существенно отличается от ранее применявшегося на Криворожских рудниках камерного варианта с мелкошпуровой отбойкой.

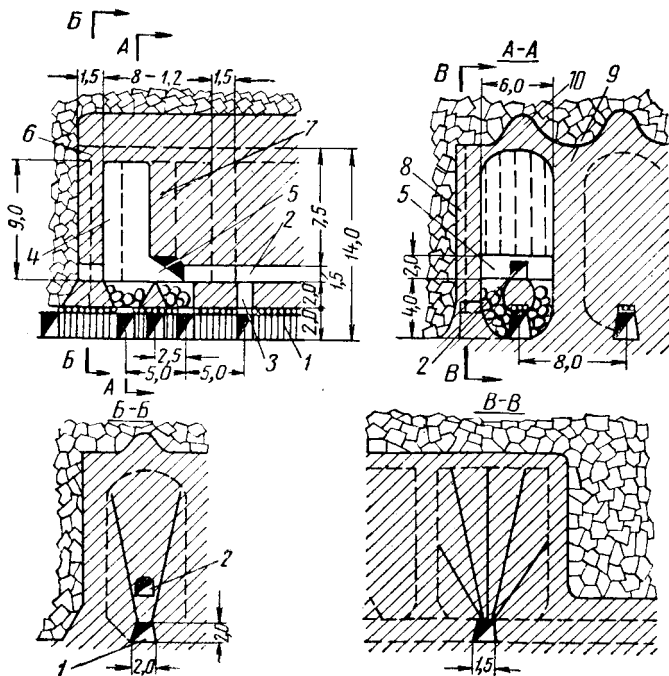


Рис. 206. Камерно-подрезной вариант подэтажного обрушения

При этом варианте (рис. 206) выше подэтажного штрека 1 проходят подрезной штрек 2 и затем дучки 3.

После образования отрезкой щели 4 и проведения заходки 5 пробуривают неглубокие шпурсы вниз для образования воронок в основании камеры. Затем параллельными штанговыми шпурсами глубиной 6—8 м обуривают кровлю над заходкой 5.

После выпуска отбитой руды проводят новую заходку, снова бурят шпурсы 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 целиками руды (передним и задним лобовыми целиками 6 и 7; боковыми целиками 8 и 9 и потолочиной 10). Целик 6 обуривают из подэтажного штрека, а целик 8— из специально пройденной от подэтажного штрека буровой выработки. 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. Поэтому камерно-подрезной вариант можно рекомендовать только в устойчивых рудах. Другой недостаток этого варианта — конструктивная сложность системы и большой объем нарезных работ.

Камерно-подрезной вариант характеризуется следующими показателями:

Производительность труда бурильщика, <i>т/смену</i>	55—120
Производительность труда забойного рабочего, <i>т/смену</i>	25—60
Расход ВВ, <i>г/т</i>	15—300

Вариант с отбойкой руды глубокими скважинами. Этот вариант (рис. 207) получает все большее распространение на Криворожских рудниках ввиду высокой производительности и безопасности работ.

Подэтажное обрушение с отбойкой глубокими скважинами применяют в рудах различной крепости (коэффициент крепости от 3 до 9—12).

Этаж разбивают на два-три подэтажа высотой 20—30 м. В отличие от ранее рассмотренных вариантов в панели проходят два-три подэтажных штрека 1; ширина ее составляет 16—25 м.

Скважины бурят вращательными или ударно-вращательными станками из буровых камер 2. В варианте, показанном на рис. 207, две камеры засекаются из восстающего 3 (для верхнего и нижнего слоев) и одна из восстающего 4 (для среднего слоя).

Расположение скважин веерообразное; толщина обрушаемых слоев руды определяется диаметром скважин и составляет 3—3,5 м при диаметре скважин 85 мм и 4—4,5 м при диаметре 105 мм.

Подсечка панели производится мелкошпуровым способом одновременно с бурением скважин в слоях. Высота подсечки 5—2,5 м, площадь около 400 м². Посредине подсеченного участка в недостаточно устойчивой руде оставляют поддерживающий целик б. Опыт показывает, что эти целики от взрыва часто разрушаются не на мелкие куски, а на очень крупные глыбы, поэтому оставлять их не рекомендуется. Скважины во всех слоях взрывают одновременно.

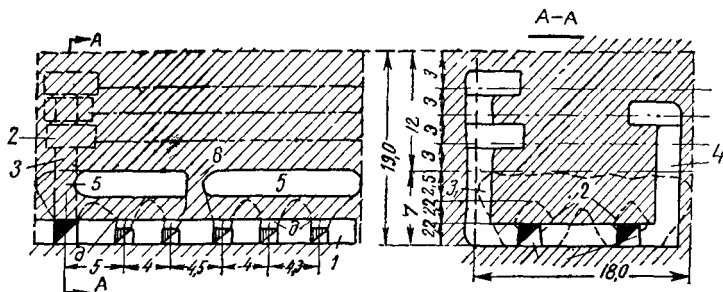


Рис. 207. Вариант подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами

Взрывчатое вещество вводят в скважины в специальных патронах диаметром 70—75 мм, длиной 450—500 мм, весом около 1,80 кг. Число патронов в скважине в зависимости от глубины ее составляет от 20 до 50.

В каждую скважину укладывают две нитки детонирующего шнура; концы его, выходящие из скважин, собирают в пучок и связывают с патроном динамита и электродинамитом. Электродетонаторы в группе соединяют параллельно, а в электровзрывной сети — последовательно.

Руду после обрушения слоев выпускают через дучки на подэтажные штреки 1, по которым скреперуют до блокового восстающего.

На рис. 208 изображен вариант системы подэтажного обрушения глубокими скважинами в сочетании со штанговыми скважинами. Последние используются лишь для подсечки панели. Так как при подсечке панели отбивается почти столько же руды, сколько и при обрушении глубокими скважинами, то метод отбойки можно считать комбинированным (на рис. 208 высота подсечки 6 м, высота обрушаемого слоя 7 м).

Размеры основных конструктивных элементов данного варианта системы и общий порядок работ видны из рис. 208.

Панель отрабатывают на два подэтажных штрека 1, закрепленных сплошными крепежными рамами. Из штреков в обе стороны через каждые 4 м проходят выпускные дучки сечением 1,2 × 1,2 м на высоту 3 м от кровли штрека; в верхней части их

расширяют и превращают в воронки. Одну крайнюю дучку над каждым штреком проходят на высоту около 9 м и используют как отрезной восстающий.

Для подсечки панели над дучками пробуривают комплекты штанговых скважин 2 и последовательно взрывают их над каждой парой воронок. Взорванную руду выпускают, оставляя воронки заполненными рудой.

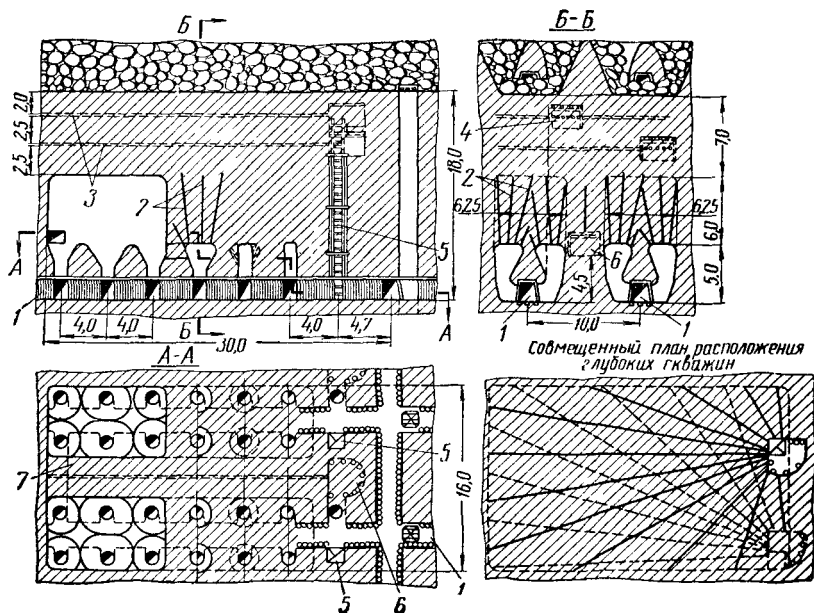


Рис. 208. Вариант подэтажного обрушения глубокими скважинами с подсечкой штанговыми шпурами

По окончании подсечки панели над обоими штреками заряжают и взрывают глубокие скважины 3, расположенные двумя перекрывающимися друг друга веерами. Центр каждого веера находится в одной из буровых камер 4, пройденных из восстающих 5 и расположенных на разной высоте. Расстояние между веерообразными комплектами глубоких скважин по вертикали 2,5 м.

В первую очередь взрывают глубокие скважины, пробуренные в виде вертикального веерообразного комплекта из камеры 6, расположенной во временном целике 7 между подсечными камерами. После этого одновременно взрывают глубокие скважины обеих горизонтальных веерных комплектов.

Этот вариант системы с различными видоизменениями получил большое распространение на железных рудниках

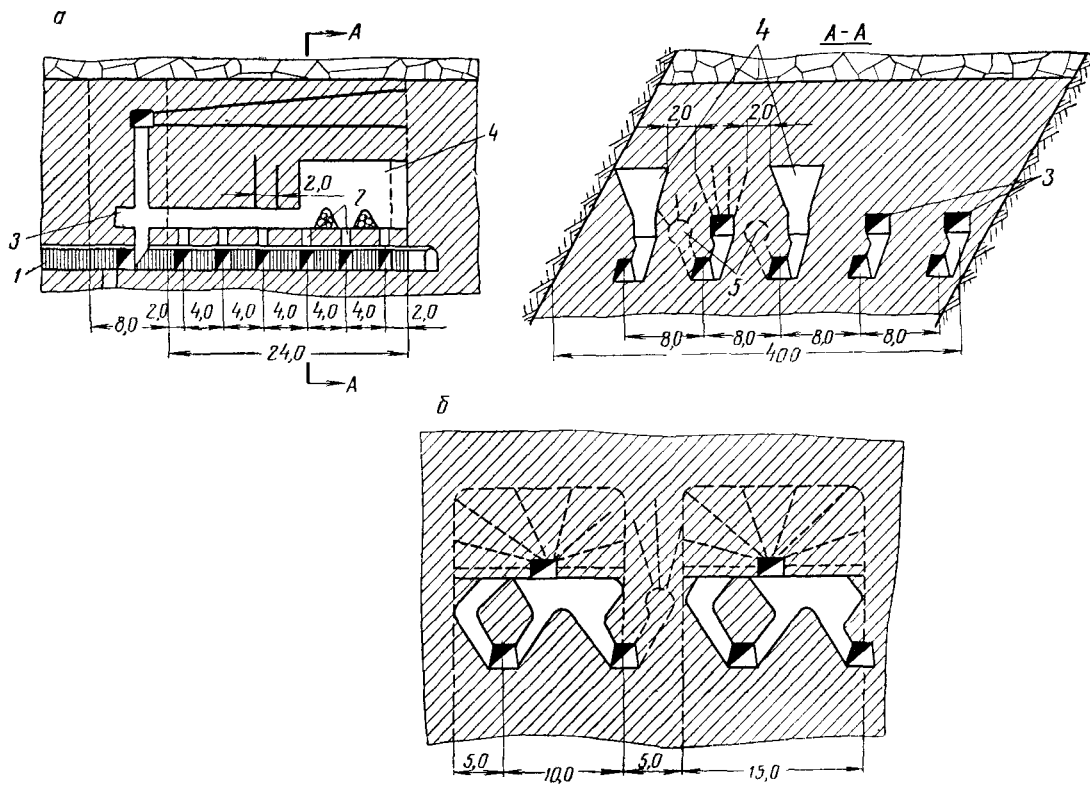


Рис. 209. Способы для подсечки при подэтажном обрушении

Криворожского бассейна в довольно слабых рудах (коэффициент крепости 3—5).

Способы подсечки при системе подэтажного обрушения с помощью глубоких скважин довольно разнообразны.

На рис. 209 показан получивший широкое распространение траншейный способ подсечки.

Описание этого способа при системах с открытым очистным пространством дано в главе VIII.

Из панельных штреков 1 через каждые 4—4,5 м проходят выпускные дучки 2 до уровня почвы подсечного штрека 3, из которого после образования в конце панели отрезной щели бурят в кровлю каждого подсечного штрека веерообразные комплекты штанговых шпуров.

В результате последовательного взрывания этих шпуров над каждым панельным штреком образуется подсечная траншея 4, соединенная с подэтажным штреком дучками.

Траншеи можно создавать одновременно из нескольких подсечных штреков или же в определенной последовательности, например группами по два соседних штрека или попарно через один штрек, как показано на рис. 209.

Для полноты извлечения руды между панельными штреками проходят дучки 5, концы их расширяют в виде грушевидных камер и из них разбуривают и расстреливают целик.

Площадь подсечки при данном варианте системы подэтажного обрушения составляет 330—420 м² при выпуске руды на два панельных штрека и 400—625 м² при выпуске на три штрека.

Применение траншейного способа подсечки в двух камерах дало повышение производительности труда бурильщика против существующей: в одном случае с 41 до 110 т/смену, в другом — с 37 до 102 т/смену.

После образования траншеи массив руды над ними обрушают взрыванием глубоких скважин.

Сущность способа подсечки, предложенного А. Ф. Зиньковым, также имеющего распространение на Криворожских рудниках, ясна из рис. 209.

В последнее время на рудниках им. Дзержинского успешно испытан вариант подэтажного обрушения с отбойкой руды восходящими и веерами глубоких скважин.

Этаж высотой 80 м обрабатывается двумя подэтажами по 40 м (рис. 210). Из откаточного орта 1 через 30—35 м до аккумулярующего орта 2 проходят рудоспускные восстающие 3. В кровле аккумулярующего орта через 25—30 м проходят штреки скреперования 4, над которыми образуют отрезные щели 5.

Отрезную щель создают последовательным взрыванием восходящих вертикальных параллельных скважин, которые бурят из бурового штрека, пройденного на высоте 6—8 м над штре-

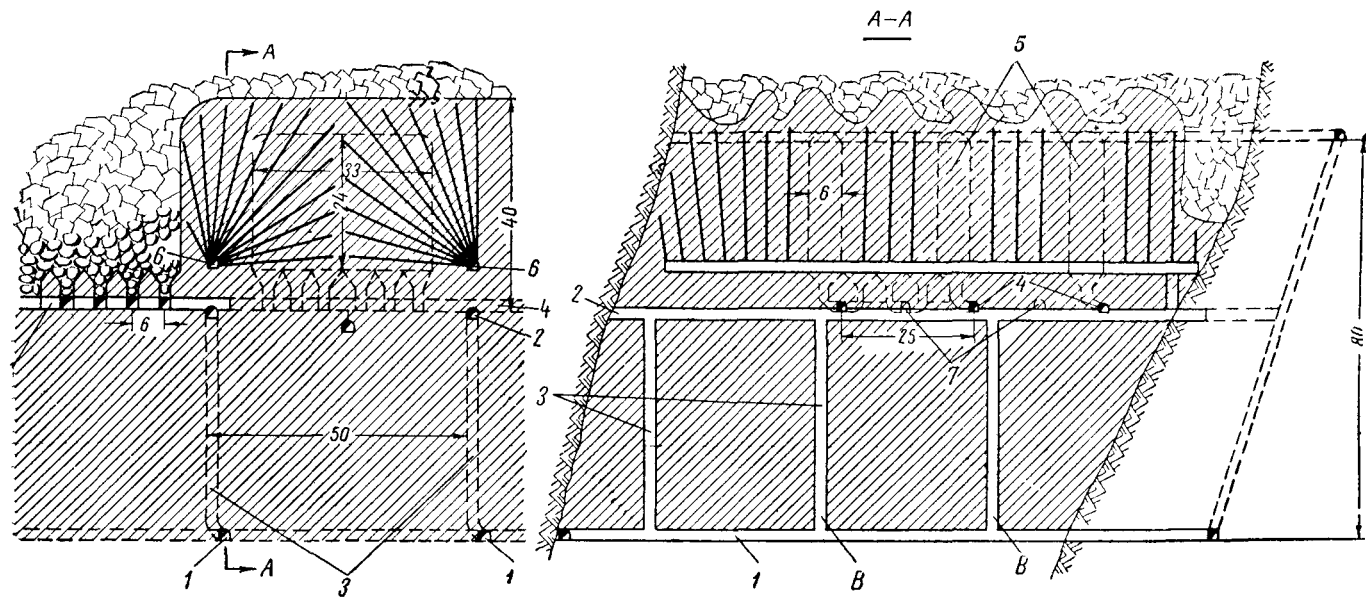


Рис. 210. Подэтажное обрушение с отбойкой руды вертикальными веерными комплектами глубоких скважин

ксм скреперования. Высота отрезной щели 24 м, ширина 5—6 м, длина 33 мм.

Массив руды у флангов и между отрезными щелями разбуривают из буровых ортов 6 веерообразно расположенными комплектами глубоких скважин

После взрывания скважин под взорванным массивом между ранее пройденными штреками скреперования 4 проходят дополнительные штреки скреперования 7 (на половину ширины обрушенной панели). Затем из штреков 7 проходят выпускные дучки. Проходка выработок скреперования после обрушения панели обеспечивает лучшую устойчивость этих выработок

Выпуск руды, а также и проходку выработок скреперования ведут последовательно от лежащего бока к висячему. Размеры участка, на котором ведется выпуск, равны по простиранию 25 м (половина ширины блока), вкрест простирания 25—30 м (на две-три выработки скреперования).

Руда из штреков скреперования поступает в аккумулирующий орт 2 и затем доставляется мощными лебедками до рудоспускных восстающих 3.

Аналогичный вариант подэтажного обрушения, но с отбойкой руды нисходящими веерами глубоких скважин применяют на Лебяжинском железном руднике (Урал).

Подэтажное самообрушение. Система подэтажного самообрушения впервые была освоена в 1954—1955 гг. на шахте «Центральная» рудника Ингулец. Участок рудного тела, где применялась эта система, имел мощность 60—65 м, угол падения 60—70° и крепость руды 2—4 по шкале М. М. Протодяконова.

Подготовительные работы (рис. 211) заключаются в проходке из откаточных выработок через 8—9 м рудоспускных восстающих 1, из которых через 18—20 м (высота подэтажа) проходят штреки скреперования 2 длиной 22—30 м. По центру и по границе блока эти штреки сбивают ортами 3. Подэтажи правой и левой частей блока смещены по вертикали на 8—9 м. Дучки из штреков скреперования проходятся через 3—4 м

Подсечку подэтажа производят штанговыми шпурами глубиной 4—5 м, пробуренными из дучек. Из каждой дучки бурят четыре-пять шпуров. Подсечку ведут зонами площадью 400—600 м² (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 м², полное самообрушение происходит при увеличении ее до 300—400 м².

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 производится равномерный выпуск руды путем скреперования ее

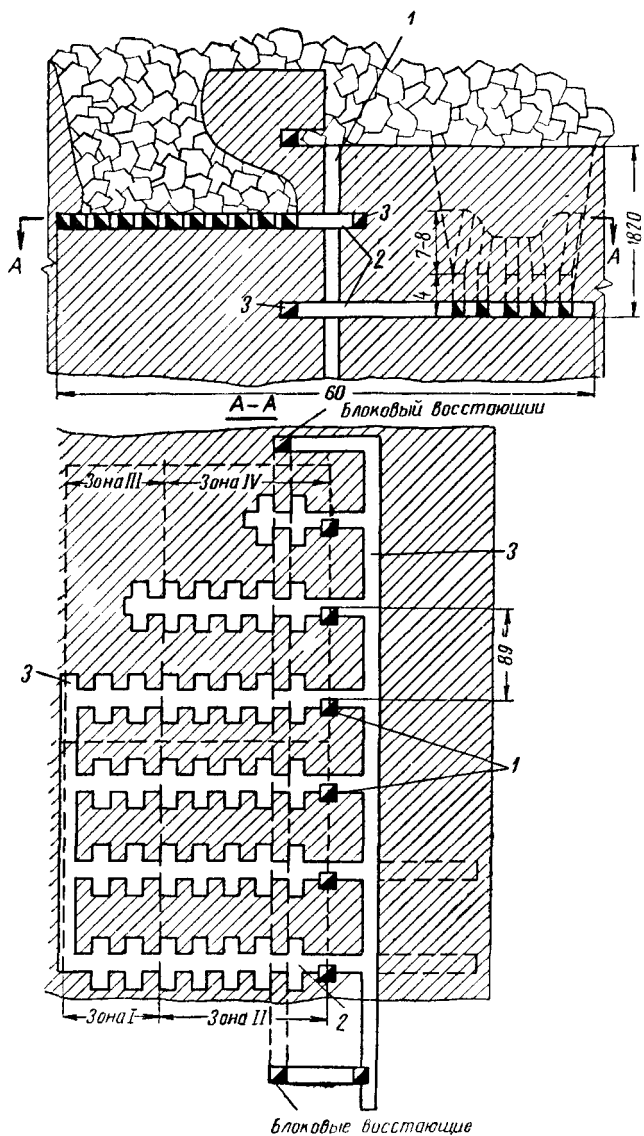


Рис 211 Система подэтажного самообрушения

к рудоспускам. Выработки горизонта скреперования были закреплены податливыми арками из профиля СП-18.

Ниже приводятся показатели, достигнутые на руднике им. Р. Люксембург при подэтажном самообрушении:

Месячная производительность блока, тыс <i>t</i>	13—18
Производительность труда, <i>t/смену</i>	
бурильщика	179
скрепериста	75
забойного рабочего	47
Потери руды, %	1,6
Разубоживание, %	22

По сравнению с применявшимся на этом руднике вариантом «закрытый веер» при подэтажном самообрушении уменьшились потери и разубоживание руды вследствие увеличения площади обрушения в 4—5 раз и высоты подэтажа в 2 раза; уменьшилась на 25% себестоимость 1 *t* руды.

По сравнению с этажным самообрушением наблюдается меньшее горное давление как следствие меньшей высоты обрушаемого массива.

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 слезивающихся рудах. Достаточная мощность рудного тела (20—25 *m*) позволяет применять эту систему разработки при любых углах падения.

Вариант с доставкой руды по подэтажным выработкам в вагонетках (шведский вариант подэтажного обрушения) получил особенно широкое распространение на железных рудниках Швеции.

Подготовительные работы состоят в проходке полевых откаточных штреков 1 (рис. 212, *a*), которые через 50—60 *m* по протраирию 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 *m*. Через 400—500 *m* между главными горизонтами проходят уклоны (10°) для доставки с горизонта на горизонт, а также на подэтажи горных машин.

На каждом подэтаже высотой 5—9 *m* проходят по контакту с лежащим боком подэтажные штреки 4, которые соединены с восстающими короткими квершлагами 5. Из подэтажных штреков через 6—7 *m* проводят подэтажные орты 6 до висячего бока.

Отбойка руды осуществляется веерными комплектами шпуров, располагаемых с наклоном 60—70° вперед (рис. 212, *b*, *в*). Шпуры диаметром 32—38 *мм* бурят перфораторами на самоходных буровых каретках. Производительность одной такой установки составляет до 150 *m/смену*.

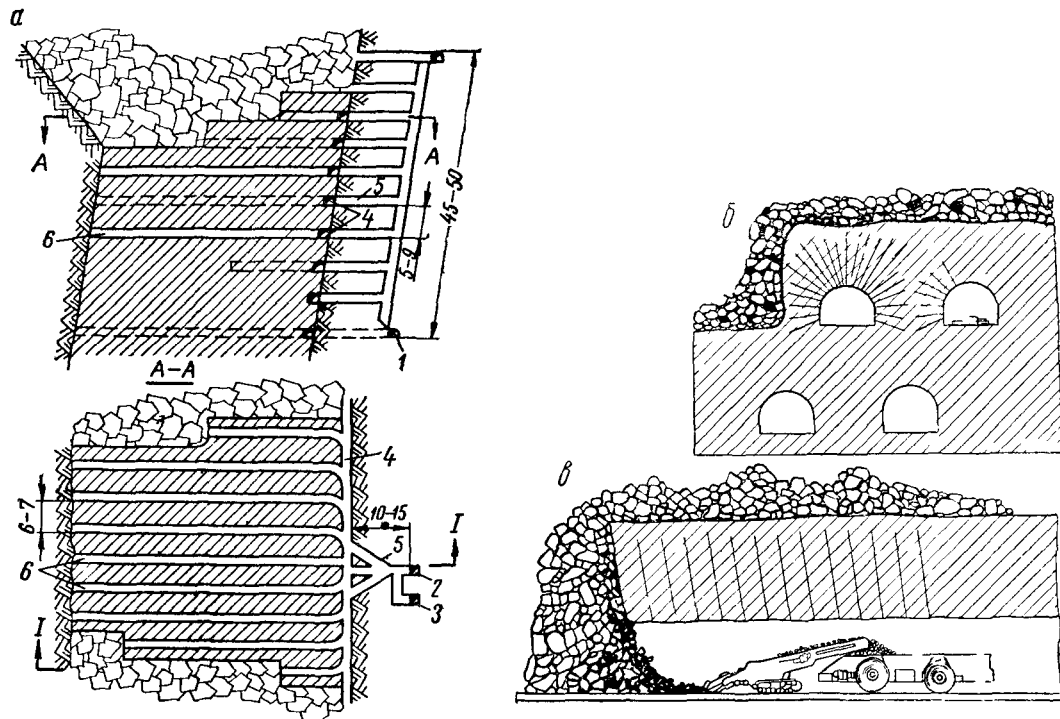


Рис 212 Шведский вариант подэтажного обрушения

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. 212, в). Вагонетка транспортирует руду до рудоспуска 2, по которому руда поступает к откаточному штреку, где ее грузят в 20-тонные рудничные вагонетки. Производительность одной погрузочной машины с двумя челночными вагонетками достигает 1000 т руды в смену.

На шведских рудниках Гренгесберг и Блетбергет для погрузки руды используют ковшовые рельсовые погрузочные машины, аналогичные машинам ПМД. Руду грузят в 2-тонные вагонетки, которые вручную откатывают до рудоспуска.

Описанный вариант поэтажного обрушения применяется на шведских рудниках в крепких устойчивых породах. В аналогичных условиях на отечественных рудниках применяют камерный вариант поэтажного обрушения («камера над дучками»).

По сравнению с этой системой, а также и другими вариантами поэтажного обрушения, применяемыми на рудниках Криворожского бассейна, шведский вариант значительно проще. В нем отсутствует необходимость таких работ, как проведение дучек, подсечка, отрезка и пр. Погрузка руды непосредственно с почзы поэтажной выработки повышает коэффициент использования оборудования, исключает необходимость производства относительно опасных работ по ликвидации завесаний руды в дучках.

Наличие монолитного, неизрезанного выработками массива руды над поэтажными ортами и штреками позволяет проходить эти выработки без крепи, в то время как поэтажное обрушение со скреперной доставкой руды вследствие изрезанности надштрекового целика дучками, воронками, сбоями вынуждает применять крепь, а иногда и многократно ремонтировать ее даже в относительно устойчивых рудах.

Поэтому, несмотря на значительный удельный вес нарезных работ, вызванный небольшой высотой поэтажа и узкими панелями, рассмотренный вариант поэтажного обрушения отличается высокой производительностью подземных рабочих. Производительность труда одного рабочего на руднике Гренгесберг равняется, т/смену:

При проходке поэтажных выработок	25
При очистной выемке	85
Одного рабочего по руднику	20—30

Потери руды составляют около 10%.

Эти показатели свидетельствуют о высокой эффективности варианта с доставкой руды по поэтажным выработкам в ва-

гонетках при условии высокой механизации производственных процессов.

Сравнительная оценка вариантов подэтажного обрушения

В табл. 17 приведены технико-экономические показатели различных вариантов подэтажного обрушения, достигнутые в Криворожском бассейне за последние годы¹.

Таблица 17

Технико-экономические показатели различных вариантов систем подэтажного обрушения на рудниках Криворожского бассейна

Варианты систем разработки	Удельный вес в подземной добыче, %	Объем нарезных работ на 1000 т запасов, м	Производительность труда, т/смену			Разубоживание, %	Потери, %
			бурильщика	забойного рабочего	рабочего по системе		
«Закрытый веер»	25	6,03	100,2	42,6	19,6	8,97	17,28
«Камера над дучками»	10	10,4	54,2	27,2	14,3	6,05	15,92
С отбойкой руды горизонтальными скважинами	14	4,84	121,0	48,2 (61,8)*	25,8	10,45	16,63
Подэтажное самообрушение	7,8	4,1	189,4	57,5	23,8	11,1	12,72
Прочие варианты	4,9	—	—	—	—	—	—
Итого по подэтажному обрушению	61,7	6,6	89,4	38,4	18,8	8,25	16,09

* По шахте «Гигант» рудника им. Дзержинского.

Из таблицы видно, что наиболее распространенными являются варианты «закрытый веер» и с отбойкой руды горизонтальными скважинами, причем последний имеет также наиболее высокую производительность и наиболее низкую себестоимость добычи, а поэтому является наиболее перспективным.

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.

§ 3. Сравнительная оценка систем слоевого обрушения, подэтажного и системы 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.

¹ П. М. Вольфсон. Перспективы применения системы подэтажного обрушения в Криворожском бассейне. «Горный журнал», 1959, № 10.

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 двух остальных системах. Характерно, что если при слоевом обрушении 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 толщ 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 полным 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 20—25%; разубоживание руды соответственно составляет 5—10 и 15—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 большие потери, чем слоевое обрушение, но позволяют отсортировать 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.

Интенсивность разработки подэтажным обрушением примерно на 50% выше, чем слоевым, потому что в каждом блоке может разрабатываться большее число заходов, а процесс выемки отдельной заходки протекает интенсивнее.

Наибольшей гибкостью обладает система с креплением и закладкой, на втором месте стоит слоевое обрушение и на третьем подэтажное.

§ 4. Система этажного самообрушения

Система этажного самообрушения возникла из системы подэтажного самообрушения в результате увеличения высоты обрушаемого массива руды (вплоть до полной высоты этажа) для снижения объема подготовительных и нарезных работ.

Сущность данной системы (рис. 213) состоит в следующем.

Этаж высотой 40—100 м 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 обрушенной рудой обрушение начинает замедляться

Обрушенную руду выпускают через рудоспуски, соединяющие подсечное пространство с горизонтом грохочения или скрепления.

За 50 лет существования система этажного самообрушения претерпела большие конструктивные изменения, однако область применения ее осталась довольно узкой, ограниченной.

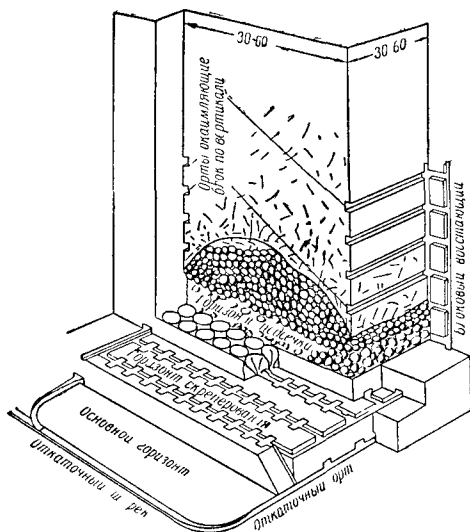


Рис. 213. Общий вид (схема) системы этажного самообрушения

Горногеологические условия применения системы этажного самообрушения.

1. Склонность руды самообрушаться в кусках умеренных размеров или способность крупных обрушенных кусков руды дробиться после обрушения под действием давления сверху. Это условие связано с определенными физико-механическими свойствами руды и резко ограничивает область применения системы.

Все разрабатываемые этажным самообрушением залежи характеризуются интенсивной трещиноватостью, слоистостью

руды или наличием в плотном рудном массиве частых прослоек мягких материалов.

Отмечаемые некоторыми авторами достижения рудников США в применении блокового обрушения в крепких рудах (молибденовый рудник Клаймакс, известняковый рудник Крестоморе и др.) при внимательном изучении оказываются преувеличенными. Являясь монолитными, крепкими в отдельных кусках и устойчивыми при небольших обнажениях, эти руды обладают ярко выраженной макро- и микротрещиноватостью, слоистостью или густо изрезаны прослойками более мягких минералов. Вследствие этого при подсечке снизу на большой площади такие руды обрушаются постепенно в кусках умеренных размеров. Отдельные отслоившиеся крупные глыбы руды благодаря особым физическим свойствам ее дробятся под действием давления верхних слоев обрушенной руды и при движении.

2. Большая мощность рудных залежей — не меньше 25 м при горизонтальном и пологом залегании и не меньше 30 м при крутом падении.

При небольшой мощности самообрушение происходит неэффективно, увеличиваются расходы по подготовке и нарезке блоков, а также возникают высокие потери и разубоживание руды.

3. Низкое содержание металла в руде. При ценной руде ущерб от высоких потерь ее и рост расходов по переработке в связи со значительным разубоживанием будут превышать экономию, достигнутую от удешевления добычи.

4. Значительная минерализация вмещающих пород. Ввиду того что к добываемой руде примешивается большое количество вмещающих пород, успешные результаты могут быть достигнуты только на месторождениях, где эти породы минерализованы настолько, что практически представляют собой руду того же полезного компонента, но не промышленную, с низким содержанием.

Расчеты показывают, что, например, на меднопорфировых рудниках США, широко применяющих этажное обрушение, содержание меди во вмещающих породах составляет примерно половину содержания ее в промышленной руде.

На асбестовых рудниках Кинг и Джонсон, где этажное самообрушение дало особенно большой эффект, вырабатывается только центральная богатая часть месторождения, а более бедная периферическая часть идет в потери и является материалом, разубоживающим богатую часть. Ввиду этого разубоживание, значительное по величине, очень мало сказывается на качестве выдаваемой товарной руды.

Для залежей, где вмещающие породы неминерализованы, этажное обрушение, как правило, непригодно.

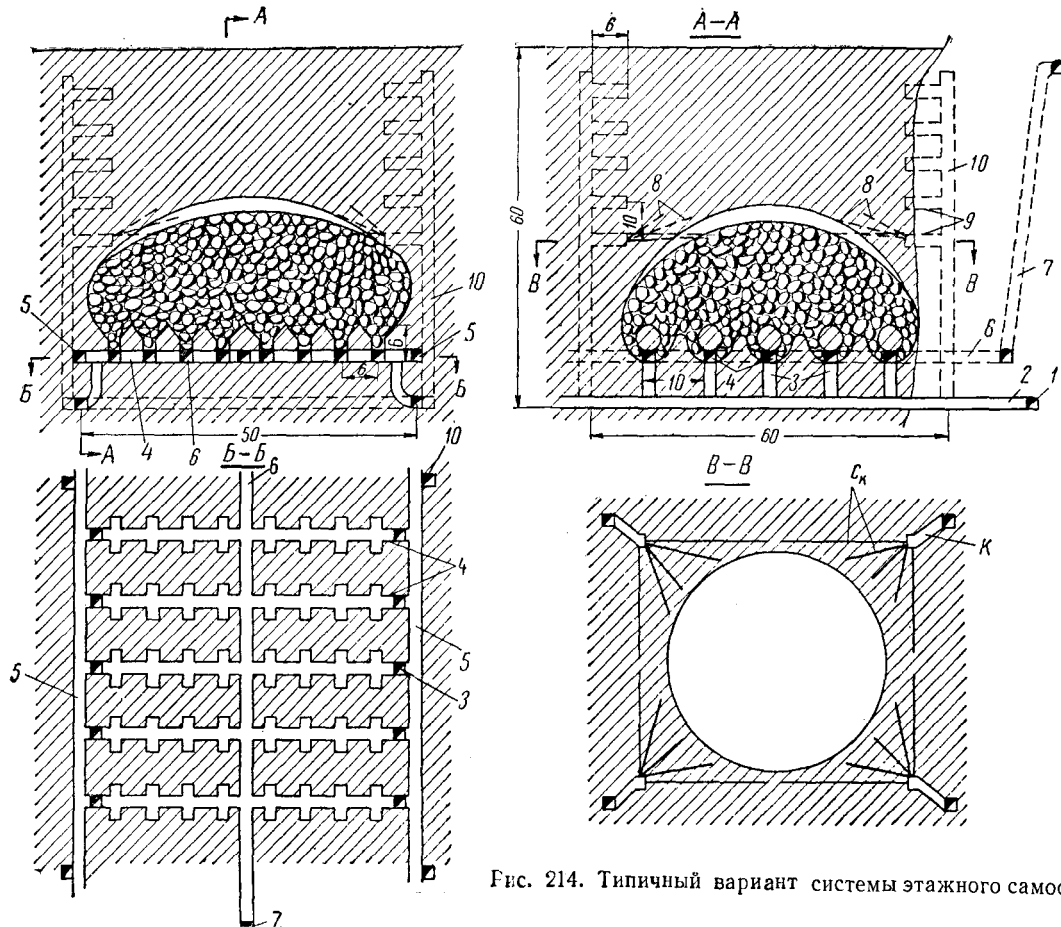
5. Небольшое содержание в руде самовозгорающихся компонентов. Разработка руд с высоким содержанием серы данной системой опасна ввиду возможности возгорания руды, особенно, если над обрушаемым массивом имеется в большом количестве крепежный лес, например древесный мат. Склонность руды к быстрому окислению в отбитом виде или к слеживанию также препятствует применению этой системы.

6. Хорошая разведанность месторождения, особенно если элементы залегания непостоянны и невыдержанны.

Изложенное показывает, что условия применения блокового обрушения по своей совокупности ограничены.

Этим объясняется, что число месторождений, разрабатываемых этой системой за границей, за последние 25—30 лет увеличилось мало. На свинцово-цинковых, полиметаллических и золотых рудниках система этажного самообрушения за границей не применяется.

В 1948—1950 гг. эта система была освоена в Криворожском бассейне, сначала на руднике им. Дзержинского. Наиболее широкое распространение в нашей стране этажное самообрушение



Фиг. 214. Типичный вариант системы этажного самообрушения

получило в 1950—1956 гг. на ряде шахт Криворожского бассейна и некоторых рудниках цветной металлургии.

В последнее время удельный вес этой системы снизился в связи с заменой ее более перспективными системами принудительного этажного и подэтажного обрушения.

Типичный вариант системы этажного самообрушения. В качестве типичного рассмотрим вариант этажного самообрушения с горизонтом скреперования, который с небольшими изменениями применялся на ряде рудников Криворожского бассейна и был хорошо освоен.

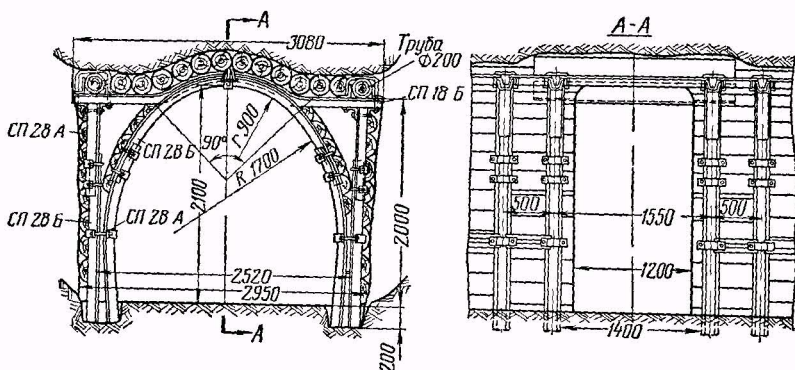


Рис 215. Крепление сопряжения выпускных дучек металлической крепью

Подготовка блока (рис. 214) на основном горизонте состоит в проведении полевого штрека 1, ортов 2 через 40—60 м и рудного штрека висячем боку залежи.

Из орта 2 через каждые 9—12 м пройдены вверх рудоспуски 3 до уровня горизонта скреперования, который состоит из пяти штреков 4 сечением 6—7 м², сбитых между собой ортами 5. В центре блока расположен вентиляционный орт 6, выходящий к вентиляционному восстающему 7.

Штреки горизонта скреперования крепят либо сплошь крепежными рамами из леса диаметром 250—300 мм, либо арочной податливой металлической крепью вразбежку (рис. 215).

Из скреперных штреков через каждые 6 м пройдены выпускные дучки (рудоспуски) сечением 1,5×1,5 м до уровня горизонта подсечки. Крепь в сопряжении дучек со штреком скреперования изображена на рис. 215.

После подсечки блока, описание которой приводится дальше, начинается самообрушение руды. В процессе самообрушения руду частично выпускают, скреперуя ее по штрекам 4 (см. рис. 214) до рудоспусков 3.

Обрушение руды идет интенсивно до тех пор, пока не образуется устойчивый свод естественного равновесия. Поэтому пе-

риодически необходимо разрушать основание этого свода путем отрезки блока.

В приведенном варианте отрезка блока осуществляется взрыванием скважин 8, пробуренных из буровых камер 9. Буровые камеры проходят из восстающих 10, расположенных по углам блока.

Такой способ отрезки по сравнению с отрезкой окаймляющими выработками (см. рис. 213) позволяет снизить объем нарезных работ, а в необходимых случаях перейти на систему принудительного этажного обрушения.

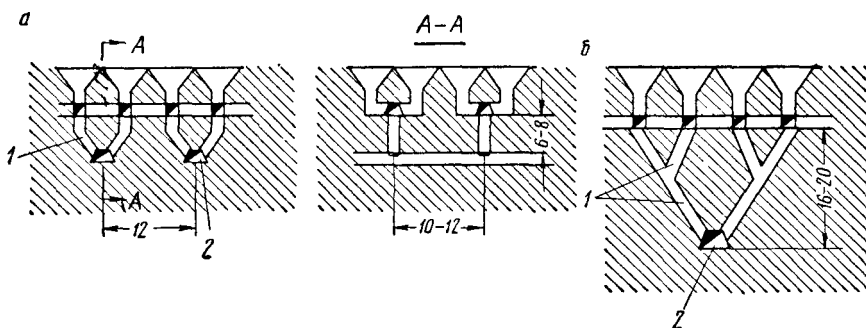


Рис. 216. Схема устройства горизонтов грохочения при блоковом самообрушении:

а — с простыми рудоспусками; б — с разветвленными рудоспусками; 1 — рудоспуски; 2 — орт откаточный

Выпуск руды для уменьшения потерь и разубоживания ведут по специальным планограммам. Установленными на каждую смену порциями руду выпускают из рудоспусков на основании наряда-карточки, выдаваемой начальником участка. Процесс выпуска руды подробно описан в § 5 настоящей главы.

В процессе выпуска руды необходимо интенсивное проветривание горизонта скреперования. Свежий воздух с откаточного горизонта через восстающие 10 (см. рис. 214) 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 сбоями.

Детали подготовки и очистной выемки. Кроме описанного выпуска руды на горизонт скреперования в отечественной и зарубежной практике выпуск ведут иногда на горизонт грохочения.

На рис. 216 изображены различные схемы подготовки с выпуском руды на горизонт грохочения.

Такой выпуск имеет некоторые достоинства по сравнению с выпуском на выработку 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.

Подсечка и отрезка блока. Способ подсечки (и отрезки) зависит главным образом от физических свойств руды.

Ранее была широко распространена подсечка серий взаимно перпендикулярных выработок — подсечных штреков и ортов с последующим разбуриванием и массовым разрушением целиков, нарезаемых этими выработками.

Размер целиков обычно от 3×4 до 5×6 м. Разрушают их последовательно, от одного конца блока к другому.

Иногда блок подсекают только подсечными штреками, без ортов. В этом случае целик на горизонте подсечки имеет вид «ленты» и разбуривается встречными шпурами сразу по всей длине блока, если процесс подсечки блока развивается в направлении, перпендикулярном к оси подсечных штреков, или участками — от конца блока вдоль штреков.

Применяемые в последнее время способы подсечки штанговыми шпурами и глубокими скважинами изображены на рис. 217, а. В этом случае размеры целиков на горизонте подсечки увеличивают; разбуривают целики 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.

Подсечка штанговыми шпурами ясна из рис. 217, б.

Способы отрезки блоков в вертикальной плоскости не отличаются многообразием. Можно выделить два основных способа: 1) глубокими скважинами (этот способ показан на рис. 214); 2) подэтажными пограничными выработками (штреками или ортами), которые часто называют «окаймляющими», пройденными через 10—12 м по вертикали из восстающих, расположенных по углам блока (рис. 217, в), или окаймляющими магазинами (рис. 217, г).

На рис. 218 изображен один из типовых вариантов системы этажного самообрушения, давший высокие показатели на шахте «Большевик» в Криворожском бассейне. Отрезка блока в этом варианте осуществлена окаймляющими штреками и ортами 7, пройденными из отрезных восстающих 6.

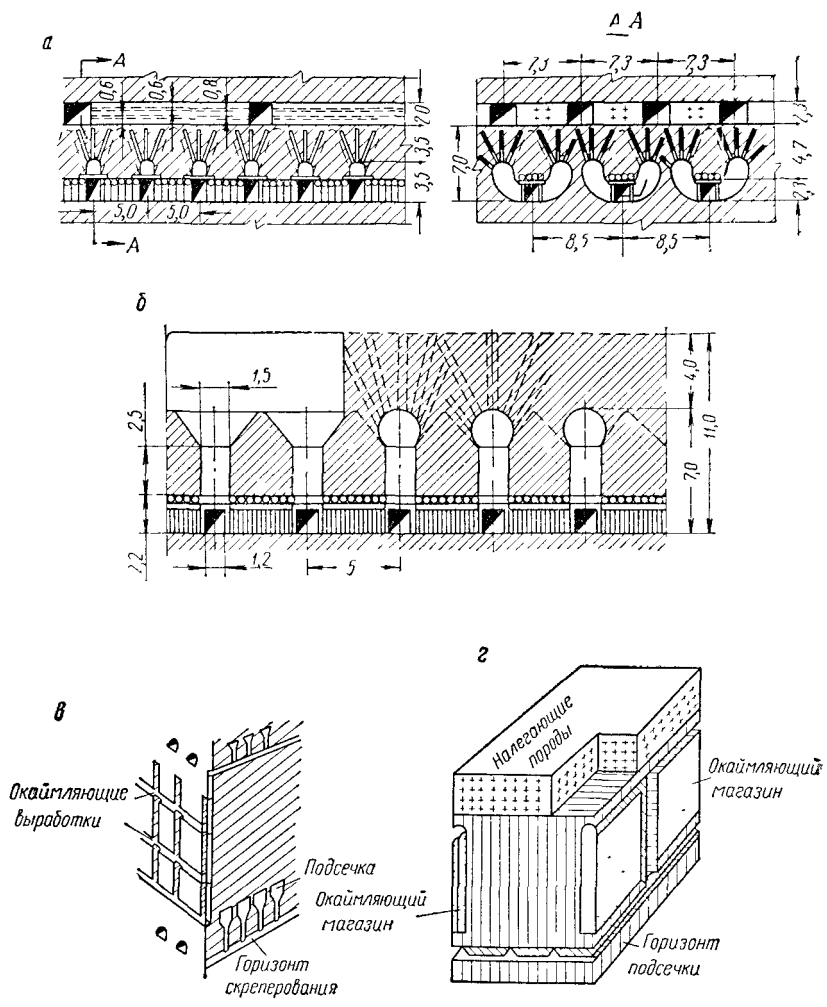


Рис. 217. Способы отрезки и подсечки блока

Если оказывается необходимым ослабить связь блока с окружающим массивом дополнительно, то кровлю и подошву отрезных выработок разбуривают и подрывают.

Реже для отрезки применяют щелевые выработки шириной 2—3 м с магазинированием руды. Опыт показал, что отрезку магазинами целесообразно применять по границе с вмещающими породами, а не с массивом руды, и по высоте не доводить до выработок вышележащего горизонта на 5—6 м.

Размеры конструктивных элементов системы, оценка системы. С уменьшением мощности рудного тела потери и разубожи-

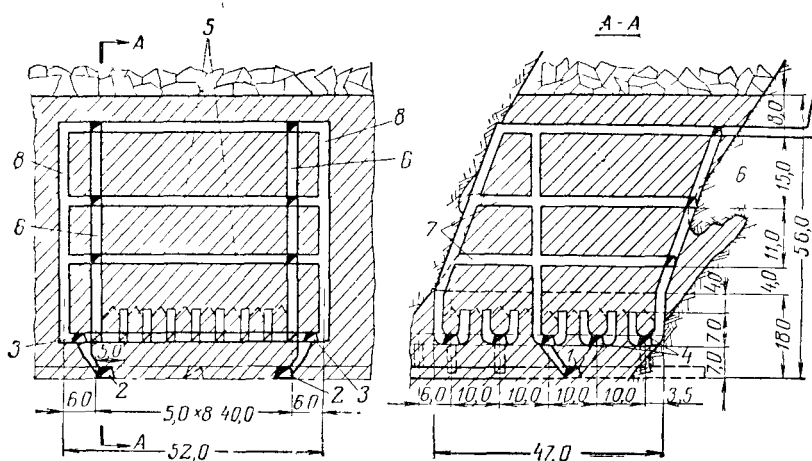


Рис. 218. Система этажного самообрушения на шахте «Большевик»: 1 — штрек основного горизонта; 2 — орты основного горизонта; 3 — скреперные орты; 4 — скреперные штреки; 5 — окаймляющие штреки; 6 — отрезные восстающие; 7 — окаймляющие орты; 8 — смотровые восстающие

вание, как правило, возрастают. Минимальной мощностью для системы этажного самообрушения принято считать 25—30 м.

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.

Высота этажа в среднем 60—75 м, редко уменьшается до 50 м или увеличивается до 100 м.

Горизонтальные размеры блока выбирают в зависимости от физических свойств руды, высоты этажа, мощности залежи и угла ее падения.

В практике наиболее часто принимают блоки с горизонтальными размерами от 50 до 100 м. В блоках с очень большими горизонтальными размерами усиливается горное давление на выработки горизонта выпуска, затрудняется их поддержание и усложняется процесс выпуска.

Иногда выемку этажей производят не блоками, а панелями (полями) шириной от 20—30 до 60 м и длиной до 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.

Для характеристики эффективности системы этажного самообрушения приведем некоторые данные из практики железных рудников Криворожского бассейна.

На руднике Ингулец применение этой системы вместо подэтажного обрушения сопровождалось: увеличением среднесуточной выдачи руды из блока почти в 3 раза — с 230 до 650 т; повышением сменной производительности труда забойного рабочего почти в 2 раза — с 44 до 82 т; сокращением удельного объема подготовительных и нарезных работ в 3 раза — с 12 до 4% и снижением себестоимости 1 т руды франко-люк до 63%.

На руднике «Большевик» ежемесячная выдача руды из блока возросла с 4870 до 18450 т; сменная производительность труда забойного рабочего возросла с 26 до 51 т; расход ВВ снизился с 0,347 до 0,107 кг/т; расход сжатого воздуха — с 48 до 12 м³/т; расход крепежного леса с 0,009 до 0,0005 м³/т.

Примерно такое же соотношение показателей при системах подэтажного и этажного обрушения наблюдается и на других рудниках.

Главные достоинства системы этажного самообрушения:

1) небольшая стоимость добычи руды как результат высокой производительности труда забойных рабочих, незначительного расхода взрывчатых и крепежных материалов и механической энергии;

2) безопасность при правильной организации работ по подсечке и правильном ведении выпуска;

3) высокая интенсивность разработки и возможность развития большой производительности рудника.

Недостатки:

1) очень ограниченные условия применения;

2) сложность и негибкость системы, возможность массовых потерь руды при отклонении от нормальных условий ее применения;

3) высокие потери и разубоживание промышленной руды, резко возрастающие при недостаточно благоприятных условиях и отступлениях от правильного ведения работ.

§ 5. Выпуск обрушенной руды

Выпуск обрушенной руды при системах этажного обрушения — это одна из самых ответственных операций, от правильности выполнения которой зависит полнота извлечения и степень разубоживания руды.

Долголетний опыт применения систем этажного обрушения и лабораторные исследования выпуска сыпучих материалов показывают, что на полноту выпуска обрушенной руды и ее разубоживание при выпуске под пустыми породами влияет очень много факторов. К числу наиболее важных из них относятся:

- 1) физические свойства, влажность и гранулометрический состав обрушенной руды и вмещающих пород;
- 2) высота обрушенного массива руды, горизонтальное расстояние между рудоспусками;
- 3) режим выпуска;
- 4) мощность, угол падения залежи, число плоскостей, по которым блок граничит с пустыми породами.

Прежде чем переходить к рассмотрению влияния указанных факторов, остановимся кратко на основах теории выпуска руды под обрушенными породами.

Истечение обрушенной (или отбитой) руды, обладающей свойствами сыпучего тела и покрытой толщей обрушенных пород, через отверстия воронки происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов и возрастающих по мере выпуска.

Проф. Г. М. Малахов, на основе лабораторных исследований и специальных наблюдений за выпуском в производственных условиях, определил размеры этих эллипсоидов и предложил формулы для расчета возможного извлечения и разубоживания руды в зависимости от конструктивных элементов системы.

Теория выпуска имеет большое значение для практической работы и конструирования систем разработки, несмотря на то, что в производственных условиях ход процесса выпуска может заметно отклоняться от теоретического вследствие влияния ряда факторов, трудно воспроизводимых на модели. К числу этих факторов относится: некоторая слеживаемость руды, непостоянная в разных участках блока и различно проявляющаяся в разных стадиях выпуска; наличие горного давления, непостоянного по величине и направлению; изменение гранулометрического состава руды по вертикали и др.

Основные положения теории выпуска руды заключаются в следующем.

1. Объемы, из которых происходит истечение руды по мере выпуска, являются геометрически подобными эллипсоидами

(рис. 219), у которых с увеличением высоты в определенной зависимости возрастает ширина (малая ось). Все частицы, расположенные на поверхности каждого из эллипсоидов, приходят к выпускному отверстию одновременно.

По этой причине смещение (просадка) покрывающих пород начинает проявляться, когда вершина эллипсоида выпуска перейдет за плоскость контакта между рудой и покрывающими породами. На рис. 219, *а* вершина эллипсоида выпуска еще не достигла контакта, а на рис. 219, *б* она вошла далеко в обрушенные породы, и последние начали оседать вслед за рудой.

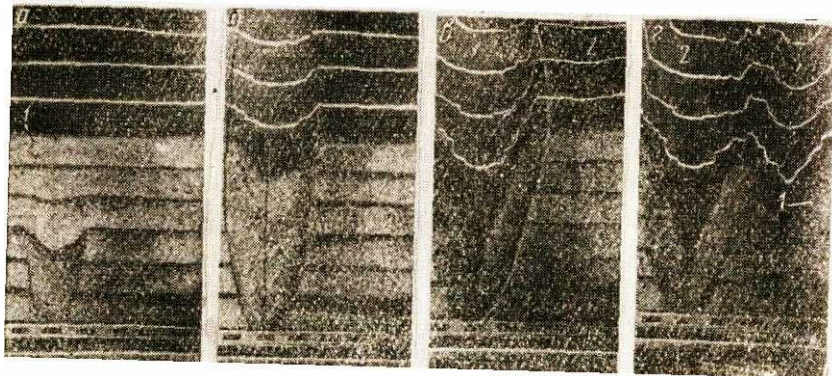


Рис. 219. Выпуск обрушенной руды и стадии образования эллипсоида выпуска:

1 — обрушенная руда, 2 — обрушенная порода; белые и черные полосы показывают границы сдвижения

Поверхность контакта руды с налегающими породами по мере выпуска приобретает форму интенсивно удлиняющейся воронки.

2. Со времени, когда основание породной воронки достигнет выпускного отверстия (рис 219, *в*), начинается выпуск руды вместе с породой, т. е. разубоживание руды. До этого момента выпускается чистая руда.

Дальше по мере выпуска разубоживание увеличивается, так как количество руды в воронке убывает, а количество породы возрастает. Выпуск руды прекращают, когда вместе с рудой начинает поступать слишком большое количество породы и содержание металла в руде становится ниже установленной кондиции.

3. Так как размеры и объем эллипсоида с чистой рудой возрастают по мере увеличения высоты слоя обрушенной руды, то при неизменном расстоянии между выпускными отверстиями процент руды, выпущенной в неразубоженном виде, будет тем больше, чем выше обрушаемый слой. С увеличением высоты слоя также уменьшается количество невыпущенной руды между соседними эллипсоидами выпуска и снижается процент потерь.

На рудниках Криворожского бассейна в производственных условиях установлено, что если при высоте обрушаемого слоя 40—45 м извлечение чистой руды составляет около 60%, то при высоте 16 м оно уменьшается до 25%.

4. Количество выпущенной руды в разубоженном виде и количество руды, которая остается невыпущенной между двумя смежными эллипсоидами (объем руды в форме гребня между рудоспусками), т. е. теряется, зависит от расстояния между рудоспусками (рис. 219, *г*). Поэтому для достижения хороших показателей при выпуске необходимо по возможности сближать рудоспуски, особенно при малой высоте обрушаемого слоя руды.

Для поэтажного 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 (20 : 4).

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.

Рассмотрев основные положения теории выпуска руды, вернемся к выяснению характера влияния на процесс выпуска ранее приведенных факторов.

Из физических свойств руды на процесс выпуска большое влияние оказывает ее сыпучесть и склонность к слеживанию. Последняя сильно ухудшает результаты выпуска и даже может быть причиной отказа от систем с обрушением руды. Слежавшаяся руда способна зависать, образуя над выпускным отверстием свода, в которые прорывается пустая порода потоками в виде труб. Трубы образуются также вследствие способности слеживающейся руды давать почти вертикальные откосы. Кроме того, в рудах, склонных к слеживанию, уменьшается ширина и объем эллипсоида выпуска, уменьшается процент выпущенной неразубоженной 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.

Влияние второго фактора — высоты слоя обрушенной руды и расстояния между рудоспусками — рассмотрено при изложении теории выпуска. Добавим к этому, что чем меньше расстояние между рудоспусками и больше число последних, тем выше интенсивность выпуска обрушенной руды и размер добычи блока и тем меньше горное давление на горизонте грохочения (скреперова-

ния). Скорость выпуска на один рудоспуск составляет до 3—4 м³ руды в смену.

Особенно большое значение имеет третий фактор — режим выпуска

Для строгого выполнения выбранного режима выпуска и тщательного учета количества выпускаемой руды ведутся особые графики выпуска и выделяется специальный горный надзор.

Опытом установлено, что лучшие результаты по снижению потерь — разубоживания, дает равномерный выпуск из всех рудоспусков на площади блока при горизонтальном контакте поверхности отбитой руды с покрывающими обрушенными породами

Однако в этом случае иногда возникает сильное давление на выработки горизонта скреперования или грохочения, ввиду чего выпуск ведут с наклоном плоскости контакта под углом 40—60° к горизонту. С увеличением угла наклона давление на выработки уменьшается, но возрастают потери и разубоживание руды.

Проф. Н. А. Стариков указывает, что при выпуске руда над площадью выпуска равномерно опускается в вертикальном направлении. Поэтому, имея разрезы по линии выпускных восстающих, перпендикулярных к направлению отступления выпуска, и выпуска из каждой такой линии люков одинаковое количество руды, по чертежам можно определить постепенное опускание руды и угол наклона плоскости между опускающейся рудой и обрушенными породами. Такая точная организация выпуска руды при появлении в люках пустых пород дает возможность определить, является ли эта порода случайным включением или же она обозначает конец выпуска руды через люк.

Если в люке преждевременно появляются покрывающие породы, то это значит, что выпуск руды велся неправильно и над данным люком образовалась труба, через которую проникла пустая порода. В таком случае этот люк закрывается и начинается выпуск руды из соседних люков; выпуск из закрытого люка может быть возобновлен через некоторое время.

Среднесуточное опускание уровня обрушенной руды при выпуске составляет 0,2—0,4 м. Для выпуска блока высотой 50—60 м требуется в среднем около полугода. Производительность блока при выпуске обрушенной руды составляет в среднем 15—40 тыс т в месяц. При слишком большой скорости выпуска увеличивается выход крупных кусков, медленный же выпуск приводит к повышенному давлению на выработки горизонта выпуска.

§ 6. 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, заблаговременно 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 как конструктивные элементы системы, так условия ее применения и производственно-технические показатели.

Конструктивные элементы данной системы существенно отличаются от системы этажного самообрушения необходимостью прохода специальных выработок (штреков, восстающих и пр.), из которых обуривается массив руды глубокими скважинами или в которых размещаются камерные заряды, а также проходки компенсационных камер.

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.

Объем компенсационных камер принято считать равным 25—30% от объема всего блока.

В зависимости от расположения компенсационных камер различают два варианта этой системы:

1) *принудительное этажное обрушение на горизонтальные компенсационные камеры*, когда обрушаемый массив руды располагается над подсечными камерами высотой до 10—15 м;

2) *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.

Третий вариант — *принудительное этажное обрушение без компенсационных камер* — пока еще не получил широкого распространения, но имеет большие перспективы.

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: 1) рудах от средней крепости до весьма крепких и устойчивых; 2) менее выдержанных контурах

залежи, так как границы обрабатываемой руды можно очерчивать крайними скважинами; 3) слабо минерализованных вмещающих породах, так как управляемый процесс обрушения позволяет заметно снизить разубоживание руды; 4) рудных телах меньшей мощности (до 15—20 м). В отношении остальных условий обе эти системы аналогичны.

Область распространения системы принудительного этажного обрушения непрерывно расширяется.

В настоящее время ее применяют как на железорудных месторождениях (рудники Криворожского бассейна, Высокогорский рудник, Таштагольский и др.), так и на рудниках цветной металлургии (Лениногорский, Норильский, Зыряновский комбинаты и др.). Есть все основания считать, что эта система получит еще более широкое распространение.

Система принудительного этажного обрушения 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. 220) аналогичны ранее описанному варианту этажного самообрушения и заключается в проходке откаточных штреков, ортов, выработок скреперования, рудоспусков 1, ходовых ортов 2, вентиляционного орта 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.

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.

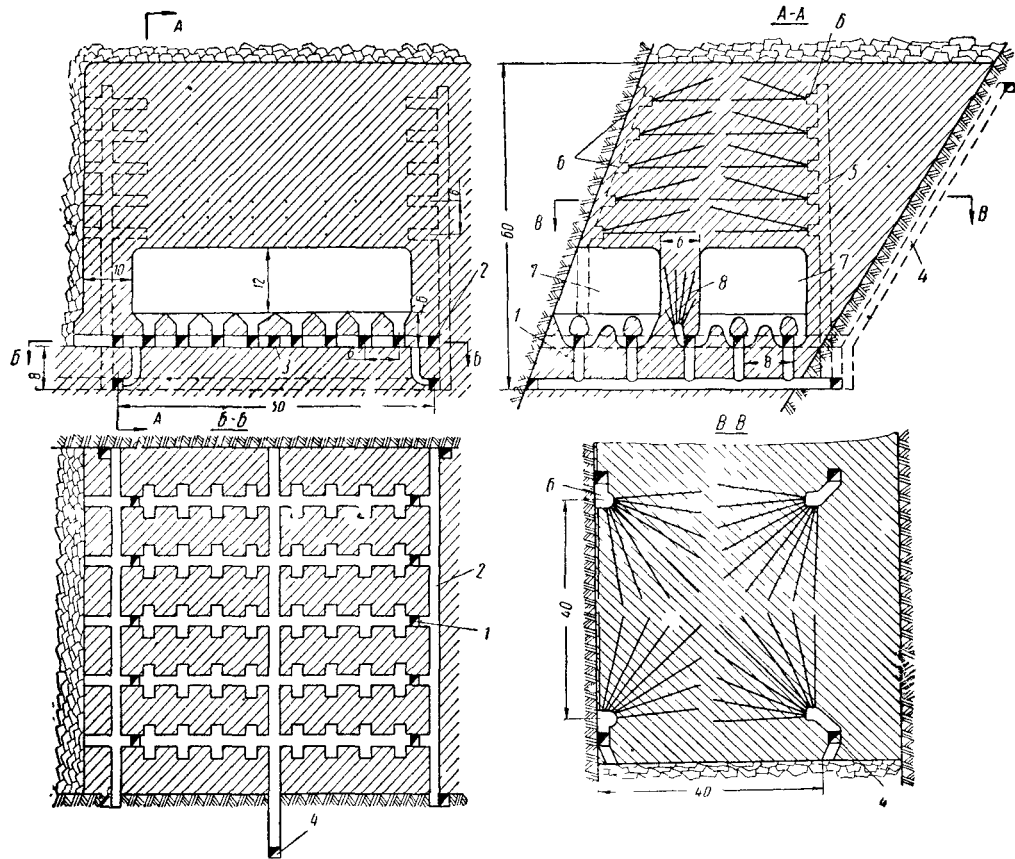


Рис 220. Система
этажного принудительного
обрушения

Следующая стадия — выпуск руды — происходит под обрушенными породами.

Способы подсечки. На рис. 221 показаны схемы взаимного расположения компенсационных камер и временных целиков (в плане). Большое число целиков и камер принимается при значительных размерах блока в плане, либо при недостаточно устойчивых рудах.

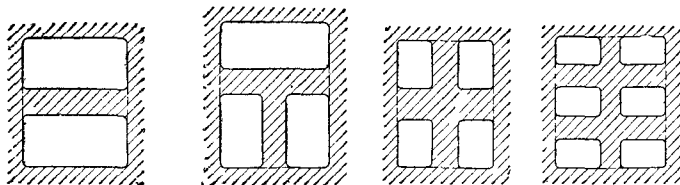


Рис. 221. Схема расположения подсечных камер и целиков (вид в плане)

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

Образование подсечных (компенсационных) камер может осуществляться различными способами.

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 камер, пройденных около буровых восстающих (рис. 222 а).

3. Вариантом системы подэтажного обрушения «камера над дучками» (рис. 222, б).

Буровзрывные работы. Глубокие скважины бурят станками вращательного или ударно-вращательного бурения.

Наиболее часто применяют веерное расположение скважин (см. рис. 220). Каждый слой обуривают и 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.

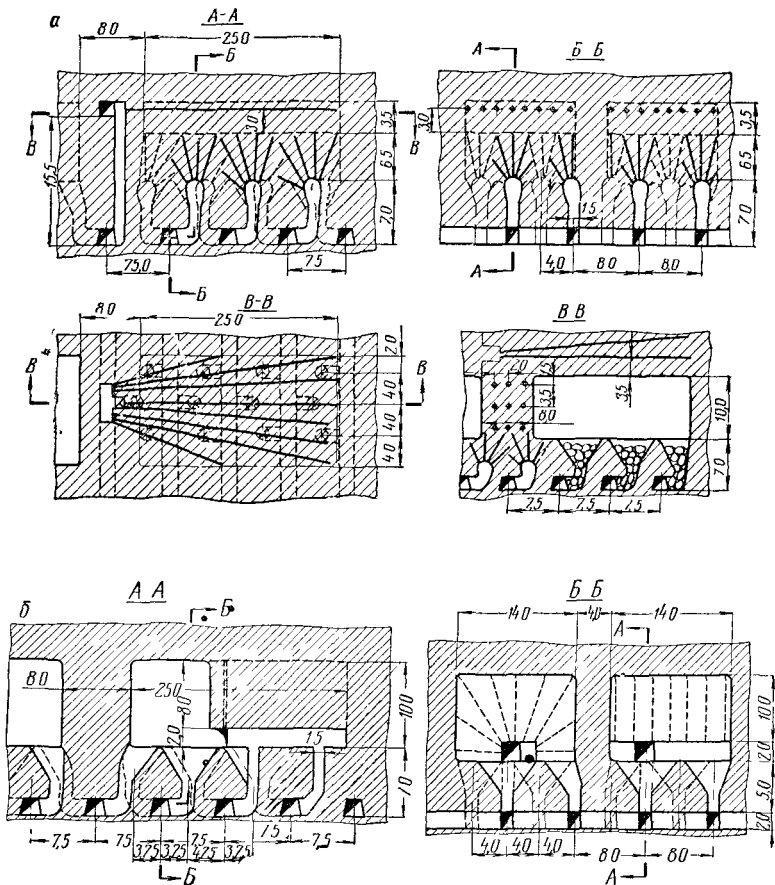


Рис. 222. Способы подсечки при принудительном блоковом обрушении.

а — штанговыми шурами и глубокими скважинами, б — вариантом поэтажного обрушения «камера над дучками»

При небольшой высоте этажа и легкообрушающихся рудах весь массив над подсечным пространством обруивают иногда из двух или даже одной буровой камеры (рис. 223), что позволяет резко сократить объем подготовительных работ.

Продолжительность обруивания блока зависит от его размеров, производительности и числа одновременно работающих буровых станков и составляет в среднем 3—5 месяцев.

Скважины заряжают патронами ВВ, диаметр которых на 15—25 мм меньше диаметра скважин. Хорошие показатели как по производительности, так и по плотности заряжения достигаются при зарядке с помощью пневматических или механических зарядчиков.

Скважины, расположенные веерами и пучками, заряжают на 60—90% их длины с целью равномерного распределения ВВ по взрываемому массиву. Вдоль всей скважины проводят детонирующий шнур. Забойка у устья скважины на длину 2—4 м делается глиной.

Расход ВВ на 1 т руды 0,150—0,250 кг, в том числе на вторичное дробление 0,150—0,160 кг.

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, а в слоях — последовательное с помощью

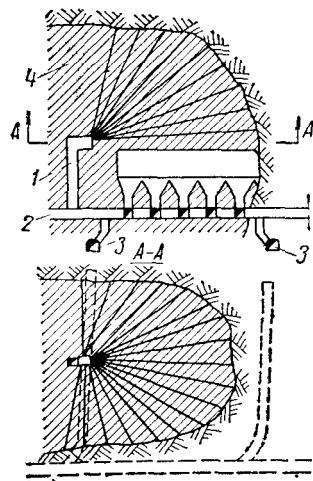


Рис. 223. Принудительное обрушение руды пучком скважин

1 — буровая камера, 2 — штрек скрепероаппарат, 3 — откаточные орты, 4 — скважины

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.

Сравнительная оценка систем этажного самообрушения и этажного принудительного обрушения с горизонтальными компенсационными камерами

В табл. 18 приведены технико-экономические показатели по системам самообрушения и принудительного этажного обрушения, достигнутые в Криворожском бассейне¹.

¹ П. М. Вольфсон. Перспективы применения системы подэтажного обрушения в Криворожском бассейне. «Горный журнал», 1959, № 10.

Таблица 18

Технико-экономические показатели этажного самообрушения и этажного принудительного обрушения на рудниках Криворожского бассейна

Показатели	Этажное само- обрушение	Принудитель- ное этажное обрушение
Удельный объем подготовительных и нарезных работ на 1000 т/м	4,31	4,6
Производительность труда, т/смену:		
бурильщика	160	130
забойного рабочего	54,1	56,7
рабочего по системе	21,1	25,1
Разубоживание, %	10,0	8,58
Потери, %	16,88	15,75
Себестоимость 1 т руды франко-люк, руб.	0,68	0,63

На шахте «Гигант» рудника им. Дзержинского при системе принудительного этажного обрушения достигнуты следующие показатели:

Удельный объем подготовительных и нарезных работ на 1000 т/м	1,9
Производительность труда рабочего забойной группы, т/смену	60,5
Себестоимость 1 т руды по участку, руб.	0,48

Из табл. 18 видно, что по основным технико-экономическим показателям система принудительного этажного обрушения в условиях Криворожского бассейна более эффективна, чем система этажного самообрушения. Этот, на первый взгляд сомнительный, вывод объясняется следующим.

Разбуривая весь рудный массив скважинами при принудительном этажном обрушении, удается достичь равномерного дробления руды, вследствие чего уменьшаются затраты на вторичное дробление, улучшаются условия выпуска руды.

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.

Из табл. 18 видно, что системы этажного обрушения в целом более эффективны, чем системы подэтажного обрушения. Однако варианты подэтажного обрушения глубокими скважинами и подэтажного самообрушения обеспечивают производительность тру-

да рабочего по системе даже выше, чем этажное самообрушение

Для принудительного подэтажного обрушения вследствие меньшего срока отработки подэтажа характерно существенное уменьшение затрат труда и материалов на поддержание и перекрепление горных выработок в блоке.

С целью уменьшения расходов на перекрепление и восстановление выработок на участках с высоким горным давлением на шахте «Гигант» как при подэтажном, так и этажном обрушении переходят на выемку блоков уменьшенных размеров площадью 800—1200 м² и шириной 20—30 м. Повышение интенсивности отработки блоков в этом случае позволяет уменьшить величину горного давления и затраты на поддержание выработок.

Система принудительного этажного обрушения на вертикальные компенсационные камеры

Эта система разработки применяется обычно в крепких рудах при наличии в рудном массиве блока сбросов и других тектонических нарушений, когда широкие (20—25 м) открытые камеры могут привести к преждевременному обрушению потолочины и междукамерных целиков. Систему эту можно применять также в том случае, когда невозможно (вследствие горизонтальной слоистости или трещиноватости) или нецелесообразно применение горизонтальных скважин.

В качестве иллюстрации рассмотрим применение этой системы в одном из блоков на Высокогорском железнном руднике. Коэффициент крепости руды в этом блоке равен 10, вмещающие породы — сиениты и безрудные скарны — имеют примерно такой же коэффициент крепости. Среднее содержание железа в руде 44%. Мощность рудного тела в пределах блока до 100 м.

Откаточный горизонт (рис. 224) состоит из северного и южного (на чертеже не показан) откаточных штреков, которые соединены через 50 м ортами. Пять штреков скреперования 1 с односторонним расположением дучек, высотой 5 м по вертикали были пройдены в кровле откаточных ортов, а три штрека скреперования — у лежащего блока на 6 м выше и соединены рудоспусками с аккумулярующими выработками скреперования 3, расположенными в кровле откаточных выработок. Это было сделано с целью сохранения северного рудного штрека. Расстояние между осями дучек 6 м.

Ширина компенсационных камер 5—12 м, ширина целиков 15 м.

Подсечка камер производилась из подсечных штреков 4, пройденных по оси камер и междукамерных целиков, которые соединяют дучки между собой.

Буровой горизонт для образования компенсационных камер состоял либо из одного бурового штрека 2 (при веерном расположении скважин), либо из штрека и пройденных из него через 4,5 м буровых заходок 6 (при параллельном расположении скважин). Буровые штреки проходили из откаточных выработок у лещележащего горизонта. В двух компенсационных камерах у ле-

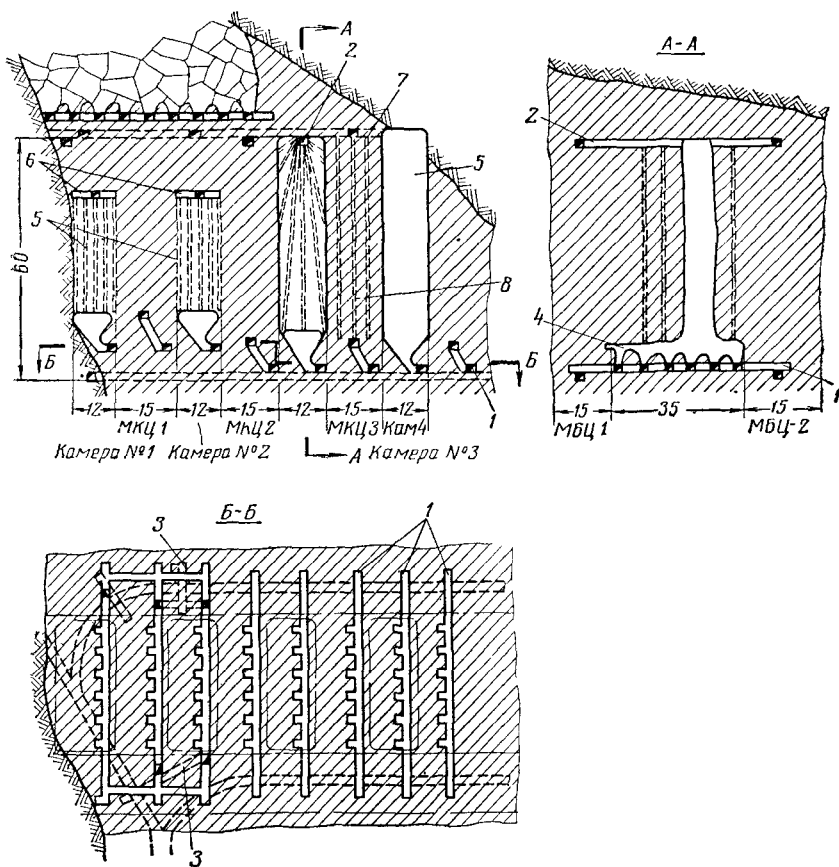


Рис 224 Система принудительного этажного обрушения на вертикальные компенсационные камеры

жачего бока буровой горизонт был опущен на 14 м, так как над этими камерами находились отработанные и заполненные пустыми породами камеры вышележащего этажа.

Блочные восстающие для вентиляции расположены по оси междублоковых целиков.

Объем подготовительных работ составлял 3,5%. Запас руды в блоке были распределены следующим образом, тыс. т (%):

Компенсационные камеры	261,5 (36)
Междукамерные целики	359,5 (50)
Потолочина	100 (14)
Общие запасы	721 (100)

Выемка компенсационных камер. Отрезная щель располагалась в центре камеры. Для образования ее были пробурены глубокие скважины и взорваны на отрезной восстающий аналогично образованию щели при системе с этажной выемкой руды. Одновременно взрывали по четыре скважины.

Выход горной массы с 1 м скважины при выемке отрезной щели составил 10—12 т; расход ВВ 0,6 — 0,85 кг/т.

Дальнейшая выемка компенсационных камер осуществлялась путем отбойки вертикальных слоев толщиной 4,5 м на отрезную щель. Первоначально скважины в слое располагали веерообразно и бурили из штреков, пройденных по оси камеры. Практика показала, что такое расположение скважин приводит к сильному нарушению междукамерных целиков при взрывах, поэтому в дальнейшем перешли на параллельное расположение скважин и бурили их из закрытых заходок б. Расстояние между скважинами в ряду 4,5 м.

При выемке компенсационных камер производительность блока составляла 20—25 тыс. т в месяц, расход ВВ на вторичное дробление 0,19 кг/т.

Обрушение междукамерных целиков и потолочины. Подготовка междукамерных целиков и потолочины к обрушению производилась во время выемки компенсационных камер.

Междукамерные целики обуривали из двух буровых заходок 7 (см. рис. 224), расположенных на флангах целика.

Из каждой заходки было пробурено по три параллельных встречных веера скважин. В нижней части дополнительно были пробурены горизонтальные веера скважин 8. Глубокими скважинами обуривалась также и потолочина. Общая длина скважин в междукамерных целиках и потолочине составляла около 10 тыс. м. В рудном треугольнике под висячим боком были пройдены выработки, в которых разместили минные камерные заряды. Минные заряды были заложены также в выработках скрепления вышележащего отработанного этажа. Общий вес заряда для обрушения целиков достигал 195 т.

После взрыва в течение 3 суток на участке вели восстановительно-подготовительные работы. При выпуске руды производительность блока составляла 25—30 тыс. т руды в месяц, расход ВВ на вторичное дробление 0,19 кг/т, производительность труда скрепериста 230 т/смену.

Способы образования компенсационных камер и обрушение междукамерных целиков. Кроме рассмотренного способа образования компенсационных камер применяются и другие способы.

Например, на Таштагольском руднике Кузнецкого металлургического комбината компенсационные камеры шириной 15 м и высотой 40 м образованы путем отбойки из подэтажных ортов.

На рис. 225 представлены схемы расположения скважин при выемке компенсационных камер на Масляном руднике Зыряновского комбината. Скважины бурили колонковыми перфораторами и станками.

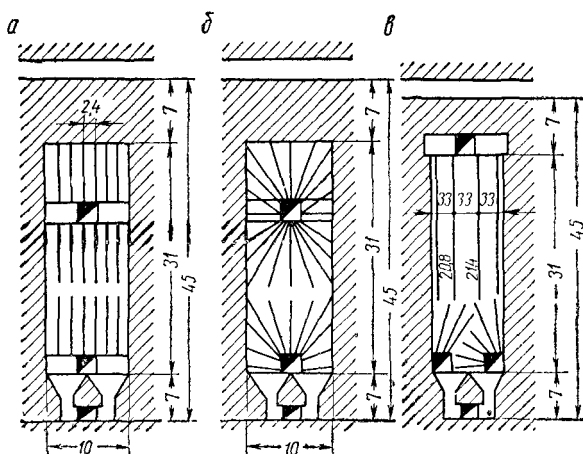


Рис. 225. Способы отбойки руды в компенсационных камерах:

а — параллельными скважинами; б — веерообразно расположенными скважинами; в — параллельными и веерообразно расположенными скважинами

Отбойка руды в компенсационных камерах восходящими параллельными скважинами применялась на Салаирском руднике (рис. 226).

Расположение скважин для обрушения междукамерных целиков также возможно самое разнообразное: нисходящее параллельное, веерное, восходящее параллельное, горизонтальное и пр.

На рис. 227 изображен вариант системы этажного принудительного обрушения, запроектированный для шахты «Гигант» Криворожского бассейна¹.

Особенностью его является проходка вертикальных компенсационных камер 1 и горизонтальной подсечки 2.

¹ А. И. Безлюдько и др. О проекте комплексной механизации шахты «Гигант». «Горный журнал», 1961, № 1.

Подготовительные и нарезные выработки в блоке: откаточные орты 3 через 50 м, штреки скреперования 4, закрепленные бетоном, буровые орты 5 и буровые штреки 6.

Для образования компенсационной камеры, расположенной вкрест простирания, взрывают веерные комплекты глубоких скважин, пробуренных из орта 5. Для подсечки служат подсечные штреки 7.

Основной массив блока обрушивается самоходными станками АБШ.и АБС института Гипрорудмаш, для заезда которых в вы-

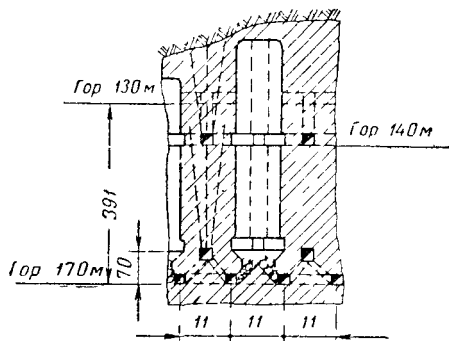


Рис. 226. Система этажного принудительного обрушения на Салаирском руднике

работки бурового горизонта пройден наклонный кварцшлаг 8. Расположение скважин и параметры системы ясны из чертежа. Для сообщения между горизонтами имеется ходовой восстающий 9.

Принудительное этажное обрушение междукамерных целиков восходящими веерами скважин (блок 12 Лениногорского рудника) показано на рис. 228. Блок длиной 60 м, шириной 50 м и высотой 12—40 м имел запасы руды 168 тыс. т.

Подготовительные работы заключаются в проходке штреков скреперования 1 с двусторонним расположением дучек 2. Штреки скреперования сбивают с выработками откаточного горизонта рудоспусками 3.

Дучки, выходящие под компенсационные камеры, сбивают траншеями 4. Дучки, выходящие под целики, расширяют в воронки одновременно с массовым обрушением путем взрывания шпуров 8.

Компенсационные камеры обрушают восходящими параллельными скважинами 5, пробуренными из выпускных траншей. Целики обрушают восходящими веерными комплектами скважин 6 из буровых выработок 7, расположенных под целиком на уровне выпускных траншей. Скважины бурят погружными перфораторами и станками шарошечного бурения 10. Расстояние между рядами вееров 2,5 м, между концами скважин 3 м. Глубина скважин 8—30 м.

Руду к рудоспускам по штрекам скреперования доставляют лебедками ЛС-28 и ЛС-50 со скрепером емкостью 0,3 м³.

Налегающие породы обрушают камерными зарядами, располагаемыми в минных выработках 9.

Применение восходящих скважин при обрушении компенсационных камер целиков позволило полностью отказаться от буровых выработок в верхней части блока и сократить объем нарезных работ на 30%.

Показатели по блоку в целом:

Объем нарезных выработок на 1000 т руды, м ³	41,3
Производительность буровых станков, м/смену:	
с погружными перфораторами	3
шарошечного бурения	6,4
Выход руды с 1 м скважины, м ³	5,8
Производительность труда рабочего по системе, м ³ /смену .	3,4

Вариант принудительного блокового обрушения междукamerных целиков м и н н ы м и з а р я д а м и изображен на рис. 229.

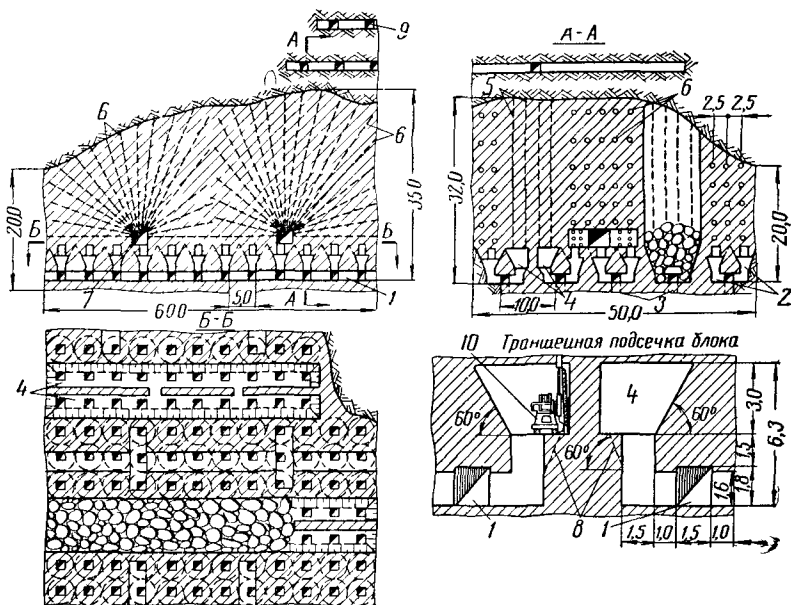


Рис. 228. Система этажного принудительного обрушения на Лениногорском руднике

Этот вариант применялся на руднике Таштагол Кузнецкого металлургического комбината.

Подготовительные работы состояли в проходке двух откаточных штреков, на 6 м выше которых устраивали горизонт вторичного дробления.

Компенсационные камеры шириной 15 м вынимались из подэтажных ортов. В междукamerном целике шириной 29 м были пройнены два восстающих 1, а из них через 10 м по вертикали — минные рассечки 2 для размещения камерных зарядов 3. Камерные заряды были заложены также и в потолочине,

Подрезку целика производили после выемки компенсационных камер. Затем взрывом камерных зарядов обрушали целики. В блоке 35 с мелкозернистой магнетитовой рудой, имеющей коэффициент крепости 14—16 и ясно выраженные контакты с вмещающими породами, были достигнуты следующие показатели:

Потери руды, %	9,7
Разубоживание, %	2
Максимальная производительность блока, <i>т/месяц</i>	33 000
Максимальный вес одного заряда, <i>т</i>	2,1
Общий вес зарядов, <i>т</i>	130
Удельный расход ВВ на первичное взрывание, <i>кг/т</i>	0,55
Расход ВВ на вторичное дробление, <i>кг/т</i>	0,55

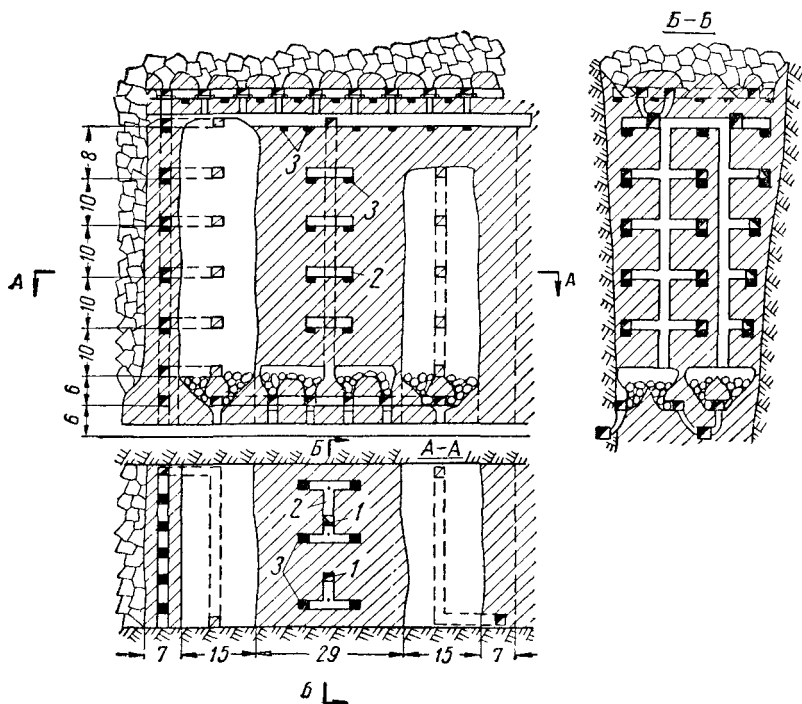


Рис. 229. Система принудительного этажного обрушения с отбойкой руды камерными зарядами на вертикальные компенсационные камеры

В блоке 11 рудника Таштагол компенсационные камеры вынимали глубокими вертикальными скважинами. При обрушении междукамерных целиков и потолочины вес заряда составил 300 т. Было обрушено 467 тыс. т руды. На зарядку потребовалось трое суток; на восстановительные работы после взрыва — две смены. Месячная производительность блока при выпуске руды достигла 60 тыс. т.

Система принудительного этажного обрушения без компенсационных камер

При данной системе разработки отбойку руды ведут секциями на массив ранее обрушенной руды без проходки компенсационных камер. В литературе и в практике эту систему часто именуют системой сплошного магазинирования и относят ко второму классу систем разработки, что неправильно, так как для систем с магазинированием характерен камерный метод выемки и выпуск отбитой руды под защитой невзорванной потолочины.

До недавнего времени считали, что объем компенсационных камер должен составлять не менее 25—30% объема обрушаемого массива.

Однако практика ряда рудников (апатитовый им. Кирова, Маслянский рудник Зырянского комбината и др.) показывает, что в определенных условиях возможно взрывание зарядов «в зажиме» без ухудшения (а иногда и с улучшением) качества дробления¹.

Необходимое для размещения отбиваемой руды пространство создается вследствие уплотнения взрывом ранее обрушенной руды. Это уплотнение может произойти только под действием сильного взрыва, поэтому указанный способ отбойки малоэффективен при небольших зарядах.

Практика показывает, что в недостаточно устойчивых рудах взрывание «в зажиме» приводит к нарушению массива руды и пройденных в них выработок, как это имело место в трех блоках малоустойчивых руд крепостью 3—6 на шахте «Гигант» в Криворожском бассейне.

Вопрос о применении этажного обрушения без компенсационных камер требует в каждом отдельном случае проведения опытных работ.

Вариант этой системы разработки с отбойкой камерными зарядами применяется в широком масштабе на апатитовом руднике им. С. М. Кирова.

Месторождение апатито-нефелиновых руд имеет форму пластобразной линзы с углом падения 25—30°. Мощность верхней богатой зоны 20—80 м, нижней, бедной 60—140 м. Коэффициент крепости руды 5—9, вмещающих пород 10—12. Руды и вмещающие породы трещиноваты, но имеют достаточную устойчивость для проведения выработок без крепления.

Месторождение разбито на этажи высотой 40—60 м. Длина блока по простиранию 64 м, вкрест простирания 150—200 м (рис. 230).

Основной горизонт представлен двумя откаточными штреками 1, которые через 22—23 м сбиты ортами-заездами 2. На высоте

¹ В. Р. Именитов, Д. В. Мильченко. «Горный журнал», 1960, № 8.

11,5 м от почвы откаточных выработок расположен горизонт вторичного дробления с односторонним и двусторонним расположением дучек. Расстояние между рудоспусками 8—9 м.

Толщина целика над горизонтом дробления 5 м. Выше горизонта подсечки блок разбит подэтажными штреками 3 на подэтажи высотой 7—12 м; из подэтажных штреков пройдены минные рассечки 4. Сетка камерных зарядов в плане принята равной 10 × 10 м.

Для образования подсечки высотой 2 м проходят подсечные штреки через 11—12 м, которые затем расширяют до 6—7 м, обрушивая их стенки в два приема — сначала мелкими, затем более глубокими шпурами. Затем в подошве штреков над рудоспусками разделяют воронки диаметром 6—6,5 м, а оставшийся между штреками целик прорезают через каждые 5—10 м рассечками. Таким образом на горизонте подсечки остаются прямоугольные целики, площадь которых составляет 15—20% от общей площади подсечки.

Руду в блоке отбивают лентами шириной 36—40 м, расположенными по простиранию. В каждой ленте по два-три подэтажных штрека. Ленты отбивают вертикальными секциями толщиной 10—12 м по одному-два подэтажа или полностью на всю высоту этажа.

За 10 мин до отбойки руды в секции взрывают целики на горизонте подсечки. Соседние ленты обрабатывают с отставанием на 30—40 м.

Величина отдельного камерного заряда составляет 300—1500 кг, общий вес заряда в секции до 20 т при удельном расходе аммонита 0,35—0,5 кг/т.

Выпуск руды ведут таким образом, чтобы поверхность контакта с обрушенными породами была наклонной. Производительность труда грохотчика в смену составляет 150—250 т; выход негабарита (линейный размер более 400 мм) 10—35%; расход ВВ на вторичное дробление 70—200 г/т.

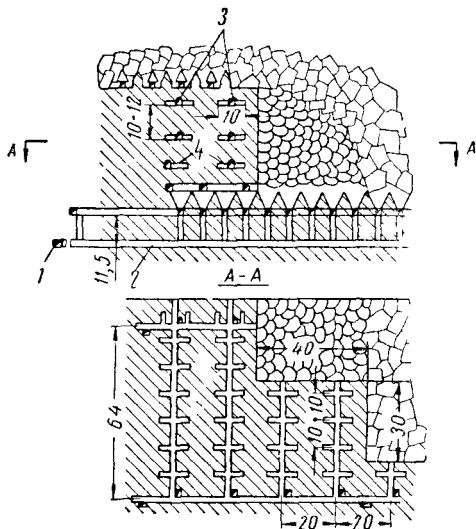


Рис. 230. Принудительное этажное обрушение камерными зарядами

Средняя производительность блока 20—30 тыс. т руды в месяц, максимальная 60 тыс. т

Потери руды в среднем 8—20%, разубоживание 7—8%. Около 50% руды извлекается без разубоживания.

Производительность труда на одного списочного трудящегося по участку 18—20 т/смену.

К основным достоинствам описанной системы разработки относятся:

1) одностадийность очистной выемки, отсутствие необходимости проходки компенсационных камер;

2) возможность создания больших запасов готовой к выемке руды;

3) высокая производительность труда забойных рабочих.

Существенный недостаток этой системы — значительный объем нарезных выработок.

Показатели, достигнутые на руднике им. Кирова, свидетельствуют о высокой эффективности системы в определенных горногеологических условиях.

На руднике им. Кирова успешно прошел испытания вариант отбойки глубокими скважинами без компенсационного пространства¹ (рис. 231).

Скважинами была обрушена секция руды толщиной 8,5 м, высотой 26 м и шириной 32 м (запасы около 25 тыс. т). Восстающие скважины диаметром 155—165 мм бурили шарошечным станком из выработок горизонта подсечки. Было принято пучковое расположение скважин с расстоянием между концами скважин 5 м. Скважины заряжали патронами весом 8 кг с помощью механического зарядчика. Все скважины были взорваны одновременно. Выход горной массы с 1 м скважины составил 40 т, удельный расход ВВ 330 г/т, производительность труда грохотчика 215 т, выход негабарита 12,8%.

Достигнутые на руднике им. Кирова показатели свидетельствуют о возможности более широкого применения этажного принудительного обрушения глубокими скважинами без компенсационных камер.

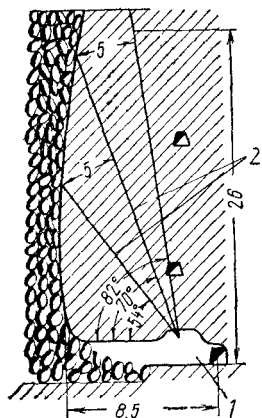


Рис. 231. Отбойка глубокими скважинами без компенсационного пространства (вертикальный разрез поперек секции)

1 — буровая камера
2 — скважины

¹ П. Л. Осаулenco и др. «Горный журнал», 1960, № 4.

Глава XIV

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, обрабатываемые последовательно в две стадии разными системами. Камеры обрабатывают в первую очередь обычно снизу вверх, а целики чаще сверху вниз — во вторую очередь, по окончании выемки двух-трех (редко более) смежных камер

Применение примерно в равном объеме двух систем разработки — одной для выемки камер и другой для выемки целиков — отличает комбинированные системы от ряда простых систем, где целики также чередуются с камерами, но по сравнению с последними включают в себя относительно небольшой запас руды

Комбинированные системы нельзя рассматривать как особый случай совместного применения на руднике двух самостоятельных систем разработки.

Подготовка, нарезка и очистная выемка в камере и междукамерном целике, составляющих вместе выемочный блок, конструктивно неотделимы друг от друга и настолько взаимно связаны, что систему разработки блока в целом нельзя рассматривать иначе, как единую систему. Объединение двух систем разработки в одну — новую, комбинированную, позволяет расширить область применения каждой из основных систем и получить от новой системы такие технико-экономические показатели, которые в данных условиях для каждой из основных систем недостижимы.

Камеры и целики располагают, как правило, длинной стороной вкрест простирания рудного тела. Ширина камер изменяется от 4—6 до 20—25 м и целиков от 3—5 до 15—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, довольно резко отличающиеся по конструктивным признакам и по условиям применения:

1) комбинированные системы с открытыми камерами; выемка камер осуществляется каким-либо из вариантов систем с подэтажной или этажной выемкой; целики обрабатываются этажным или подэтажным обрушением;

2) комбинированные системы с закладкой; камеры по мере очистной выемки заполняются закладочным материалом, иногда в сочетании с постоянной крепью; целик, окруженный с двух сторон закладкой, обрабатывается слоевым и подэтажным обрушением или (редко) системами с креплением и закладкой;

3) комбинированные системы с магазинированием руды; междукамерные целики вынимают в окружении замагазинированной руды (по мере ее выпуска) путем послонного 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 гл. VII, поэтому ограничимся рассмотрением только способов обработки целиков.

В практике наиболее распространены следующие три схемы обработки целиков.

1) 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 обработки 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.

2. Двухстадийная обработка целиков: после обрушения междукамерного целика, потолочин и выпуска руды от-

рабатывают во вторую стадию днище камеры одним из вариантов подэтажного обрушения.

3. Трехстадийная обработка целиков: сначала обрушают потолочину на незаполненную камеру и выпускают руду, затем обрабатывают междукамерный целик подэтажным или слоевым обрушением между камерами, заполненными пустой породой и в последнюю очередь извлекают днище подэтажным обрушением.

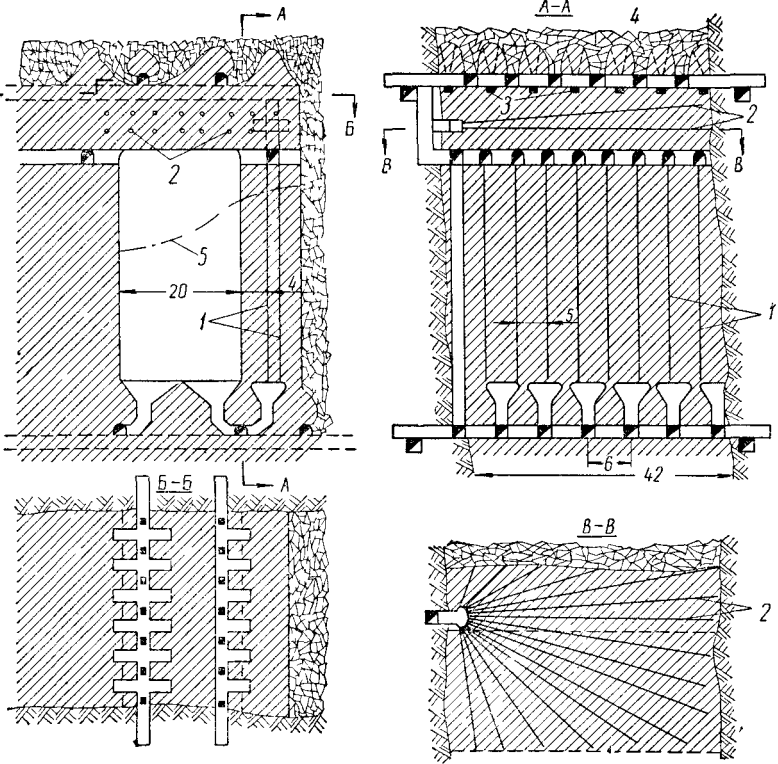


Рис. 232 Выемка междукамерного целика и потолочины глубокими скважинами и камерными зарядами

Одностадийная обработка целиков. 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.

На рис. 232 изображен один из распространенных способов отработки целиков с помощью глубоких скважин 1 в сочетании с камерными зарядами 3 над потолочиной. Камера была вынута с помощью глубоких вертикальных скважин. Междукamerный целик обрушивается из бурового орта двумя рядами параллельных вертикальных скважин 1 с л н с., равной 4 м, расстоянием между рядами скважин и между скважинами в ряду 5 м

Потолочину толщиной 8 м обрушивают двумя рядами слабонаклонных веерообразных скважин 2. Днище иногда разбуривают штанговыми шпурами 4.

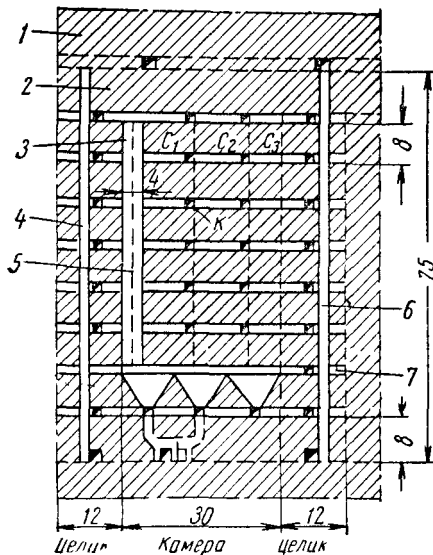


Рис. 233. Комбинированная система с обрушением целиков камерными зарядами (C_1 , C_2 , C_3 — вертикальные слои, K — камерные заряды)

1 — надштрековый целик, 2 — потолочина, 3 — отрезной восстающий, 4 и 6 — блоковые восстающие, 5 — отрезная щель, 7 — горизонт подсечки

ных выработках, на отрезную щель шириной 4 м. Толщина отбиваемых слоев C_1 , C_2 , C_3 8—10 м. Расстояние между зарядами по вертикали 8—8,5 м.

Междукamerные целики шириной 12 м и междуетажный целик (потолочина и днище) обрушают также камерными зарядами. Для предупреждения преждевременного разрушения междукamerных целиков заряды располагают на расстоянии не менее 3 м от границы целика.

Минимальный вес одного заряда 80—120 кг, максимальный 3000—3200 кг. Общий вес камерных зарядов на отбойку верти-

ют штанговыми шпурами 4. В нижней части целик частично подсекают путем расширения дучек в воронки. Общая величина заряда ВВ, размещенного в целиках, зависит от их размеров, удельного расхода ВВ и составляет несколько десятков тонн. Обычно целики взрывают мгновенно, а потолочину с замедлением 2 сек. Такая последовательность взрывания обеспечивает более равномерное размещение руды над воронками после взрыва. Примерное расположение руды после обрушения целиков показано на рис. 232 линией б.

На рис. 233 представлена комбинированная система разработки, применяемая на Тырныаузском руднике

Отбойка руды в камерах шириной 30 м осуществляется камерными зарядами K , располагаемыми в подэтаж-

кального слоя 62—76 т. Удельный расход ВВ 0,48—0,60 кг/т

Выпуск отбитой руды ведут через горизонты грохочения по рудоспускам без грохотов. Это позволило увеличить производительность блока и устранить затраты, связанные с ремонтом грохотов.

Производительность труда забойного рабочего на руднике около 7 м³/смену, подземного — 2,5 м³/смену.

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 выемка целиков

В относительно печных рудах днище вышележащего этажа обрабатывают предварительно, т. е. применяют двухстадийную выемку целиков. Процесс обрушения потолочины и междукамерных целиков здесь аналогичен вышеописанному. Днище извлекается после выпуска руды, обрушенной из потолочины и междукамерных целиков

Извлечение днища вариантом подэтажного обрушения «закрытый веер» показано на рис. 234.

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 шпуров взрывают в одной или нескольких дучках.

Трехстадийная отработка целиков позволяет снизить потери руды до 25—30%, поэтому в ценных рудах этот способ применяют довольно часто. Он получил широкое распространение на Криворожских железных рудниках

В первой стадии потолочину обрушают взрыванием глубоких скважин или камерных зарядов (реже). Расположение скважин параллельное, веерообразное или пучковое. Последнее изображено на рис. 235 для посадки потолочины большой толщины

После обрушения потолочины выпускают руду и обрабатывают междукамерный целик, окруженный пустой породой, залившей камеру.

Один из распространенных способов выемки междукамерного целика в окружении обрушенных пустых пород (вариант подэтажного обрушения «закрытый веер») изображен на рис. 236.

Подготовка целика заключается в проходке рудоспускного восстающего 1 по лежащему боку, откаточного орта 2 и

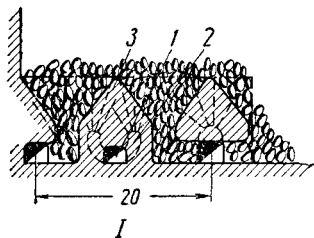


Рис. 234 Выемка днища вариантом «закрытый веер»

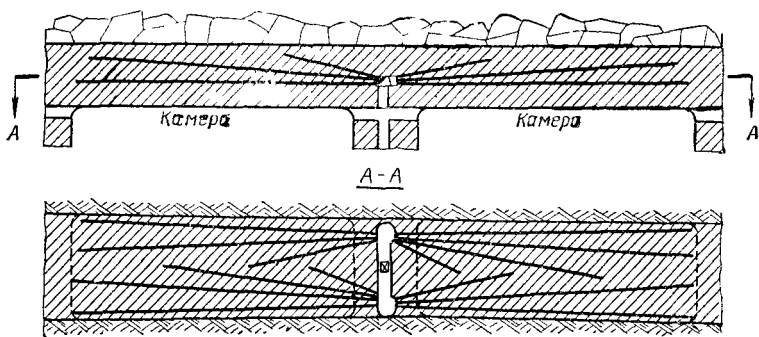


Рис. 235. Обрушение потолочины пучком глубоких скважин

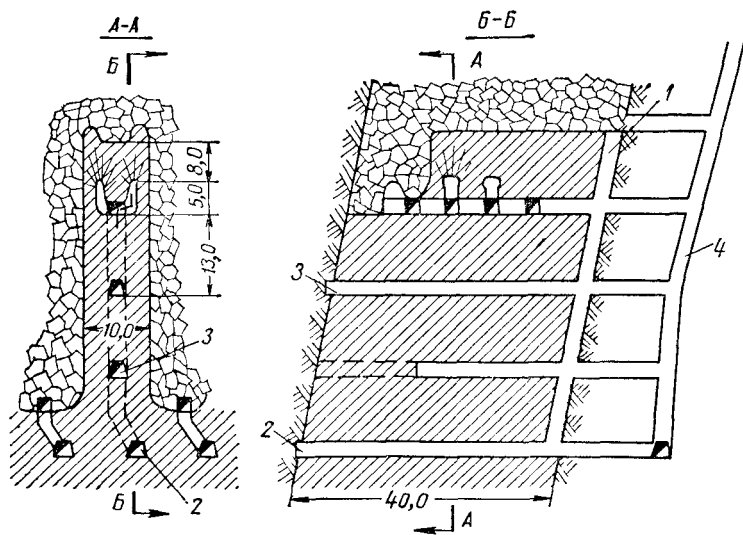


Рис. 236. Выемка междукамерного целика вариантом «закрытый веер»

подэтажных ортов скреперования 3. Полевой восстающий 4 был пройден ранее для отработки камер.

В подэтажных ортах через 4 м проходят дучки на высоту 4—5 м и из них бурят пучок штанговых шпуров на высоту 7—8 м (при высоте подэтажа 12—14 м). Шпуры взрывают одновременно в одной-двух парах дучек. Выпущенную на подэтажный орт руду скреперуют к рудоспускному восстающему.

В тонком целике (5—7 м) подэтажный штрек несколько смещают от оси целика и дучки проходят только с одной стороны.

Целики обрабатывают вариантом «закрытый веер» в рудах средней крепости, а также в крепких рудах, сильно нарушенных взрывными работами во время выемки камеры. Широкие целики, сложенные крепкими рудами, обрабатывают вариантом подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами или вариантом «камера над дучками». Последний небезопасен, так как даже в устойчивых и крепких рудах целик во время выемки камеры нарушается и имеет переменную ширину вследствие образования в его стенках крупных вывалов; часто он бывает разбит трещинами и заколами. Образование камер в таком целике небезопасно.

Третья стадия отработки целиков — выемка днища осуществляется обычно подэтажным обрушением и описана выше.

Основные мероприятия по безопасности при массовом обрушении целиков

Отработка целиков массовым обрушением, связанная с взрыванием десятков 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, прилегающие к участку взрыва, должны быть освобождены от за-

громождающих 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 следует привести выработки в безопасное состояние, на что обычно затрачивается несколько смен.

§ 3. Комбинированные системы с закладкой камер

Комбинированные системы разработки с закладкой применяются редко, только при разработке месторождения богатых медных и полиметаллических руд.

Камеры вынимают в зависимости от горногеологических условий горизонтальными или наклонными слоями с закладкой, реже — горизонтальными слоями с креплением и закладкой

Вследствие высокой стоимости добычи при таких способах выемки камер применение комбинированных систем с закладкой обычно бывает вынуждено какими-либо причинами, например: необходимостью сохранить от сдвижения поверхности; возможностью возникновения подземных пожаров при разработке колчеданных руд системами без закладки; большой глубиной или неустойчивостью руд, когда проявляется сильное горное давление.

Междукамерные целики обрабатывают обычно сверху вниз системами слоевого или подэтажного обрушения, а также системами с креплением и закладкой и нисходящей выемкой потому, что работать в целике, обнаженном с двух сторон и подрезанном снизу, очень опасно.

Сказанное выше объясняет редкое применение в практике комбинированных систем с закладкой.

Комбинированная система с закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением целесообразна при разработке мощных медноколчеданных месторождений с высоким содержанием серы в руде, когда применение только слоевого обрушения может привести к возникновению подземного пожара этих руд. Чередование же участков, вырабатываемых слоевым обрушением, и широких зон, заложенных пустой породой, значительно снижает пожароопасность системы слоевого обрушения

Возможны две разновидности подобной комбинированной системы: 1) с преобладанием системы с закладкой (когда ширина камер больше ширины междукамерных целиков) и 2) с преобладанием слоевого обрушения, т. е. при обратном соотношении размеров целиков и камер. В последние годы наблюдалась тенденция к внедрению второй разновидности, как более эффективной.

На рис. 237 изображен вариант выемки камеры с закладкой на медноколчеданном руднике. Междукамерные целики здесь вынимают слоевым обрушением. Ширина камер 9—10 м, целиков 7—8 м. Хорошие результаты дала выемка камер с частичным магазинированием руды и одновременной закладкой выработанного пространства двух слоев скреперами с двух- и трехбарабанными лебедками.

По мере выемки камеры у обеих ее стенок сооружаются деревянные щиты, которые удерживают закладку от просыпания при отработке междукамерного целика.

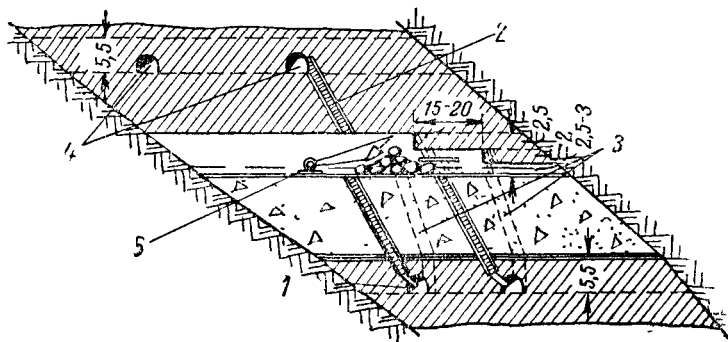


Рис. 237. Выемка камер горизонтальными слоями с закладкой: 1 — откаточный штрек, 2 — закладочный восстающий; 3 — ходовые восстающие, 4 — закладочный штрек, 5 — скреперная лебедка

На рис. 238 приведен способ выемки широких междукамерных целиков системой слоевого обрушения на медном руднике Кананеа в США. Ширина камер 6—10 м, целиков 12—15 м. Камеры вынимают горизонтальными слоями с закладкой.

Основной горизонт подготовлен полевым штреком в лежачем боку и рудными штреками в 12—15 м один от другого.

Подготовка целиков к очистной выемке состоит в проведении против их оси полевого восстающего 1 (см. рис. 238) и слоевых ортов 2. При высоте слоя 3,3 м ортам придают сечение 1,2×1,8 м, что позволяет проводить их без крепления.

Перепускные дучки 3 проходят против каждой заходки, располагая верхнее устье их на расстоянии 2 м от стенок вышележащего орта. Благодаря такому расположению дучек совсем исключается скреперная доставка руды на рабочих слоях. Руду из заходок с очень небольшой затратой труда откидывают в дучки, по которым она скатывается в аккумулирующий орт (III слой), а по последнему скреперуется до полевого восстающего 1.

Данный способ отработки целиков позволяет интенсивно отрабатывать каждый слой и вести выемку одновременно в двух

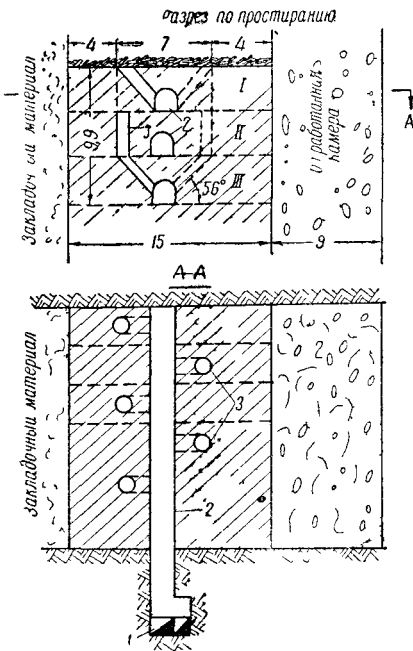
слоях; применять на аккумулирующих ортах большегрузные скреперы; значительно улучшать условия проветривания выемочных заходок.

Перерасход по проведению перепускных дучек с избытком перекрывается этими достоинствами

Комбинированную систему для разработки крепких сульфидных руд с закладкой камер и целиков применяли на руднике Юнайтед Верде (США). Глубина разработки этого месторождения достигала 1200 м, рудные тела имели неправильную форму; лежащий бок был сложен слабыми породами.

Камеры вынимали горизонтальными и наклонными слоями

с закладкой Междукamerные целики шириной 10 м отработывали сверху вниз с креплением и последующей закладкой. Производительность труда забойного рабочего в камерах составляла около 12 т/смену, в целиках 9 т/смену.



Большее распространение в практике получили комбинированные системы с последующей закладкой камер. Имеется много примеров перехода на такую комбинированную систему на ряде отечественных и зарубежных рудников.

В частности, от системы слоевого обрушения к комбинированной системе с последующей закладкой в свое время перешли на Дегтярском медном руднике.

На Карабашском медном руднике выемку камер стали производить системами с магазинированием и последующей закладкой.

Рис. 238. Выемка широких междукamerных целиков слоевым обрушением

I — III — порядок отработки слоев

На руднике Юнайтед Верде (США) от системы с закладкой три выемки камер перешли на систему с открытым очистным пространством с последующей закладкой камер.

На Дегтярском руднике мощная залежь медноколчеданных руд разрабатывалась комбинированной системой с открытыми камерами и последующей закладкой. Руду в камерах отбивали из подэтажных выработок. Высота подэтажа 10—20 м, ширина

камер 8—15 м, междукамерных целиков 6—15 м, толщина потолочины 8—10 м. Высота камеры достигла 40—45 м.

После выемки камеру заполняли закладкой, которая перепускалась с вышележащего этажа.

Междукамерные целики, потолочины и днища извлекали системой слоевого обрушения. На рис 239 показана выемка этой системой потолочины.

Подготовительные работы для выемки целиков заключаются в проведении из полевых откаточных штреков двух полевых вос-

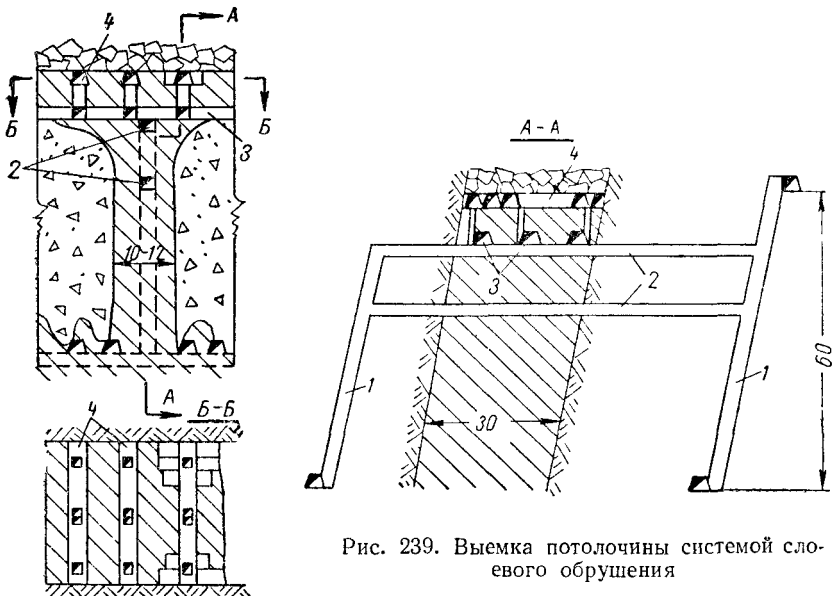


Рис. 239. Выемка потолочины системой слоевого обрушения

стающих 1 для обеспечения хорошего проветривания. Восстающие сбивают подэтажными ортами 2, в кровле которых проходят аккумулярующие штреки 3.

Очистная выемка заходками ведется из слоевых ортов 4. Руда из заходок поступает в рудоспуски, по последним в аккумулярующий штрек и затем через подэтажный орт доставляется до рудоспускного отделения восстающего. Аналогичным образом обрабатываются междукамерные целики и днища.

При выемке целиков этой системой были достигнуты следующие показатели:

Производительность труда забойного рабочего, м ³ /смену	2,5
Расход леса на 1 м ³ выработанного пространства, м ³	0,1
Потери руды, %	5
Разубоживание, %	5

Себестоимость руды из целиков была в 1,8 раза выше, чем при выемке камер. Низкие потери и разубоживание руды (в 5—

6 раз меньше, чем при подэтажном обрушении) позволяют применять отработку междукамерных целиков слоевым обрушением в ценных рудах.

На Красногвардейском руднике камеры после выемки системами с открытым очистным пространством закладывали гранулированным шлаком с последующим заиливанием глинистой пульпой. В дальнейшем целики обрабатывали слоевым или подэтажным обрушением. Производительность труда забойного рабочего возросла до $5-6 \text{ м}^3/\text{смену}$, а разубоживание составило $15-30\%$.

Интересный вариант комбинированной системы применяется на крупном медном руднике Норанда в Канаде. После выемки из подэтажных штреков (ортов) камер шириной 18 м их закладывают 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 цементированная масса. Междукамерные целики толщиной $12-18 \text{ м}$ в окружении такой плотной цементированной закладки обрабатывали наклонными слоями с закладкой, что обеспечило относительно высокую производительность труда и небольшие потери руды.

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 $15-25$ -метровые целики обрабатывали системой подэтажного обрушения с отбойкой руды веерными комплектами глубоких скважин. Высота подэтажа составляла $15-30 \text{ м}$. Диаметр скважин 40 мм , толщина отбиваемого слоя $1,5 \text{ м}$ при расстоянии между концами скважин $2,4 \text{ м}$. 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 обработки целика можно выделить три основных варианта комбинированных систем с магазинированием:

- 1) с обработкой целиков подэтажным обрушением;
- 2) с обработкой целиков этажным самообрушением;
- 3) с обработкой целиков принудительным этажным обрушением.

В первых двух вариантах целики извлекают в окружении замагазинированной руды после выемки нескольких камер. Для

отработки целиков принудительным этажным обрушением руды из камер частично или полностью выпускают, вследствие чего этот вариант имеет большое сходство с рассмотренной ранее комбинированной системой разработки открытыми камерами

Вариант системы с отработкой целиков подэтажным обрушением

Схема этой системы разработки в полном развитии показана на рис. 240, а. Подготовительные работы заключаются в проходе откаточного штрека 1, ортов-заездов 2 через 16—20 м, комплекса выработок горизонта грохочения и ряда других вы-

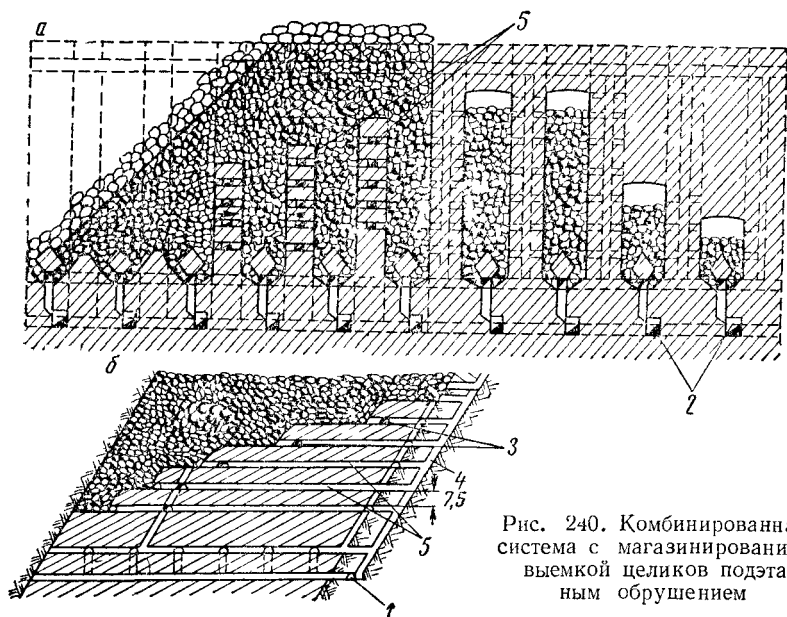


Рис. 240. Комбинированная система с магазинированием выемкой целиков подэтажным обрушением

работок, необходимых для отработки камеры системой с магазинированием руды. Ширина камеры 10—12 м.

Отработка междукамерных целиков шириной 6—10 м начинается обычно после окончания выемки нескольких смежных камер и обрушения их потолочины.

Ввиду значительного давления на целики замагазинированной руды выемка целиков должна вестись интенсивно. Поэтому в каждом целике обрабатывают одновременно 3—4 подэтажа с отставанием каждого нижнего от верхнего на 10—15 м (рис. 240, б).

Для разрушения потолочины из подэтажных ортов 5 через каждые 5—7,5 м проходят рассечки 3 до границы смежных ка-

мер и из них бурят восходящие и боковые шпурь. Если целики имеют небольшую толщину, их можно разбуривать непосредственно из ортов, не проводя рассечек. Всю руду от проходки рассечек выдают через полевой восстающий 4.

Руду выпускают на горизонт грохочения по мере обрушения подэтажей целика с таким расчетом, чтобы над разрушенной частью целика всегда был слой невыпущенной руды толщиной до 12—15 м. Поверхность контакта замагасинированной руды

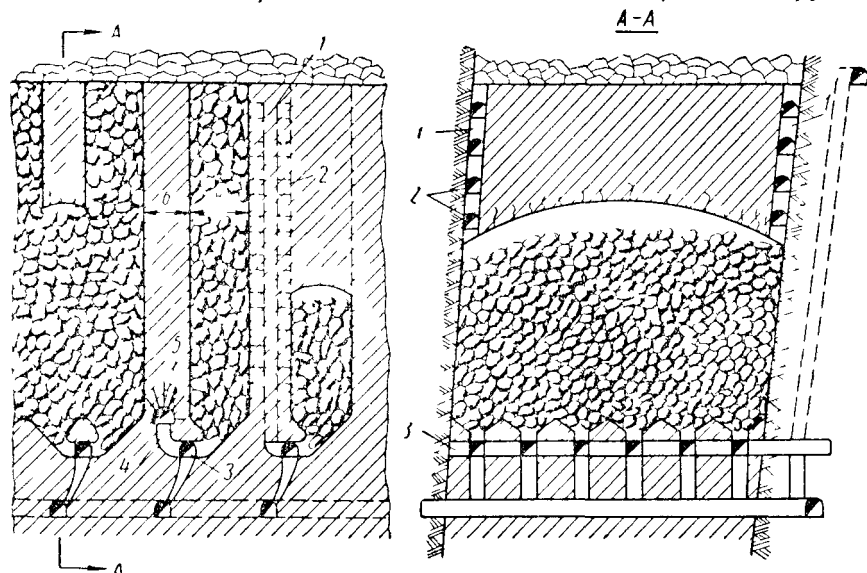


Рис. 241. Комбинированная система с выемкой целиков этажным самообрушением

с обрушенными вмещающими породами поддерживают с наклоном по простиранию, а также от лежачего бока к висячему (соответственно с опережением выемки верхних подэтажей над нижними, как это показано на рис. 240, б).

Условия применения этой системы сходны с условиями применения принудительного этажного обрушения, однако наличие междукamerных целиков в обрушенной руде в течение определенного периода уменьшает давление на выработки горизонта выпуска. Поэтому данную систему можно применять в тех случаях, когда обычное этажное принудительное обрушение вследствие большого горного давления оказывается неприемлемым.

Вариант системы с выемкой целиков этажным самообрушением

Этаж разбивается на камеры шириной 5—8 м и междукamerные целики толщиной 4—6 м (рис. 241).

Подготовка камер к очистной выемке состоит в проходке выработки основного горизонта (штрека и ортов), выработок горизонта грохочения.

По оси междукамерного целика со стороны висячего и лежащего боков проходят восстающие 1 с лодками 2 в стороны камеры. Эти выработки на период выемки камеры являются ходовыми, а на период отработки целика играют роль отрезных. Иногда для сообщения с камерой у концов ее в отбитой руде наращивают ходки, закрепленные срубом.

Камеры вынимают системой с магазинированием руды с мелкошпуровой отбойкой или отбойкой штанговыми шпурами.

Подготовку целика к обрушению начинают с проведения из орта горизонта дробления 3 рудоспусков 4, вершины которых соединяют подсечным ортом 5. Затем обуривают бока и кровлю орта шпурами глубиной 2—2,5 м. После взрывания этих шпуров целик теряет опору в основании и начинает обрушаться.

Выпуск руды из группы камер и подсеченных целиков начинается не сразу по окончании подсечки, а через некоторое время, когда целики раздробятся и осядут. Как и при этажном обрушении, правильная организация выпуска руды оказывает здесь решающее влияние на полноту извлечения, степень разубоживания и крупность кусков обрушаемой руды.

Так как междукамерный целик отрезан от массива с четырех сторон (снизу, сверху и с боков), то он обрушается даже в том случае, если руда относительно устойчива. Поэтому в отличие от этажного обрушения эту систему можно применять в рудах, менее склонных к самообрушению.

Вариант системы с отработкой целиков принудительным этажным обрушением

На рис. 242 изображен вариант этой системы, применяемый (с небольшими изменениями) на шведском руднике Мальмбергет. Железные руды этого месторождения имеют включения обломков гипса, а также пересечены жилами гранита, сиенита и пегматита, образуя местами брекчию.

Вследствие этого руда, несмотря на значительную ее крепость, недостаточно устойчива для выемки открытых камер больших размеров, особенно если отбойка осуществляется глубокими скважинами.

Подготовительные работы состоят в проходке полевого откаточного штрека 1 в лежащем 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 диа-

метром 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 обуривается из двух буровых камер 3 веерными комплектами глубоких скважин станками алмазного бурения или тяжелыми колонковыми перфораторами. Диаметр скважин 36—50 мм. Из каждой камеры пробуривается по два параллельных веера скважин на расстоянии 0,5 м один от другого.

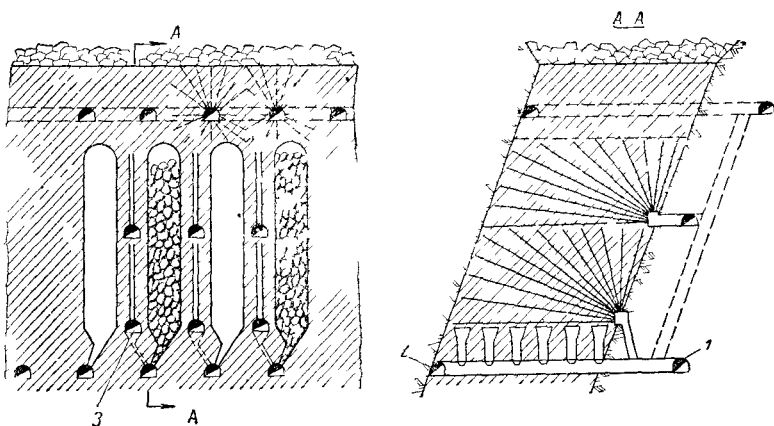


Рис. 242. Комбинированная система с выемкой целиков принудительным этажным обрушением

Для обрушения целиков и выпуска руды возможны две основные схемы. По первой схеме перед обрушением целиков руду из нескольких камер (обычно через одну) выпускают и одновременно взрывают заряды в междукamerных целиках и потолочине (см. рис. 242). После этого производят выпуск руды под обрушенными породами.

При второй схеме, принятой на руднике Мальмбергет, отработку целиков ведут в две стадии. Сначала выпускают руду из камер и обрушают междукamerные целики, оставляя часть целиков для поддержания потолочины до полного выпуска из камеры обрушенной руды. Обрушение потолочины и оставшихся междукamerных целиков осуществляют во вторую стадию. Такой порядок выемки позволяет извлекать основную массу руды без разубоживания, но требует большей устойчивости руд и вмещающих пород, чем первый.

Переход на комбинированную систему с магазинированием руды и отработкой целиков массовым обрушением может быть

целесообразен и на отечественных рудниках в тех случаях, когда при выемке камер системами с этажной отбойкой наблюдается преждевременное разрушение целиков. Наличие замагазинированной руды в камере до начала отработки целиков позволит сохранить целики, а в некоторых случаях уменьшить их толщину и, следовательно, увеличить камерный запас. Отбойка руды в камере в этом случае может производиться глубокими скважинами.

Описанные выше основные варианты не исчерпывают всего многообразия комбинированных систем разработки. В зависимости от горногеологических условий возможны и другие сочетания разных систем для выемки одного блока, например слоевое и подэтажное обрушение, подэтажное и этажное обрушение и др.

В качестве иллюстрации успешного применения новой комбинированной системы разработки при своеобразных горногеологических условиях можно указать на опыт работы шахты «Гигант» (Кривой Рог)¹.

На северном крыле залежи, обрабатываемой этой шахтой, применили комбинированную систему с самообрушением и принудительным этажным обрушением. Такое сочетание вызвано разной устойчивостью руд вкрест простирания рудного тела. Участки блока с более устойчивой рудой, примыкающие к висячему и лежащему бокам, обрушаются принудительно, а центральная часть, сложенная менее устойчивыми рудами, самообрушается, чем достигается хорошее дробление руды при минимальном объеме буровых работ.

Заканчивая описание комбинированных систем разработки, следует отметить широкую область их применения

Изменяя в значительных пределах ширину камер и целиков, а также способы отбойки руды, можно применять эти системы в рудах от нижесредней крепости до очень крепких. Боковые и налегающие породы также могут иметь разнообразную крепость и устойчивость.

По сравнению с этажным принудительным обрушением комбинированные системы проще в освоении, имеют меньше ограничений для применения. В крепких рудах применение этих систем позволяет уменьшить потери и разубоживание, так как основная масса руды добывается из открытых камер. В неустойчивых рудах разработка комбинированными системами сопровождается меньшим горным давлением на выработки основного горизонта, чем при этажном обрушении.

По сравнению с обычными системами с магазинированием комбинированные системы более экономичны, поскольку значительная часть руды добывается обрушением.

¹ Г. М. Малахов и др. За самую высокую производительность труда на подземных рудниках. «Горный журнал», 1960, № 11.

Глава XV.

ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Требования, учитываемые при выборе системы разработки

Выбор системы разработки и ее конструктивных элементов представляет одну из наиболее ответственных задач как для проектируемого, так и для действующего рудника в связи с тем, что от применяемой системы зависят основные показатели работы горного предприятия: производительность труда горнорабочего, стоимость и размер добычи руды, величина потерь и разубоживания руды, экономические результаты переработки руды.

В условиях социалистического хозяйства при выборе системы должны прежде всего соблюдаться следующие главнейшие требования.

1. **Безопасность труда.** Практика показывает, что безопасность основной части людей, работающих под землей, занятых на подготовке и очистной выемке, определяется не горногеологическими условиями, а правильностью выбора системы разработки и ее главных конструктивных элементов. В самых неблагоприятных горногеологических условиях можно обеспечить безопасность работ и, наоборот, неправильный выбор системы может являться главной причиной несчастных случаев даже в очень благоприятных горногеологических условиях.

Так, например, в сильно трещиноватых, неустойчивых рудах и вмещающих породах работы могут быть совершенно безопасны, если применить систему слоевого обрушения. Напротив, в относительно устойчивой руде и вмещающих породах применение некоторых вариантов систем с магазинированием или с закладкой может оказаться опасным, если руда и вмещающие породы имеют отдельные тектонические нарушения и мягкие прослои, по которым возможны внезапные отслоения кровли и боков.

Требование безопасности труда должно ставиться при выборе системы и ее конструктивных элементов на первое место в любых условиях. В связи с этим по соображениям безопасности сразу исключается большое число систем, и в дальнейшем отбо-

ре, исходя из других требований, участвует значительно меньшее число систем.

Помимо безопасности труда, очень важными являются требования безопасности рудника в пожарном отношении, охраны земной поверхности, зданий, горнотехнических сооружений и горных выработок (особенно капитальных) от последствий сдвижения горных пород под влиянием выемки полезного ископаемого, а также от последствий прорыва значительных притоков воды.

2. Высокая производительность труда забойного рабочего и зависящая от нее низкая стоимость добычи руды.

Смысл этого требования вполне понятен, всесторонне освещался раньше, при рассмотрении всех систем разработки, и поэтому не нуждается в пояснениях.

Минимальные потери полезного ископаемого при добыче. Величина потерь руды в процессе добычи зависит главным образом от принятой системы. За счет замены системы иногда оказывается возможным снизить потери руды на 2—3%, а иногда на 5—10% и больше. Снижение потерь дает непосредственный экономический эффект и, кроме того, позволяет сохранить богатства недр, являющиеся всенародным достоянием.

4. Требования, связанные с процессом переработки руды. Иногда бывает важно обеспечить раздельную добычу из месторождения совместно залегающих руд с различным минералогическим составом или с разным содержанием металла, так как один сорт руды можно непосредственно направлять на металлургический процесс, другой сорт нуждается в обогащении, а третий — в сортировке. Выдача руды по сортам позволяет обычно снизить расходы по ее переработке и сократить при этом потери металла.

Экономия за счет удешевления переработки руды и снижения потерь металла может оказаться значительно больше, чем дополнительные расходы по добыче, связанные с применением раздельной выемки и менее эффективной системы.

То же относится и к разубоживанию руды пустыми породами или непромышленной рудой. Присадка к руде большого количества пустой породы не только вызывает дополнительные расходы на транспортирование и переработку руды, но нередко приводит еще и к росту потерь полезного компонента при обогащении. Иногда разубоживающие породы содержат вредные примеси, которые отрицательно отражаются на процессе переработки руды — обогащении или плавке, или снижают качество конечного продукта (например, разубоживание железных руд породами, содержащими фосфор и серу).

5. Обеспечение необходимого размера добычи руды из данного месторождения иногда является существенным требованием и предопределяет выбор системы, обеспечивающей

высокую интенсивность эксплуатации и большую годовую добычу.

§ 2. Влияние горногеологических факторов на выбор системы разработки

Изучая системы разработки, мы убедились, что область применения каждой системы ограничивается определенной мощностью, углом падения, устойчивостью руды и вмещающих пород месторождения.

Так, 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 и по углу падения рудных тел. Например, системы разработки 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 (или группы, класса систем) по устойчивости руды и вмещающих пород. В частности, в неустойчивой руде вне зависимости от характера вмещающих пород и других горногеологических факторов совершенно не применимы: система разработки подэтажными штреками, камерно-столбовые системы, все системы с магазинированием руды, большая часть систем с закладкой без крепления и большинство комбинированных систем.

Напротив, в очень крепкой и устойчивой руде и вмещающих породах неприменимы системы с креплением и закладкой, слоевое и подэтажное обрушение, этажное самообрушение.

Мощность, угол падения рудного тела, устойчивость руды и вмещающих пород оказывает основное и притом постоянное влияние на выбор системы разработки. Поэтому некоторые авторы называют эти горногеологические факторы постоянными и в отличие от группы переменных, влияние каждого из которых на выбор систем проявляется не во всех случаях.

К числу переменных горногеологических факторов относятся: форма и размеры рудного тела по простиранию и на глубину, ценность руды и характер распределения в ней полезных компонентов; состав вмещающих пород и наличие в них оруденения; склонность руды к слеживанию, окислению и возгоранию; гидрогеологические условия; ценность поверхности и возможность ее обрушения.

Разделение горногеологических факторов на две группы не следует рассматривать как деление их по степени важности на главные и второстепенные. Хотя постоянные факторы оказывают влияние на выбор системы всегда и притом очень большое,

влияние факторов второй группы, особенно вместе взятых, может быть не менее существенным. Иногда именно эти факторы оказываются решающими для окончательного выбора системы разработки, размеров ее конструктивных элементов и технологии очистной выемки.

Вопрос о характере и степени влияния постоянных факторов на выбор системы разработки настолько ясен, что не нуждается в дополнительном рассмотрении. Поэтому ограничимся кратким обобщением и пополнением ранее известных нам сведений о влиянии отдельных переменных факторов

Форма, длина рудного тела и глубина его распространения. Правильная форма рудного тела благоприятно сказывается при любой системе разработки. Неправильная, переменная и причудливая форма препятствует применению некоторых систем или ухудшает показатели их эффективности. К числу таких систем можно отнести, например, системы с магазинированием руды, системы разработки наклонными слоями с закладкой, этажное самообрушение. Напротив, некоторые системы, например с креплением и закладкой, горизонтальными слоями с закладкой, позволяют вести без затруднений очистную выемку в рудных телах самой неправильной формы.

Длина рудного тела только в сравнительно редких случаях оказывает влияние на выбор системы.

Например, короткое по простиранию рудное тело с мощностью до 30—40 м можно в устойчивых породах разрабатывать подэтажными штреками, располагая камеру по всей длине рудного тела. При такой же мощности, но большей длине рудного тела приходится располагать камеры вкрест простирания, регулярно чередуя их с междукамерными целиками.

Увеличение глубины разработки (сверх 500—600 м) часто сопровождается ростом горного давления и затрудняет применение некоторых систем. Так, отказ от применения системы с магазинированием и замена ее системой с закладкой на глубине свыше 600—800 м на золотых рудниках Канады вызваны 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 (в частности, камерно-столбовых) и переходу полностью на системы разработки с закладкой.

Повышение температуры пород на больших глубинах требует активного проветривания очистных забоев, что также облегчается при системах с закладкой и затруднено при системах с открытым очистным пространством.

Ценность руды и характер распределения в руде полезных минералов. Большое влияние на выбор системы разработки инд-

да оказывает неравномерность распределения рудных минералов в рудном теле, наличие в нем крупных включений и прослоев пустой породы или непромышленной руды, чередование участков богатой руды с участками бедной. В таких условиях разработка, как правило, затрудняется, эффективные системы, например с магазинированием руды, системы поэтажных штреков и поэтажного обрушения, применить оказывается невозможно, трудно или нецелесообразно. Для некоторых систем такие условия не создают затруднений, например для системы разработки горизонтальными слоями с закладкой, а для других они 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.

Ценность руды часто может оказать решающее влияние на выбор системы, если коэффициент извлечения руды для сравниваемых систем заметно отличается. При разработке руд невысокой ценности иногда отдают предпочтение системе с несколько меньшим коэффициентом извлечения, если она обеспечивает значительное снижение стоимости добычи руды. Напротив, для высокоценных руд решающий фактор в выборе системы — это наибольшая полнота извлечения полезного компонента.

В сравнении систем с неодинаковым коэффициентом извлечения руды и разной стоимостью добычи участвуют два экономических показателя: 1) экономия в расходах по добыче руды и 2) экономический ущерб, связанный с потерей руды. Чем богаче руда, т. е. чем выше в ней содержание металла, тем больше экономический ущерб от потерь и тем больше оснований для того, чтобы отдать предпочтение системе с минимальными потерями руды, хотя бы стоимость добычи в этом случае была выше.

Минеральный состав вмещающих пород и характер контакта их с рудным телом. Оруденение вмещающих пород, т. е. наличие в них металла, может оказывать существенное влияние на выбор системы разработки.

В частности, система этажного самообрушения дает удовлетворительные результаты по извлечению и разубоживанию только в том случае, если вмещающие породы являются рудоносными. Выбор между ней и какой-либо другой системой может быть предопределен в зависимости от величины содержания металла во вмещающих породах. При выборе между системой с закладкой и с магазинированием руды в невыдержанных по мощности жилах, требующих подрывки боков, система с магазинированием может оказаться более целесообразной, если вмещающие породы рудоносны.

Характер контакта между рудным телом и вмещающими породами может быть резкий или выраженный неясно, в виде по-

степенного перехода от промышленной руды к оруденелым вмещающим породам; правильный, спокойный или очень неровный — с резкими раздувами, выклиниваниями, апофизами. Контакт может быть прочным, когда руда и массив боковых пород как бы врастают друг в друга, или слабым, в виде прослоя более мягкой породы, свободной поверхности, трещины, отделяющей руду от боковой породы.

Правильный непрочный 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 становится особенно большой, когда при добыче или обрушении рудная мелочь и пыль смешиваются с кусками деревянной крепи и рудно-древесная масса находится долгое время во влажном состоянии, вне воздействия деятельной воздушной струи. Такие условия часто создаются при системе подэтажного обрушения, а также в старых выработанных пространствах, заполненных крепью, закладкой и оставленной невынутой рудой.

Без присутствия дерева высокосернистые колчеданные руды могут нагреваться в результате длительного хранения в отбитом виде вследствие интенсивного их окисления, а также вследствие трения, развивающегося в процессе обрушения массива руды и движения ее кусков, раздавливания и раздробления оставленных целиков силой горного давления. Вероятно, в отдельных случаях сильное нагревание может перейти в самовозгорание и без присутствия древесины.

В медноколчеданных месторождениях с высоким содержанием серы особенно опасна система подэтажного обрушения. Применение системы слоевого обрушения в таких условиях допустимо, но требует тщательного соблюдения профилактических мер (в частности, регулярного проиливания древесно-рудной массы) против возникновения пожаров.

Опасно применять системы с обрушением больших масс высокосернистой руды (например, этажное самообрушение или принудительное этажное обрушение) под большой толщей накопленного древесного мата, на участках, где до этого применялось слоевое обрушение. Опасными в пожарном отношении считаются также системы этажного обрушения и системы с магазинированием больших масс высокосернистой колчеданной руды в связи с возможным самонагреванием такой руды. Способность руды быстро окисляться в отбитом виде иногда застав-

ляет отказываться от применения систем с массовым обрушением руды и с магазинированием, так как обогащение таких руд флотацией дает снижение извлечения рудных минералов.

Способность отбитой руды слеживаться вследствие наличия в ней тонкого и липкого материала и от других причин 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, а также возможности внезапного оседания и провала поверхности отбитой руды, на которой находятся рабочие.

Гидрогеологические условия месторождения. Иногда влияние на выбор системы разработки могут оказать гидрогеологические условия месторождения. Так, сильная водоносность покрывающих пород вынуждает отказываться от эффективных систем разработки, связанных с обрушением, и применять непроеизводительные системы с закладкой или камерно-столбовые, оставляя значительное количество руды в целиках для предохранения налегающих пород от обрушения.

Типичным примером такого рода являются некоторые рудные залежи Курской магнитной аномалии, где подземная разработка вследствие необычайной водоносности налегающих пород требует оставления огромного количества руды в потолочных и междукамерных целиках.

Возможность нарушения земной поверхности в результате разработки. Полностью предохранить поверхность от оседания и обрушения при разработке мощных рудных тел удается только оставлением в рудном теле предохранительных целиков и тщательной закладкой выработанного пространства. Только при малой мощности рудного тела, разрабатываемого на значительной глубине, поверхность может быть предохранена от сдвижения с помощью одной закладки.

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.

Часто оказывается более целесообразным перенести эти сооружения, здания, дороги в безопасное место (или построить их вновь на безопасном месте, если перенос невозможен), а реку или водоем отвести, для того чтобы применять более эффективную систему разработки.

Решение в каждом отдельном случае принимается на основании технико-экономического расчета.

Прочие факторы. На выбор системы разработки оказывают влияние степень разведанности и изученности месторождения, наличие опыта его разработки той или иной системой, стоимость в данном районе крепежных материалов, наличие дешевого закладочного материала на поверхности или благоприятных участков для добычи закладки под землей и др.

Влияние, которое эти факторы могут оказать на выбор системы разработки, уже выяснено в процессе изучения отдельных систем.

§ 3. Метод исключения для выбора системы разработки по горногеологическим факторам

Наиболее распространен в практике для выбора систем разработки метод исключения. Сущность его сводится к рассмотрению возможности применения в условиях данного месторождения (или его части) всех существующих систем разработки и исключении тех из них, которые для этого месторождения неприменимы по сочетанию некоторых горногеологических факторов (иногда даже по одному из них).

На первый взгляд метод исключения представляется громоздким и трудоемким, так как требует рассмотрения огромного числа систем, для того, чтобы оставить из них только одну или несколько. В связи с этим выдвигается метод прямого отбора пригодных систем.

В действительности метод исключения прост, так как на самом деле все существующие системы разработки рассматривать не приходится. Исключаются сразу как непригодные по горногеологическим условиям не отдельные системы, а целые классы, и обычно для последующего рассмотрения остаются системы одного, реже двух, в порядке исключения трех классов. Среди этих систем затем также легко исключаются как непригодные многие системы, и для окончательного технико-экономического сравнения обычно остается только несколько систем.

Следует также иметь в виду, что поскольку выбор системы разработки является особо ответственной задачей, нельзя считать экономию времени для ее решения (и притом небольшую) сколько-нибудь существенным обстоятельством. Главное требование к методу решения этой важной задачи — правильность и всесторонний учет влияния на выбор системы многочисленных горногеологических факторов, обычно взаимосвязанных и выступающих в самых разнообразных сочетаниях. Этому требованию метод исключения вполне отвечает.

Покажем на простом примере общий ход выбора системы методом исключения.

Пример. Необходимо выбрать систему разработки для крутопадающей жилы мощностью от 0,5 до 2 м с крепкой устойчивой рудой и устойчивыми в общей массе вмещающими породами, но склонными к отдельным отслоениям и вывалам.

На основании приведенных постоянных горногеологических факторов (мощность, угол падения, устойчивость руды и вмещающих пород) можно исключить сразу как явно непригодные следующие классы систем:

1) с креплением, поскольку в устойчивых в общей массе вмещающих породах и устойчивой руде явно нет необходимости в применении малоэффективных систем этого класса;

2) с креплением и закладкой (по той же причине);

3) с обрушением вмещающих пород, так как при крутом падении рудного тела, малой мощности его и устойчивых в общей массе вмещающих пород исключается техническая возможность применения систем этого класса, если не прибегать к принудительному обрушению пород, что потребует огромной (и ненужной) затраты труда и средств. Значительное разубоживание руды, которое неизбежно происходило бы при разработке с обрушением в таких условиях, высокий расход крепежного леса и ряд других недостатков дают полное основание считать непригодными для разработки данного месторождения все системы рассматриваемого класса;

4) с обрушением руды и вмещающих пород и комбинированных систем, так как непригодность их для данных условий совершенно очевидна.

Таким образом, подлежат дальнейшему рассмотрению с учетом переменных факторов системы разработки только трех классов.

1) с открытым очистным пространством;

2) с магазинированием руды;

3) с закладкой очистного пространства.

Допустим, что рудное тело не содержит крупных включений пустой породы, а земную поверхность над месторождением не требуется предохранять от сдвижения путем закладки выработанного пространства. В этом случае исключаются все системы класса с закладкой, так как они менее эффективны, чем системы с открытым очистным пространством или с магазинированием. Остаются системы двух классов.

В классе систем с открытым очистным пространством исключаются как явно непригодные в данных условиях:

1) почвоуступные системы, применение которых, как известно, может быть целесообразным только в редких специфических условиях — при устойчивой руде и устойчивых, плотных, не склонных к отслоениям и вывалам, боковых породах;

2) камерно-столбовые системы, поскольку применение их обусловлено пологим или горизонтальным залеганием рудного тела;

3) системы с подэтажной выемкой, применение которых исключается в связи с сочетанием двух неблагоприятных факторов — малой мощности рудного тела и необходимости поддержания вмещающих пород;

4) системы с этажной выемкой — ввиду их явной непригодности.

В классе систем с магазинированием руды исключаются:

1) системы с отбойкой из специальных выработок, так как в заданных условиях очистная выемка этим методом не вызывается никакой необходимостью;

2) системы с отбойкой руды глубокими скважинами — ввиду явной непригодности при малой и к тому же непостоянной мощности, склонности боковых пород к отслоению, которое будет усиливаться в результате сейсмического действия тяжелых зарядов глубоких скважин.

После исключения указанных систем для дальнейшего рассмотрения и сравнения остаются системы трех групп:

1) потолкоуступные системы с распорной крепью;

2) сплошные системы с распорной крепью;

3) системы с магазинированием руды и шпуровой отбойкой из магазина.

Если по каким-либо дополнительным горногеологическим факторам ни одна из этих систем не может быть исключена, то все они подлежат детальному технико-экономическому сравнению. Однако возможно и дальнейшее исключение некоторых систем по переменным факторам.

Если, например, руда склонна к слеживанию, то может быть исключена система с магазинированием. Напротив, если руда сухая и хорошо поддается выпуску, то наиболее целесообразно остановиться на варианте системы с магазинированием и поддержанием боковых пород во избежание отслаивания и вывалов) с помощью распорной или шланговой крепи. Сплошная система с распорной крепью и частичным магазинированием руды может в таком случае конкурировать с обычной системой с магазинированием только при условии, если в рудном теле имеются тектонические нарушения, местные выполаживания, резкие пережимы, затрудляющие выемку с полным магазинированием.

Детальному технико-экономическому сравнению здесь при различных сочетаниях переменных факторов могут подлежать обычно две-три системы.

Необходимо отметить, что вопрос о выборе системы окончательно решается обычно только после проведения на руднике экспериментальных работ по сравниваемым системам, так как получить расчетным путем надежные показатели для обоснования выбора не всегда удается.

Что касается выбора наиболее эффективного варианта принятой системы, а также конструктивных элементов его (размеры блоков, целиков, высота подэтажа, слоя, уступа, глубина и диаметр шпуров и др.), то он всегда окончательно решается путем эксперимента в производственных условиях.

Широкое и постоянное проведение экспериментов по проверке и внедрению новых эффективных систем, их конструктивных элементов, по усовершенствованию технологии очистной выемки составляет обязательное условие для успешной работы каждого рудника.

§ 4. Сравнительная технико-экономическая оценка систем для их выбора

Для сравнительной технико-экономической оценки систем разработки рудных месторождений пользуются следующими основными показателями:

- 1) производительность труда забойного рабочего, занятого на подготовительных и очистных работах;
- 2) расход основных материалов и энергии на 1 м^3 (1 т) добытой руды;
- 3) коэффициент извлечения (или потерь) руды при добыче;
- 4) коэффициент разубоживания руды при добыче;
- 5) интенсивность очистной выемки, измеряемая месячной скоростью подвигания линии очистного забоя в блоке или размером добычи руды из блока в сутки, в месяц.

По двум первым показателям можно определять и сравнивать экономичность систем, т. е. прямые денежные затраты на 1 м^3 или 1 т добытой руды, связанные непосредственно с подготовкой, нарезкой и очистной выемкой.

Коэффициент извлечения руды и металла при добыче дает возможность оценивать системы разработки с точки зрения полноты использования недр, а также определять экономический ущерб от потерь руды в недрах.

Коэффициент разубоживания позволяет определять дополнительные затраты по транспортированию, сортировке и переработке разубоживающей руды породы и вместе со стоимостью добычи — себестоимость конечной продукции горного предприятия — концентрата или металла.

Показатель интенсивности разработки в сочетании с коэффициентом извлечения и разубоживания руды выражает возможный размер добычи руды и металла в ней. В свою очередь, последний оказывает прямое влияние на себестоимость добычи руды и конечной продукции.

Среди этих показателей нельзя выделять главные и второстепенные. В различных случаях влияние каждого показателя на себестоимость конечной продукции может существенно отличаться.

Прямые денежные затраты на добычу 1 т руды часто составляют основную долю в себестоимости конечной продукции и являются главным показателем экономической эффективности системы разработки.

Но нужно иметь в виду, что в некоторых случаях, например при разработке многих жильных месторождений небольшой мощности, избыточные затраты, вызванные разубоживанием руды, достигают 25—30%, а иногда и 40% от полной себестоимости 1 т концентрата (или весовой единицы готового металла), полученного из 1 т руды. Влияние разубоживания в таких случаях сказывается больше, чем прямые затраты на добычу руды.

Экономический ущерб от потерь руды, как правило, значительно меньше влияет на себестоимость продукции, чем прямые затраты на добычу. Однако, если коэффициент потерь при разработке месторождения с очень ценной рудой (например, содержащей 60—65% железа или 2—3% олова или до 5% меди и никеля и т. п.) достигает 15%, то экономический ущерб от потерь по своему влиянию на себестоимость конечной продукции будет вполне сопоставим с прямыми затратами на добычу руды.

На мелких горных предприятиях особенно сильное влияние на себестоимость продукции оказывает размер годовой добычи, а следовательно, интенсивность разработки

Иногда в практике системы разработки оценивают также по другим показателям, например по объему подготовительных работ (в метрах на 1000 т добытой руды), по производительности труда бурильщика и др. Но увеличение числа показателей, как правило, лишь усложняет оценку, сравнение и выбор систем. В частности, сравнение по объему подготовительных работ полезно только в том случае, когда оцениваются два или несколько вариантов одной и той же системы. Для сравнения разных систем объем подготовительных работ не может характеризовать конечные трудовые и материальные затраты на добычу 1 т руды. Нередки случаи, когда именно благодаря повышенному объему

подготовки создаются благоприятные условия для очистной выемки и резко увеличивается производительность труда по системе в целом. Одновременно благодаря этому может быть увеличена интенсивность разработки, уменьшены потери и разубоживание руды, обеспечены более безопасные условия труда.

Производительность труда бурильщика (по количеству пробуренных метров или отбитой руды) также нельзя относить к числу основных показателей эффективности системы. Иногда оценка системы по этому показателю может даже привести к ошибочным выводам. При высокой производительности труда бурильщика на очистной выемке производительность труда по забойной группе в целом может оказаться низкой ввиду больших затрат труда на выпуске, вторичном дроблении, проходке нарезных выработок и других операциях именно потому, что технология отбойки была выбрана неправильно, только в интересах достижения высокой производительности труда бурильщика. Известны и обратные случаи — высокая производительность труда забойного рабочего при относительно небольшой производительности труда бурильщика.

Поэтому полную и всестороннюю оценку систем разработки для выбора наиболее эффективной из них позволяют дать указанные ранее основные показатели. Назовем их основными показателями эффективности системы разработки.

В практике при оценке и выборе систем по этим показателям обычно возникают два вопроса

- 1) каким образом можно получить достоверные значения показателей эффективности для сравниваемых систем разработки;
- 2) как поступать в том случае, если сравниваемая система имеет преимущество перед другими по одним показателям, но уступает им по другим; какой из показателей эффективности следует тогда считать основным, решающим.

Рассмотрим эти два важных вопроса.

Существует четыре способа установления показателей эффективности систем разработки.

1. Наиболее достоверные значения показателей можно получить в том случае, когда на данном месторождении или на совершенно аналогичном ему по горногеологическим, экономическим и географическим условиям другом месторождении (или других рудных телах данного месторождения) имеется опыт применения сравниваемых систем разработки. Однако и в этом случае необходимо иметь в виду разные возможности дальнейшего совершенствования сравниваемых систем, перспективы создания новых высокопроизводительных горных машин для каждой из этих систем.

Этот способ, как видно, можно использовать в основном лишь для оценки и выбора систем на действующем руднике, редко на проектируемом или строящемся.

2. Если опыта по применению какой-либо из сравниваемых систем не имеется, то для получения сопоставимых показателей необходимо проведение промышленного эксперимента по этой системе на рудинке. Следует подчеркнуть, что сравнение практических данных по применяемым системам с расчетными (проектными) показателями по новой, еще не проверенной системе, может привести к грубым ошибкам.

3. Значительно менее достоверные значения показателей эффективности сравниваемых систем разработки можно получить по методу аналогии, т. е. используя опыт других работающих рудников с примерно аналогичными горногеологическими условиями.

Принятые по аналогии показатели могут иметь большую погрешность, так как всегда имеется то или иное различие в мощности рудных тел, строении и физико-механических свойствах руды, особенностях условий залегания, в устойчивости вмещающих пород, характере контактов, распределении полезных компонентов, ценности руды, стоимости материалов и многих других факторах. Каждый из этих факторов в отдельности оказывает существенное влияние на показатели сравниваемых систем, а совместное их влияние может резко исказить оценку эффективности систем.

Имеется известная возможность внесения поправок с учетом разницы условий, но они (поправки) обычно субъективны и трудно поддаются обоснованию.

4. В практике проектирования рудников на новых месторождениях иногда пользуются расчетным методом определения показателей эффективности сравниваемых систем. Если расчет систем выполнен методически правильно, то показатели эффективности будут достаточно надежны для сравнительной оценки и правильного предварительного выбора системы.

Окончательный выбор системы на новом руднике чаще всего осуществляется путем проведения промышленного эксперимента по принятой основной системе и другим системам на опытных участках.

Работающие в настоящее время рудники редко применяют те системы разработки, которые были для них первоначально запроектированы. Системы разработки на каждом руднике, как правило, непрерывно совершенствуются и изменяются на основе опыта и проведения промышленных экспериментов.

Выбор системы разработки по показателям, полученным одним из описанных выше способов, может оказаться трудным в тех часто встречающихся случаях, когда ни одна из сравниваемых систем не имеет преимуществ одновременно по всем показателям.

Для пояснения приведем пример.

Пример. Допустим, что первая из трех сравниваемых систем имеет более высокую производительность труда и самую низкую стоимость добычи

1 т руды, но значительно больше, чем другие системы, потери и разубоживание руды. Вторая система имеет существенно меньшую производительность труда и более высокую стоимость добычи 1 т руды, но заметно меньше потери и разубоживание. Третья система занимает промежуточное положение между ними (табл. 19).

Таблица 19

Показатели эффективности	Системы разработки		
	1	2	3
Производительность труда забойного рабочего, т/смену	8,5	6,0	7,2
Стоимость добычи 1 т руды (подготовительные и очистные работы), руб.	3,4	4,8	4,1
Потери руды при добыче, %	10	6	8
Разубоживание руды, %	35	20	25

Если принимать во внимание только первые два показателя, то наиболее эффективной системой явно является первая.

Но в результате экономического ущерба от повышенного разубоживания (роста расходов по транспортированию и переработке на 1 т полученного концентрата), а также ущерба от избыточных потерь (непроизводительные затраты на разведку, рост амортизации капиталовложений, недополучение чистого дохода от реализации продукции) стоимость конечной продукции предприятия — концентрата при первой системе может оказаться выше, чем при второй и третьей. Окончательные результаты по стоимости концентрата будут зависеть от стоимости транспортирования и переработки руды, затрат на ее разведку и величины амортизации капиталовложений, а также от того, насколько снижается извлечение металла при переработке руды с ростом разубоживания, какова ценность руды и получаемый чистый доход от 1 т добытой и переработанной руды.

Без расчета экономических показателей на конечную продукцию (концентрат) выбрать систему разработки только по показателям эффективности в приведенном примере невозможно.

Проф. П. И. Городецкий¹ предложил для экономической оценки и выбора системы разработки показатели рентабельности промышленного использования 1 т руды (d) или разработки месторождения (D), которые определяются следующими выражениями:

$$d = v - u, \text{ руб./т,}$$

$$D = dzk = (v - u) zk, \text{ руб.,}$$

где v — ценность извлекаемой из 1 т руды продукции по действующей государственной (или установленной для данного предприятия) отпускной цене;

u — производственные расходы по добыче, транспорту и переработке, отнесенные на 1 т добытой руды;

z — промышленные запасы месторождения, т;

k — коэффициент извлечения руды из недр.

¹ П. И. Городецкий. Проектирование горнорудных предприятий. Металлургиздат, 1956.

Показатели рентабельности d и D подсчитываются для каждой из сравниваемых систем разработки.

П. И. Городецкий рекомендует для тех случаев, когда разница в показателях рентабельности двух систем d_1 и d_2 , D_1 и D_2 невелика (менее 10%), принимать систему разработки, обеспечивающую меньшие потери. Следует учитывать также разницу в возможном размере добычи сравниваемыми системами. Если она значительна, то также можно не считаться с разницей в рентабельности до 10—15%.

Глава XVI.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Общие сведения о параметрах вскрытия и систем разработки

При проектировании, строительстве рудника и в процессе его работы большое значение имеет правильный выбор основных параметров, т. е. размеров элементов вскрытия и систем разработки.

К числу основных параметров относятся:

1) для вскрытия и подготовки: размеры шахтного поля и его крыльев; возможная и целесообразная годовая производительность рудника (шахты); годовое понижение выемки по руднику (шахте); размеры поперечного сечения стволов шахт; окоlostвольных выработок и квершлагов, штреков, восстающих; высота этажа, срок его подготовки и отработки;

2) для систем разработки: размеры выемочных блоков и камер — их высота, ширина, длина, интенсивность (скорость подвигания) очистной выемки в блоке, расстояние между рудоспусками, ходками, камерами грохочения и размеры их сечений; высота подэтажей, слоев, уступов; ширина выемочных полос, заходок, панелей, зон; ширина междукамерных целиков, толщина междуэтажных целиков и др.

Некоторые из этих параметров и принципы их определения мы уже рассмотрели при изучении вскрытия и подготовки, например: размер шахтного поля и его крыльев, выбор места заложения главного шахтного ствола, размеры поперечных сечений штреков и восстающих; другие — при изучении подготовки и систем разработки, например: размеры выемочных блоков; расстояние между рудоспусками, ходками, камерами грохочения и размеры их сечений; высота подэтажей, слоев, уступов; ширина выемочных полос, заходок, панелей и др. Наконец, некоторые из параметров, такие, как размеры сечения стволов, окоlostвольных выработок, квершлагов рассматриваются в других учебных курсах.

Для определения многих параметров, в частности, почти всех параметров конструктивных элементов систем разработки, не существует общего расчетного метода. В каждом конкретном случае, даже при одной и той же системе разработки, эти параметры могут существенно отличаться в зависимости от влияния огромного числа факторов. Обобщить это влияние и найти какой-то общий принцип расчета этих параметров пока не удалось. Выбор таких параметров производится на основании данных практики, которые приводились в процессе рассмотрения отдельных систем.

Поэтому ограничимся здесь рассмотрением известных в литературе расчетных методов и некоторых общих принципов, которые известны в практике для определения наиболее важных параметров.

§ 2. Определение годовой производительности рудника (шахты) по горным возможностям

В главе II мы указывали, что в условиях социалистической системы хозяйства производительность (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 производительности отдельных рудников или шахт, входящих в состав горного предприятия с заданной планом производственной мощностью; определении очередности включения в эксплуатацию шахт; намечаемой реконструкции предприятия (рудника) с целью увеличения его производительности — приходится определять расчетом годовую производительность рудника (шахты) по горным возможностям и экономически целесообразную.

Для составления годовой и перспективной производственной программы работающего рудника также приходится определять возможный размер добычи руды в связи с внедрением новой техники, интенсификацией производства, изменением горногеологических условий на разрабатываемом месторождении или реконструкцией отдельных элементов рудника.

Рассмотрим методы определения годовой производительности рудника по горным возможностям.

Расчет годовой добычи по фронту и скорости очистной выемки

Годовая добыча руды зависит от большого числа факторов, которые можно объединить в три группы:

1) геологические факторы, известные по данным разведки или эксплуатации месторождения;

2) горнотехнические факторы, характеризующие выбранную по технико-экономическим соображениям систему разработки, ее параметры и способ вскрытия месторождения;

3) организационно-технические факторы, которые в условиях данного месторождения и выбранной системы разработки выражаются в расчетной скорости проходки выработок и подвигания очистной выемки.

Наиболее сложная часть расчета годовой добычи состоит в установлении величины площади S_0 , m^2 , находящейся под очистной выемкой, и скорости подготовки. Второй расчетный показатель — средняя скорость подвигания очистной выемки v_0 по вертикали ($m/год$ или $m/месяц$), можно установить расчетом или по практическим данным.

Годовая добыча рудника A определяется по формуле, приведенной в главе II, § 10:

$$A = \frac{S_0 v_0 \gamma^k}{1-r}, \quad m/год,$$

где γ — объемный вес добываемой руды, t/m^3 ;

k и r — соответственно коэффициенты извлечения и разубоживания руды при добыче.

Остановимся на общей характеристике расчетных показателей S_0 и v_0 .

Площадь под очистной выемкой. 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.

Для увеличения годовой добычи необходимо добиваться возрастания величины i путем правильного планирования работ по вскрытию, нарезке, очистной выемке и погашению отработанных этажей, создания опережения вскрытия над подготовкой, а подготовки над нарезкой и очистной выемкой, увеличения скорости проходки выработок.

Скорость очистной выемки на рудниках СССР
(за 1950—1960 гг.)

Системы разработки	Средняя мощность рудного тела, м	Скорость подвигания очистной выемки по вертикали, м/мес			Примечание
		от	до	средняя	
Системы с распорной крепью: потолокуступная 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	10—20	6	12	10	Первая стадия выемки камер; нарезка блока и выемка целиков не включены
с выемкой камерами вкрест простирания	20—40	10	15	12	
Системы разработки магазинированием в тонких жилах	0,5—2	6	30	15—20	С учетом выпуска руды
Система с закладкой (горизонтальные слои): тонкие рудные тела	1—2	4	6	5	
мощные рудные тела	—	3	7	5	То же, при выемке вкрест простирания
Системы разработки со станковой крепью и закладкой: короткие блоки	>15	8	12	10	
вертикальные прирезки	>15	5	8	6	
длинные блоки	>15	3	6	4	
Подэтажное обрушение: вариант «закрытый веер»	15—20	1,5	3,5	2,5	
вариант «грушевидные заходки»	15—20	3	5	4	
обрушение глубокими скважинами	15—20	3	7	5	
Слоевое обрушение: рудные тела умеренной мощности (до 8—10 м)	<10	2	4	3	
мощные рудные тела	10—50	1,5	3	2	

Практика показывает, что величина i для большинства систем разработки уменьшается с увеличением рудной площади шахтного поля.

Скорость подвигания очистной выемки. v_0 в блоке зависит от большого числа факторов и в первую очередь:

1) от применяемой системы разработки, состояния механизации очистной выемки и размеров конструктивных элементов выемочного блока;

2) от физических свойств руды, главным образом от ее крепости и устойчивости.

Для некоторых систем разработки скорость очистной выемки блока в различных ее стадиях неодинакова. Поэтому для систем разработки с выемкой в две и три стадии следует различать скорость выемки по стадиям и средневзвешенную скорость по блоку в целом.

В табл. 20 приведены практические данные о скорости очистной выемки для различных систем разработки на рудниках СССР.

В таблицу включены освоенные показатели по хорошо работающим шахтам. Скорости, достигнутые в отдельных блоках новаторами и передовиками производства, значительно превышают приведенные в табл. 20. Эти наивысшие показатели нельзя принимать для определения добычи по шахте в целом, но в подсчете средних достигнутых на шахте показателей они нашли отражение.

Приведенным способом расчета возможной годовой добычи удобно пользоваться на работающих рудниках для планирования добычи на ближайший год.

Расчет дает достаточно точные и обоснованные результаты, так как исходные величины в расчетной формуле на действующем руднике можно установить с большой достоверностью: площадь S_0 , которая будет находиться под очистной выемкой в планируемом году, можно определить по фактическому состоянию подготовительных, нарезных и очистных работ с учетом изменений ее в году, исходя из календарного плана работ; среднюю скорость v_0 подвигания очистной выемки, а также γk и r можно определить с большой точностью на основе опыта данного рудника.

Расчет годовой добычи по скорости понижения выемки месторождения

В главе II мы установили, что возможная годовая добыча на данном месторождении (части его) может быть выражена через годовое понижение очистной выемки месторождения по вертикали формулой

$$A = \frac{Sv_0k}{1-r}, m/год,$$

где S — общая рудная площадь рудника. m^2 ;

v — среднее годовое понижение выемки по всей рудной площади, $m/год$.

Практические данные рудников за последние 15—20 лет показывают, что величина годового понижения v зависит от многих факторов.

1. Годовое понижение выемки v растет по мере увеличения угла падения рудных тел и уменьшения их мощности.

2. С увеличением длины и площади шахтного поля годовое понижение выемки, как правило, уменьшается.

3. Годовое понижение выемки возрастает с ускорением подготовительных работ и созданием опережения их над очистной выемкой в тех случаях, когда развитие фронта очистной выемки ограничивается подготовкой.

4. Влияние системы разработки не всегда сказывается заметно, так как большее влияние оказывают все другие факторы. Так, по рудникам Криворожского бассейна для двух основных систем разработки — подэтажного обрушения и подэтажных штреков, разница в величине годового понижения не замечается. По рудникам, разрабатывающим тонкие жилы, также не имеется особенно высоких значений v для каких-либо определенных систем и низких — для других. Высокие значения v на рудниках, применяющих системы с закладкой, объясняются, как правило, многоэтажной разработкой. При одноэтажной разработке эти системы, напротив, характеризуются малыми значениями v . Система разработки с магазинированием дает при прочих равных условиях наибольшее годовое понижение.

5. Годовое понижение выемки зависит от степени разведанности месторождения, постоянства элементов его залегания, от наличия тектонических нарушений, от гидрогеологических и других условий. Величина годового понижения выемки на большинстве наших рудников колеблется в средних пределах от 15 до 25—30 м и редко превышает 40 м.

Основными причинами низкой интенсивности разработки на отдельных рудниках, кроме причин горногеологического характера (очень большой мощности месторождения и рудной площади, пологого падения, неблагоприятных условий залегания), является обычно: малое опережение вскрытия над подготовкой и подготовкой над очистной выемкой; медленная проходка горнокапитальных и подготовительных выработок; недостаточное использование многоэтажной разработки; медленное ведение очистной выемки в заключительных стадиях, например при выемке междуканальных и междуэтажных целиков, что снижает среднюю скорость подвигания очистной выемки по блоку в целом.

В табл. 21 на основании практических данных и расчетов приведены величины годового понижения выемки v в зависимости от размеров шахтного поля и числа одновременно эксплуатируемых этажей.

Величина годового понижения выемки в зависимости от размера шахтного поля и числа работающих этажей

Категории шахтных полей и число работающих этажей	Годовое понижение выемки, м			Факторы, влияющие на величину крайних значений
	от	до	среднее	
Поля небольших размеров, выемка: одноэтажная	15	25	20	Система разработки, скорость подготовки То же То же, и условия вскрытия
	20	30	25	
	25	60	35—40	
Поля средних размеров, выемка: одноэтажная	18	30	22	Система разработки и опережение вскрытия и подготовки То же Система разработки
	20	35	27	
	25	40	32	
Поля больших размеров, выемка*: одноэтажная	15	20	18	Опережение вскрытия и подготовки и скорость проходки выработок То же
	20	30	25	
Поля очень больших размеров, выемка: одноэтажная	12	18	15	Опережение вскрытия и подготовки и скорость проходки выработок То же
	15	20	18	

* При больших размерах шахтных полей трехэтажная выемка, как правило, не применяется

Классификация шахтных полей по их длине и площади, положенная в основу табл. 21, приведена в табл. 22.

Классификация шахтных полей по длине и площади

Категория шахтных полей по их размерам	Тонкие и средней мощности месторождения (менее 15 м)	Мощные месторождения (более 15 м)	
	длина поля по простиранию, м	длина поля по простиранию, м	рудная площадь, м ²
I. Поля небольших размеров	До 500—600	До 30	До 4000—5000
II. Поля средних размеров	От 600 до 1000	От 300 до 600	От 5000 до 12 000
III. Поля больших размеров	От 1000 до 1500	От 600 до 1000	От 12 000 до 25 000
IV. Поля очень больших размеров	Свыше 1500	Свыше 1000	Свыше 25 000

Значения v в табл. 21 даны для месторождений с мощностью 5—15 м и с углом падения 60° . Для месторождений иной мощности и с иным углом падения в значение v нужно вводить поправочные коэффициенты k_1 и k_2 согласно данным табл. 23.

Таблица 23

Поправочные коэффициенты k_1 и k_2 для годового понижения выемки в зависимости от угла падения и мощности месторождения

Угол падения, град	Значения поправочного коэффициента k_1	Мощность рудных тел	Значения поправочного коэффициента k_2
90	1,2	Маломощные (до 5 м)	1,25
60	1,0	Средней мощности (5—15 м)	1,0
45	0,9	Мощные (5—25 м)	0,8
30	0,8	Очень мощные (свыше 25 м)	0,6

В табл. 23 даны средние значения v , а также наибольшие и наименьшие отклонения от них.

Наибольшие значения v отвечают самому благоприятному сочетанию условий, приведенных выше (пп. 1—5). Напротив, неблагоприятное сочетание этих условий отвечает пониженным значениям v .

Необходимо также учитывать, что в первые годы эксплуатации месторождения обычно трудно развить высокую интенсивность разработки. Напротив, в последующие годы по мере освоения на руднике эффективных систем разработки и средств механизации интенсивность разработки, как правило, возрастает.

При окончательном выборе величины v по таблицам приходится в известной мере полагаться на умение правильно оценить значимость многих факторов для отнесения данного рудника к той или иной группе. Но умение, личный опыт играют не меньшую роль при всяком расчетном методе определения годовой добычи. Такие показатели, как скорость проходки выработок, время нарезки блока, скорость очистной выемки, время погашения целиков при других методах расчета годовой добычи также выбирают на основании практических данных, руководствуясь опытом.

Ввиду этого изложенный метод определения годовой добычи через годовое понижение по своей надежности мало уступает любому расчетному методу.

Показатель «годовое понижение выемки» пригоден только для крутопадающих и наклонных месторождений. При угле падения меньше 30° приходится рассчитывать годовую добычу

по величине фронта очистной выемки и скорости его подвигания для выбранной системы разработки.

Покажем на примере ход определения годовой добычи по величине годового понижения выемки.

Пример. Жильное месторождение. Общая разведанная длина по простиранию 600 м, угол падения 70°, мощность от 0,7 до 5 м (средняя 1,15 м), рудная площадь 700 м². Три верхних этажа вскрыты штольнями по руде, нижние — слепой шахтой.

Системы разработки: горизонтальные слои с закладкой и система с магазинированием руды. По условиям подготовки и очистной выемки возможна одновременная отработка двух этажей. Объемный вес рудной массы $\gamma = 3,3$; коэффициент извлечения руды $k = 0,90$; коэффициент разубоживания $r = 0,20$.

Согласно табл. 22 месторождение может быть отнесено к I категории.

Для такого месторождения по табл. 21 при двухэтажной разработке прием близкое к среднему значение $v = 25$ м.

Поправочный коэффициент k_1 на угол падения 70° по табл. 23 можно принять (путем интерполирования) равным 1,08; поправочный коэффициент на мощность $k_2 = 1,25$. Тогда величина v для расчета годовой добычи будет равна

$$v = 25 \cdot 1,08 \cdot 1,25 = 34 \text{ м.}$$

Годовая добыча

$$A = \frac{Sv\gamma k}{1-r}, \text{ м,}$$
$$A = \frac{34 \cdot 700 \cdot 3,3 \cdot 0,90}{1-0,20} = 88 \text{ 000 м.}$$

С учетом последующего роста интенсивности разработки годовая добыча данного рудника со временем может быть доведена до 100 тыс. т.

Кроме описанных методов расчета годовой добычи рудника по горным возможностям необходимо указать на расчет по условиям развития очистных работ. Детальное описание этого способа приведено в «Справочнике по горнорудному делу» (Госгортехиздат, 1961).

Наиболее надежным и точным для определения возможной производительности действующего рудника следует считать расчет, основанный на составлении календарного плана разработки. Такой расчет позволяет учесть все конкретные особенности месторождения, качество руды по отдельным участкам, интенсивность выемки в рудных блоках, дает возможность предусмотреть коэффициент резерва в отдельные периоды, изменение соотношения добычи по рудным телам, этажам и т. д.

Проверка расчетной годовой добычи по времени вскрытия и подготовки этажа

Полученную расчетом годовую добычу необходимо проверить на соблюдение условия равенства времени отработки этажа, находящегося в эксплуатации, и времени вскрытия и подготовки нового этажа, так как для нормальной работы

на рудниках необходимо сохранение резерва вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды.

Освоенные на наших рудниках высокие скорости проходки стволов, околоствольных выработок, квершлагов, штреков и восстающих позволяют вскрывать и подготавливать новые этажи в короткие сроки (1,5—2 года), опережая выемку рабочих этажей даже в том случае, если ее ведут очень интенсивно — с годовым понижением 20—30 м и более. Однако в ряде случаев, например при небольшой высоте этажа, очень длинных квершлагах и крыльях шахтного поля, сложной схеме подготовки основного горизонта, трудных гидрогеологических условиях проходки выработок и др., могут возникать затруднения в своевременном вскрытии и подготовке новых этажей.

Вскрытие и подготовку можно значительно ускорить за счет: 1) заблаговременной углубки стволов с опережением на несколько этажей и частичного совмещения во времени работ по углубке стволов, проходке околоствольных выработок, квершлагов и штреков; 2) применения скоростных методов проходки выработок; 3) проходки выработок основного горизонта встречными забоями из подъемного и вспомогательного стволов; 4) применения для вскрытия временных слепых стволов.

Последней меры стремятся обычно избегать, так как она связана иногда с крупными дополнительными затратами.

Увеличение высоты этажа также облегчает своевременную подготовку новых этажей благодаря тому, что при этом возрастает время отработки этажа.

§ 3. Определение экономически целесообразной производительности и срока существования рудника (шахты)

Масштаб рудника (шахты), т. е. его годовую производительность по добыче руды, обычно принимают, сообразуясь с размерами и запасами месторождения. На крупном месторождении создается соответственно крупный рудник, на месторождении с малыми запасами — небольшой рудник.

При строительстве очень крупных шахт на месторождениях со сложными условиями залегания требуется выполнение большого объема капитальных и подготовительных работ, вследствие чего освоение полной проектной производительности шахты может затянуться на длительное время. Это приводит к перерасходам и удорожанию добычи. Поэтому, чтобы скорее развить добычу, вместо одной крупной шахты иногда предпочитают закладывать две-три средние.

Независимо от того, является ли месторождение очень крупным и его целесообразно разрабатывать несколькими шахтами, или размеры месторождения невелики и для его разработки достаточно одной шахты, в обоих случаях при определении

экономически целесообразной производительности рудника и шахты нужно учитывать: 1) эксплуатационные e — текущие расходы по добыче 1 т руды; 2) амортизацию (погашение) a капитальных затрат на 1 т извлеченных запасов руды.

Себестоимость 1 т руды c можно рассматривать как сумму эксплуатационных расходов e и амортизации a

$$c = e + a, \text{ руб./т.}$$

Эксплуатационные расходы e являются главной составной частью полной себестоимости и обычно составляют от 75—80 до 90%; на амортизацию капитальных затрат приходится только 10—15%, очень редко до 25%.

Эксплуатационные расходы e между отдельными производственными процессами на горнорудных предприятиях распределяются следующим образом (табл. 24).

Таблица 24

Удельный вес эксплуатационных расходов по отдельным статьям

№ по порядку	Статьи эксплуатационных расходов	Удельный вес в общей сумме эксплуатационных расходов, %
1	Подготовительные работы	8—15
2	Очистная выемка	40—60
3	Откатка	5—10
4	Подъем	4—8
5	Водоотлив	0—10
6	Вентиляция	1—2
7	Ремонт и поддержание выработок	1—10
8	Подземное освещение	До 1
9	Обслуживание поверхности у шахты	3—5
10	Общерудничные и общешахтные расходы	15—25

С увеличением проектной производительности 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 производительности рудника уменьшается, но не прямопропорционально, а со значительным отставанием. И, наконец, расходы на 1 т руды по статьям 5 и 10 снижаются почти пропорционально росту производительности рудника (шахты).

В целом эксплуатационные расходы на 1 т руды с увеличением производительности шахты снижаются примерно согласно кривой 1, представленной на рис. 243.

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 небольших

масштабах рудника и заметно слабее проявляется по мере роста последнего.

Расчетами установлено, что для рудников небольших масштабов удвоение проектной производительности дает снижение эксплуатационных расходов на 1 т на 25—30%, а для крупных рудников — на 10—15%. Иначе говоря, увеличение годовой добычи на 10% для небольших рудников дает снижение эксплуатационных расходов на 1 т руды на 2,5—3%, а для крупных рудников на 1—1,5%.

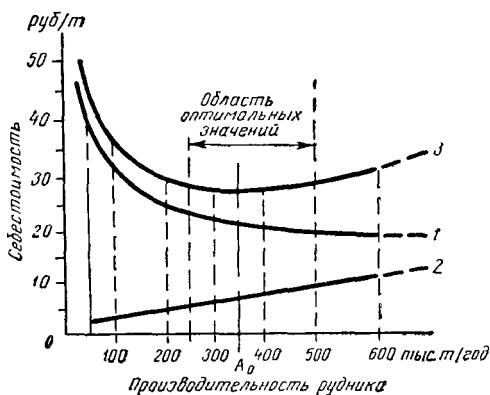


Рис. 243. График зависимости эксплуатационных расходов, амортизационных отчислений и полной себестоимости добычи руды от производительности рудника:

1 — эксплуатационные расходы; 2 — амортизационные отчисления, 3 — полная себестоимость добычи руды

Увеличение проектной производительности рудника с точки зрения эксплуатационных расходов на 1 т руды всегда целесообразно, если оно не сопровождается переходом на более дорогую систему разработки и не требует увеличения числа эксплуатационных стволов. Переход на другую систему разработки или замена одного ствола двумя сопровождается резким изменением эксплуатационных расходов даже вне зависимости от того, изменяется или остается постоянной годовая добыча рудника. Поэтому влияние изменения технико-организационной структуры рудника на себестоимость добычи руды должно учитываться отдельно.

Капитальные затраты, вкладываемые в сооружение рудника, разделяются на шесть основных групп. Наименование и примерный удельный вес каждой из этих групп приведены в табл. 25.

Капитальные затраты на жилищное и культурно-бытовое строительство по существующим законоположениям на стои-

мость 1 т руды не списывают и прямого влияния на себестоимость не оказывают. Однако влиянием затрат по жилищному строительству при определении целесообразной производительности рудника в ряде случаев пренебрегать нельзя, например в отдаленных нежилых районах, где после прекращения работ на рудниках жилье и культурно-бытовые здания не могут быть должным образом использованы.

Т а б л и ц а 25

Удельный вес капитальных затрат по группам

№ групп	Наименование групп капитальных затрат (по техническим факторам)	Удельный вес в общей сумме капитальных затрат, %
1	Предварительные работы (проектирование рудника, изыскание, освоение территории и др.)	2—5
2	Горнокапитальные работы	40—60
3	Электромеханическое оборудование	20—40
4	Технические и хозяйственные сооружения (здания, копи, фундаменты, бункера и др.)	} 18—35
5	Транспортные сооружения	
6	Мелкое имущество и инвентарь	1—3

С увеличением производительности рудника размер капиталовложений на его строительство возрастает, а так как запасы руды в месторождении при этом неизменны, то погашение капитальных затрат на 1 т увеличивается примерно в такой же степени, как и общая сумма капитальных затрат.

Установлено, что величина погашения капитальных затрат на 1 т запасов руды растет с увеличением проектной производительности рудника (см. рис. 243, прямая 2). Поэтому увеличивать производительность рудника экономически целесообразно до тех пор, пока снижение эксплуатационных расходов на 1 т не станет перекрываться ростом погашения капитальных затрат и полная себестоимость 1 т начнет расти.

Таким образом, экономически целесообразная производительность рудника отвечает наиболее благоприятному сочетанию (минимальной сумме) эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат на 1 т добычи.

На рис. 243 такому сочетанию эксплуатационных расходов 1 и погашения капитальных затрат 2 отвечает годовая производительность рудника $A_0 = 350$ тыс. т. При этой производительности рудника кривая 3, которая выражает сумму эксплуатационных расходов и погашения капитальных затрат, т. е. себестоимость добычи 1 т, имеет точку перегиба — минимум. Влево и вправо от этой точки, т. е. при проектной производительности, меньшей и большей 350 тыс. т, сочетание эксплуатационных расходов и погашения менее благоприятно и себестоимость более высокая.

Однако нельзя считать экономически целесообразной какую-то строго определенную годовую производительность, в данном случае 350 тыс. t , 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 производительности рудника.

Окончательно годовую производительность внутри этой области следует принимать с учетом влияния таких факторов, как перспективы возможного прироста запасов месторождения, продолжительность периода освоения проектной добычи, условия и стоимость переработки руды, величина затрат на непромышленные объекты, экономические и географические условия района.

Для практических целей можно использовать приведенные в табл. 26 соотношения между годовой производительностью рудника и сроком его существования, при которых обеспечивается наиболее благоприятное сочетание эксплуатационных расходов и капитальных затрат.

Таблица 26

**Экономически целесообразные сроки существования рудника
в зависимости от годовой производительности**

Годовая производительность рудника, тыс. t	Экономически целесообразный срок существования (t_p), лет			
	малая глубина и легкие условия вскрытия и разработки		большая глубина и трудные условия вскрытия и разработки	
50—100	3—4	8—10	4—5	12—15
100—200	4—5	10—12	5—6	15—18
200—500	5—6	12—15	6—8	20
500—1000	8—10	15—18	10—12	25
> 1000	12—15	20—25	15	30 и более

Для определения годовой производительности рудника по данным этой таблицы необходимо знать запас месторождения T , на котором проектируется данный рудник. Принятая производительность рудника A должна удовлетворять выражению (см. гл. II).

$$A = \frac{Tk}{t_p(1-r)}, \text{ т/год.}$$

Для окончательного выбора срока существования рудника t_p по данным, приведенным в табл. 26, следует принимать наименьшие значения t_p при:

1) особо острой потребности в данном полезном ископаемом и высокой его ценности;

2) перспективах значительного прироста запасов, вследствие чего даже в случае увеличенной производительности срок существования рудника будет достаточным,

3) благоприятных горногеологических условиях, когда возможно освоение проектной производительности рудника в короткий срок;

4) относительно небольших капитальных затратах на строительство и оборудование рудника;

5) наличии обогатительной фабрики или металлургического завода, куда может быть направлена на переработку руда; необходимость строительства дорогостоящей обогатительной фабрики или металлургического завода всегда приводит к необходимости удлинения срока существования предприятия;

6) распространении месторождения на небольшую глубину и значительных горизонтальных размерах;

7) большом притоке воды в руднике и сильном горном давлении.

Наибольшие значения t_p следует принимать при противоположных условиях.

Для того чтобы иметь возможность увеличить в будущем производительность 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 производительности или предусматривать возможность реконструкции стволов, подъемных установок, надшахтных и транспортных сооружений.

§ 4. Определение высоты этажа

Рассматривая кратко 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, выработка основного горизонта, 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 l т руды.

Изменение различных затрат и расходов на 1 т руды, зависящих от принятой высоты этажа, можно выразить графически.

На рис. 244 прямая 1 выражает рост расходов на 1 т руды по доставке материалов в очистные забои, проходке и ремонту восстающих, подъему руды, водоотливу, а также по передвижению рабочих в очистные забои (из штрека) в зависимости от высоты этажа.

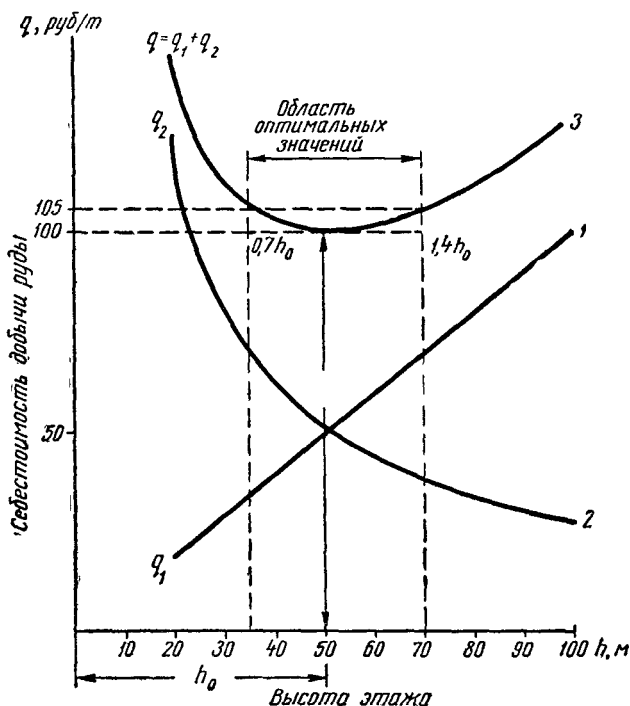


Рис. 244. Влияние высоты этажа на стоимость добычи руды

Анализ этих расходов показывает, что уравнение прямой 1, выражающей их рост с увеличением высоты этажа, можно представить в следующем простейшем виде:

$$q_1 = k_1 h,$$

где q_1 — эксплуатационные расходы на 1 т руды, которые возрастают с увеличением высоты этажа;

k_1 — коэффициент, численно выражающий рост этих расходов на 1 т руды при увеличении высоты этажа на 1 м;

h — высота этажа, м.

Кривая 2 выражает зависимость от высоты этажа затрат на 1 т руды по проходке обслуживающих этаж квершлагов,

околоствольных выработок, выработок основного горизонта с горизонтом дробления и подсечки и др.

Если обозначить полную стоимость проходки перечисленных выработок через $K_{\text{п}}$, то при извлекаемом запасе руды в этаже

$$T = \frac{Sh \gamma k}{1-r}$$

затраты q_2 на 1 т руды составят

$$q_2 = \frac{K_{\text{п}}(1-r)}{Sh \gamma k}, \text{ руб./т.}$$

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 т руды q

$$q = q_1 + q_2 = k_1 h + \frac{K_{\text{п}}(1-r)}{Sh \gamma k}, \text{ руб./т.}$$

Складывая ординаты прямой 1 и кривой 2 для различных значений h , мы получим кривую 3, ординаты которой выражают изменение всей суммы учитываемых расходов и затрат на 1 т руды. С увеличением высоты этажа величина q 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 т руды.

Для построения кривой 3 необходимо знать величины: k_1 ; $K_{\text{п}}$; S ; γ ; k и r .

Определение k_1 и $K_{\text{п}}$ требует выполнения довольно трудоемких технико-экономических расчетов.

Величина рудной площади шахтного поля S , объемный вес руды γ , коэффициент ее извлечения при добыче k и коэффициент разубоживания r известны из характеристики месторождения и принятой системы.

Специальные расчеты показывают, что уменьшение высоты этажа против h_0 до $0,9 h_0$ и увеличение до $1,1 h_0$ практически не оказывают никакого влияния на экономические результаты.

Это объясняется свойством такого вида кривых в области перегиба (минимума) давать очень небольшое приращение ординаты q при значительном изменении абсциссы h .

Если же исходить из средней себестоимости 1 т руды в этаже, то можно допускать отклонение от полученной расчетом оптимальной высоты h_0 в пределах от $0,7 h_0$ до $1,4 h_0$.

Ввиду изложенного определять высоту этажа экономическим расчетом по средней себестоимости 1 т руды в объеме, как правило, не имеет смысла. Область оптимальных экономических значений высоты этажа оказывается при этом настолько широ-

Рекомендуемая высота этажа для основных систем разработки

Система разработки	Рекомендуемая высота этажа, м			
	без промежуточного горизонта		с промежуточным горизонтом	
	от	до	от	до
Потолкоуступная и сплошная с распорной крепью	30	60	60	80
Подэтажные штреки	50	100	Не 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	Промежуточный горизонт применяется очень редко	
пологое падение	20	40		
Подэтажное обрушение	40	75	То же	
Этажное обрушение	40	100	Промежуточный горизонт не применяется	
Комбинированные системы:				
с закладкой камер	30	60	То же	
с открытыми и с замагазинированными камерами	50	100	»	

кой, что в нее укладываются любые, допустимые по техническим соображениям значения высоты этажа.

Поэтому определять высоту этажа можно руководствуясь практическими цифрами, приведенными в табл. 27.

При выборе высоты этажа в пределах указанных в табл. 27 значений (от— до) необходимо учитывать конкретные условия рассматриваемого случая, имея в виду, что наибольшие значения высоты этажа следует принимать при небольших мощностях и длине месторождения (шахтного поля), очень крутом падении рудного тела, спокойных условиях залегания; устойчивых вмещающих породах и руде; высокой ценности руды; большой длине квершлаггов 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 50—60 м до 75—90 м и в порядке исключения — до 100 м и больше. Заслуживает большого вни-

мания прогрессивная 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, снизить затраты, связанные с вскрытием и подготовкой этажа на 1 т его запасов, и удлинить срок обработки этажей.

§ 5. Выбор основных параметров выемочного блока

Длина блока

На выбор длины блока для различных систем разработки оказывают влияние разные факторы. Так, например, для систем с открытым очистным пространством решающее значение имеет устойчивость вмещающих пород или одновременно устойчивость вмещающих пород и руды. Наряду с этим учитываются необходимая интенсивность и условия организации очистной выемки, стоимость проходки восстающих.

Эти же факторы определяют (ограничивают) 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 (расстояние между закладочными восстающими) выбирают с учетом способа размещения закладки в блоке, мощности рудного тела, стоимости проходки восстающих и потерь руды в междублоковых целиках.

Для выемки наклонными слоями с закладкой решающее значение имеют условия размещения закладочного материала и транспортирования руды под действием собственного веса: угол падения рудного тела и его мощность, угол естественного откоса закладочного материала и отбитой руды, а также устойчивость руды и вмещающих пород.

Длину блока для систем слоевого и подэтажного обрушения определяют главным образом исходя из эффективных условий работы скреперных установок на уборке руды. Из других факторов учитывают: интенсивность выемки блока, поскольку она находится в прямой зависимости от его длины, величину горного давления в слоевых и подэтажных выработках и расходы по их ремонту, стоимость проходки восстающих, особенно если они полевые.

При системах этажного обрушения длина и горизонтальная площадь блока зависят от физических свойств руды и вмещающих пород, мощности и угла падения рудного тела.

Из сказанного следует, что для различных систем разработки и разных горногеологических условий нельзя дать единый метод определения длины блока или какие-либо общие рекомен-

дации. Поэтому для определения длины блока можно пользоваться лишь теми конкретными соображениями и цифрами, которые были приведены при описании каждой системы разработки.

Необходимо особо подчеркнуть, что при всех системах разработки и любых горногеологических условиях выбор длины блока должен быть подчинен следующим требованиям: безопасность работ в блоке; минимальные потери руды в междублоковых целиках; интенсивность выемки блока и этажа, которая часто находится в прямой зависимости от длины блока, снижение себестоимости добычи 1 т руды, имея в виду, что с увеличением длины блока одни расходы растут (расходы по доставке руды и закладке, по ремонту нарезных и подготовительных выработок), а другие снижаются (расходы по проходке блоковых восстающих, проведению отрезных выработок).

В конкретных условиях наиболее существенным и решающим в выборе длины блока может оказаться какое-либо одно или два из этих требований. Иногда же большое значение приобретает специфические обстоятельства, о которых мы упоминали раньше. К числу их относятся: наличие сбросов, пережимов или безрудных участков в рудном теле, с учетом которых располагают восстающие, наличие выработок эксплуатационной разведки и др.

Ширина камер и междукamerных целиков

При камерно-столбовых и комбинированных системах разработки выбор рациональной ширины камер и междукamerных целиков составляет самую важную задачу конструирования системы.

Ввиду того что выемка камер, как правило, более производительна, интенсивна и происходит со значительно меньшими потерями, чем выемка целиков, обычно стремятся принимать ширину камер как можно большей, а целиков — по возможности меньшей. Главный фактор, который ограничивает ширину камер, — это снижение устойчивости кровли камеры, потолочины и обнаженной поверхности висячего и лежащего боков по мере увеличения ширины камеры. Уменьшение ширины междукamerного целика приводит к снижению его устойчивости и ухудшает условия его выемки.

Расчетных методов для определения безопасной ширины камер до настоящего времени нет. Известные в литературе методы расчета размеров междукamerных целиков пригодны только для рудных тел наклонного и пологого падения и не могут быть использованы для крутопадающих.

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 после накопления опыта работы на данном руднике.

Наименьшие и наибольшие допустимые по требованиям безопасности размеры некоторых конструктивных элементов систем разработки, в том числе камер и междукамерных целиков, приведены в «Правилах технической эксплуатации».

Толщина междуэтажных целиков

Маломощные рудные тела можно разрабатывать системами с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, с креплением и закладкой как с оставлением, так и без оставления междуэтажных целиков.

В последние годы при разработке маломощных жил системами с магазинированием руды, с закладкой и с открытым очистным пространством надштрековые целики оставляют реже, ограничиваясь прочным креплением штрека. Это следует считать правильным, так как оставление надштрекового целика часто сильно осложняет нарезку блока и приводит к излишним потерям руды.

Как показывают опыт и теоретические расчеты, давление отбитой руды и закладки на крепь штрека при небольшой мощности жилы настолько невелико, что ему может противостоять рамная крепь обычных размеров, поставленная вразбежку, или распорная крепь. Более существенно давление вмещающих пород.

Толщину (высоту) надштрекового целика обычно определяют графическим построением, принимая высоту рудоспуска 1 м и угол наклона воронок 45°. Если оставляют плоский целик (не в форме воронки), то толщина его бывает 1,5—3 м.

Подштрековый целик в маломощных жилах оставляют в том случае, если верхний штрек необходимо сохранить для откатки вентиляции и др. Толщину целика принимают от 1 до 2 м, редко 3 м.

Иногда, например, при очень малой мощности жилы, крепких устойчивых боках, вместо целика на уровне подошвы верхнего штрека устанавливают ряд горизонтальной распорной крепи которую покрывают настилом.

В мощных рудных телах толщину надштрекового целика (днища) обычно определяют графическим построением с учетом: необходимой длины и емкости рудоспусков между основаниями 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. Кон-

кретные 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.

На основе опыта железных рудников Криворожского бассейна можно рекомендовать следующие соотношения толщины потолочины h_1 и ширины камеры b :

наиболее благоприятные условия (очень устойчивая руда и бока, очень прочные контакты)

$$h_1 : b = 0,2 - 0,3;$$

средние условия (руда и бока устойчивы, но с местными ослаблениями, контакты средней прочности)

$$h_1 : b = 0,3 - 0,5;$$

неблагоприятные условия

$$h_1 : b = 0,5 - 0,7.$$

Высота подэтажа, выемочного слоя и уступа

Размеры этих конструктивных элементов определяются принятым вариантом системы разработки, способом бурения и глубиной шпуров, способом крепления очистного пространства.

Привести какие-либо общие правила и расчетные показатели для выбора высоты подэтажа, слоя и уступа не представляется возможным. При выборе размеров этих элементов прежде всего имеют в виду: обеспечение безопасности работ; снижение потерь и разубоживания; достижение наиболее высокой производительности труда и необходимой интенсивности очистной выемки.

Без проведения специальных опытных работ или без накопленного производственного опыта в данных конкретных условиях окончательно выбрать эти, так же как и многие другие, размеры конструктивных элементов систем нельзя.

Принятые в практике высоты подэтажа, слоя и уступа для различных горногеологических условий и разных вариантов систем были приведены в описании последних.

ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава XVII

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Условия применения и способы открытой разработки рудных месторождений

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых известна с древнейших времен, но широкое развитие она получила в XX в., а в нашей стране особенно в последние два десятилетия благодаря созданию мощных средств механизации горных работ.

В настоящее время открытым способом в СССР добывают около 50% руд цветных и редких металлов, около 40% железных руд (в пересчете на товарную руду), до 75% неметаллических руд и около 20% угля. Россыпные месторождения, в подавляющем большинстве, разрабатывают открытым способом.

Все возрастающее значение открытой разработки обусловлено, главным образом, возможностью использования при работе на земной поверхности мощных высокопроизводительных машин для бурения, отбойки, выемки, погрузки и транспортирования горной массы, высокой производительностью труда при работе на таких машинах и, как следствие этого, низкой себестоимостью добычи полезного ископаемого, а также лучшими санитарно-гигиеническими условиями труда и большей его безопасностью по сравнению с подземной разработкой. В некоторых случаях существенное значение имеет возможность более полного, чем при подземной разработке, извлечения полезного ископаемого из недр.

Главным и обычно единственным препятствием для применения открытой разработки является большая глубина залегания рудных тел от поверхности или малая их мощность, при которых для обнажения (вскрыши) рудных тел приходится удалять огромное количество вмещающих пород, в несколько, иногда в десятки раз, превышающее количество руды. Поэтому открытым способом разрабатывают преимущественно мощные и средней

мощности месторождения, которые выходят на поверхность или залегают на относительно небольшой глубине. В настоящее время глубина карьеров открытой разработки на мощных месторождениях достигает 400 м и более и имеет тенденцию к дальнейшему увеличению. Поэтому месторождения достаточной мощности, залегающие на глубинах до 200—300 м и более, в настоящее время часто разрабатывают открытым способом. Крутопадающие месторождения небольшой мощности (до 2—3 м), как правило, разрабатывают подземным способом. В редких случаях верхнюю часть таких месторождений (например, жильного типа), выходящую на поверхность или прикрытую небольшой толщей пород, обрабатывают открытым способом, но только на небольшую глубину. Месторождения горизонтальные и пологопадающие средней мощности (свыше 2—3 м) даже при залегании их на значительной глубине от поверхности (до 50—100 м) в последние годы считается выгодным разрабатывать открытым способом (например, никопольские марганцевые месторождения).

Несколько сложнее разрабатывать открытым способом месторождения в районах с продолжительной и суровой зимой, значительными снежными осадками и буранами. В карьерах большой глубины, как показал опыт последних лет, удаление газов от взрывных работ и пыли представляет большую трудность и санитарно-гигиенические условия труда сильно ухудшаются.

К вопросу о целесообразной глубине открытой разработки в зависимости от мощности и условий залегания месторождений мы вернемся ниже.

Способы открытой разработки рудных месторождений различают по виду оборудования, применяемого для добычи руды и вскрыши пустой породы.

Наиболее распространена экскаваторная разработка; реже применяется скреперная разработка и особое место занимает гидравлическая разработка. Последняя обычно используется только для вскрыши рыхлых пустых пород, покрывающих месторождение, и очень редко для добычи руды.

§ 2. Элементы открытой разработки

Добывание полезных ископаемых открытым способом осуществляется карьерами. Этим термином обозначают совокупность горных выработок, предназначенных для разработки месторождения открытым способом и входящих в качестве самостоятельной производственно-хозяйственной единицы в состав горного предприятия. Карьером называют иногда и непосредственно производственно-хозяйственную единицу — предприятие, ведущее добычу полезного ископаемого открытым способом.

Часть месторождения, разработка которого производится самостоятельным карьером, называют карьерным полем.

В зависимости от условий залегания месторождений и рельефа поверхности различают два вида открытых разработок: разнос и снос.

Разносом называют открытую разработку, выработки которой — карьер или разрез — расположены ниже уровня земной поверхности (рис. 245, а).

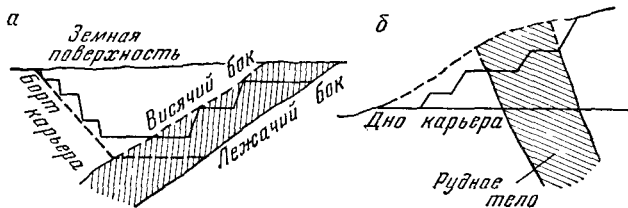


Рис. 245. Схема открытой разработки

Сносом называется открытая разработка месторождения, расположенного выше уровня земной поверхности (рис. 245, б).

Оба эти вида открытой разработки обычно называют также карьером.

Работы по удалению пород, покрывающих рудное тело, носят название вскрышных работ или вскрыши. Они состоят из выемки и погрузки пород, транспортирования их в отвалы и в формировании отвалов.

С поверхности доступ к месторождению, а также к его отдельным горизонтам осуществляется по траншеям — открытым горным выработкам значительной длины (по сравнению с шириной и глубиной) и трапецидального сечения.

Месторождение для разработки разделяется на отдельные горизонтальные слои.

Верхнюю и нижнюю площадки, на которых размещают добычные транспортные и прочие механизмы при выемке слоя, называют горизонтам.

По мере развития выемки на одном горизонте работы начинают на следующем, нижележащем. Если необходимую производительность карьера нельзя развить на одном горизонте, работы ведут одновременно на двух, трех и более горизонтах.

Горизонты обозначают абсолютными топографическими отметками. Обозначение горизонтов по глубине карьера неправильно, так как при разных топографических отметках поверхности в разных местах карьера глубина последнего будет различна.

Поверхность, ограничивающая горную выработку и перемещающаяся в процессе горных работ, называется забоем. В

зависимости от направления забоя бывают торцовые и фронтальные. Прилегающая непосредственно к забою и предназначенная для размещения рабочих и оборудования часть выработанного пространства называется прибойным пространством.

Уступом называется слой пустых пород или полезного ископаемого, имеющий рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемый самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспортирования, забоем с двумя или тремя обнаженными плоскостями.

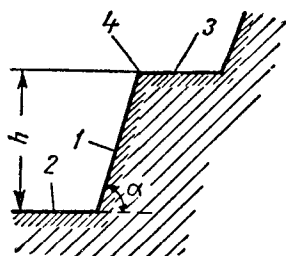


Рис. 246. Уступ и его элементы

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. 246).

Откос уступа *1* и угол откоса уступа α .

Угол откоса рабочего уступа зависит от применяемого способа выемки и составляет обычно $70\text{--}90^\circ$.

Угол откоса рабочего уступа, находящегося в эксплуатации, отличается от угла откоса уступа, образованного после отработки горизонта и называемого углом погашения.

Угол погашения уступа подбирают так, чтобы впоследствии не происходило обрушение и оползание уступов. Он зависит от многих факторов, в первую очередь, от крепости пород, трещиноватости их, гидрогеологических и атмосферных условий.

Подощва — это нижняя горизонтальная часть уступа *2* (нижняя площадка). Подощва находится на той же отметке, что и горизонт, если он имеет один уступ.

Берма *3* — верхняя горизонтальная часть уступа. Если горизонт содержит один уступ, то берма последнего имеет ту же отметку, что и верхний горизонт.

Различают бермы рабочие и предохранительные. Рабочие бермы являются в то же время верхними рабочими площадками. Их ширина изменяется от 2 до 20 м и больше. Она зависит от типа горного и транспортного оборудования и размещения его, а также 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. Ширина предохранительных берм обычно не превышает 2—4 м и зависит от высоты выше-

лежащего уступа и устойчивости слагающих его пород. По правилам безопасности минимальная ширина этих берм должна быть равна 0,2 высоты непосредственно прилегающего к ней уступа, но не меньше 1 м.

Кроме рабочей и предохранительной берм после отработки горизонта иногда оставляют транспортные бермы, на которых размещают пути для откатки породы или полезного ископаемого из карьера на поверхность. После отработки горизонтов ширину транспортных берм, если это возможно, уменьшают до ширины предохранительных берм.

Бровка уступа 4 образуется пересечением откоса уступа с бермой или верхней его площадкой.

Высота уступа по вертикали h зависит от многих факторов, главным образом от способа добычи и размеров применяемых машин. На высоту уступа и угол откоса значительное влияние оказывают водоносность пород и климатические условия. Сухие породы допускают больший угол откоса и большую высоту уступа. В рыхлых породах, выемка которых осуществляется экскаваторами без взрывных работ, высота уступа не должна превышать максимальной высоты резания ковша экскаватора, т. е. определяется рабочими параметрами экскаватора.

Высота уступов в плотных и крепких породах при добыче взрывными работами и экскаваторной погрузке тесно связана с рабочими размерами экскаватора и условиями транспортирования.

На рис. 247 приведены различные схемы выемки и погрузки, применяемые при отработке уступов экскаваторами различных типов и транспортными средствами.

На рис. 247, *а* и *б* изображены схемы с нижней погрузкой, когда транспортные средства находятся на подошве уступа: *а* — механической лопатой и *б* — многочерпаковым экскаватором.

На рис. 247, *в*, *г* и *д* изображены схемы с верхней погрузкой, когда транспортные средства находятся на верхней площадке; здесь на схеме *в* погрузка производится механической лопатой, на схеме *г* — многочерпаковым экскаватором и *д* — драглайном.

На рис. 247, *е* и *ж* изображены комбинированные схемы выемки и погрузки: *е* — механическими лопатами и *ж* — многочерпаковыми экскаваторами.

Высота уступа для каждой из приведенных схем определяется исходя из рабочих параметров применяемых экскаваторов, последние же подбираются с учетом физико-механических свойств породы (руды) и ряда других факторов, о которых будет сказано дальше.

Высота уступа для наиболее распространенных экскаваторов в практике обычно не превышает 15 м. Для экскаваторов с большой емкостью ковша высота уступа доходит до 20 м.

Фактические данные о высоте уступов приведены в табл. 28.

Таблица 28

Высота уступов на некоторых карьерах

Карьер	Полезное ископаемое	Высота уступа, м
Магнитогорский	Железная руда	10—12
Высокогорский	» »	10—15
Кочнратский	Медная руда	10—15
Сибавевский	» »	10
Гороблагодатский	Железная руда	10—16
Бакальский	» »	10—15

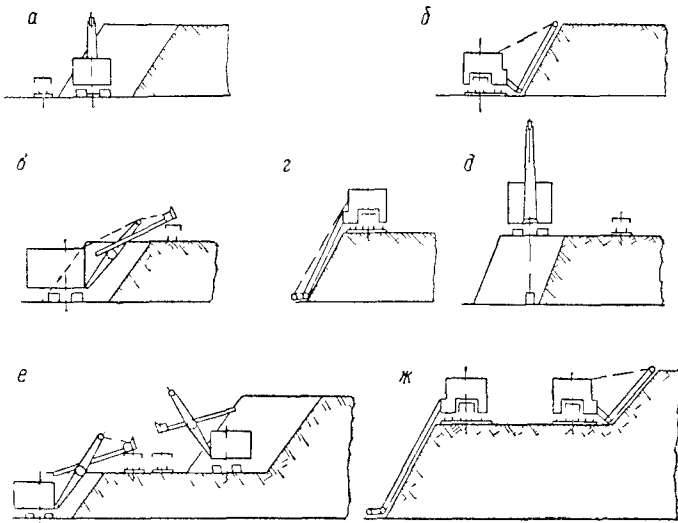


Рис. 247. Схема выемки и погрузки на уступах

Обработка горизонтального слоя месторождения ведется лентами или заходками.

Совокупность откосов и берм, ограничивающих выработанное пространство карьера с его боков, называется бортом карьера (см. рис. 245), а нижняя, обычно горизонтальная его поверхность — подошвой карьера. Линия пересечения борта карьера с неподработанной земной поверхностью называется верхним контуром карьера; линия пересечения борта карьера с подошвой карьера — нижним контуром карьера.

Водоносность пород оказывает отрицательное влияние на устойчивость бортов карьера, а также затрудняет ведение буровзрывных работ, снижает производительность экскаваторов,

часто приостанавливает работу транспорта в карьере, особенно безрельсового. Поэтому обводненные месторождения необходимо предварительно дренировать. Без этого разработка сильно обводненных месторождений опасна — возможны несчастные случаи и катастрофы при прорывах в карьер больших скоплений воды.

Карьер (месторождение) дренируют с помощью буровых скважин, забивных фильтров и горных выработок. Скважины располагают в один или несколько рядов, ограждая карьер от поступления в него подземных вод. В скважинах устанавливают всасывающие насосы, которые с большой глубины поднимают воду на поверхность.

Если горизонт подземных вод расположен близко к поверхности, для предохранения карьера от воды проводят осушительные каналы, траншеи.

В карьерах часто сооружают водоотливные установки (см. ниже).

Одним из основных показателей экономичности открытой разработки является относительный объем пустых пород, приходящихся на 1 т или 1 м³ добываемого ископаемого. Выраженный численно этот относительный объем называется коэффициентом вскрыши.

Различают средний, погоризонтный и текущий коэффициенты вскрыши.

Средний коэффициент вскрыши выражает отношение всего объема вскрыши ко всему объему ископаемого, извлекаемому в пределах контура карьера до установленной его конечной глубины.

Погоризонтный коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши, которую надо удалить для обнажения ископаемого на данном горизонте, к объему извлекаемого на этом горизонте ископаемого.

Текущий коэффициент вскрыши выражает отношение объемов вскрыши и ископаемого, добытых за определенный отрезок времени. Это производственный показатель, который выводят только при планировании и в технических отчетах для какого-либо определенного периода времени.

§ 3. Основные положения выбора между открытой и подземной разработкой

Одной из задач, которую часто приходится решать при проектировании горного предприятия, является выбор между открытым и подземным способами разработки.

Во многих случаях этот вопрос разрешается просто, без особых расчетов и исследований ввиду явного преимущества одного

из этих способов, в других же — требует тщательного исследования и специальных расчетов.

При выборе между открытой и подземной разработкой необходимо иметь в виду две основные особенности открытой разработки по сравнению с подземной.

1. Полная стоимость добычи руды при открытой разработке складывается из двух частей: расходов a_0 непосредственно по добыче 1 м^3 руды и расходов a_n , связанных со вскрышей пустой породы, приходящейся на 1 м^3 вскрытых запасов.

Полная стоимость добычи 1 м^3 руды открытым способом равна

$$q_0 = a_0 + a_n \lambda_1, \text{ руб/м}^3,$$

где λ_1 — погоризонтный коэффициент вскрыши, показывающий, сколько кубических метров пустой породы нужно вскрыть на данном горизонте для добычи 1 м^3 руды (для месторождений горизонтальных и очень пологих, при ровном рельефе земной поверхности погоризонтальный коэффициент вскрыши равен среднему).

С увеличением глубины работ и мощности пустых пород, покрывающих месторождение, стоимость добычи 1 м^3 руды открытым способом возрастает.

2. Расходы по добыче руды открытым способом a_0 без учета расходов по вскрыше, как правило, значительно меньше стоимости добычи ее подземным способом q_n , т. е.

$$a_0 < q_n.$$

Поэтому открытая разработка экономичнее подземной, когда на 1 м^3 добываемой руды не приходится вскрывать много пустой породы; наоборот, подземная разработка целесообразнее открытой, если объем вскрываемой породы очень велик.

Оба способа разработки экономически равноценны, если $q_0 = q_n$, т. е.

$$q_n = a_0 + a_n \lambda_1.$$

Отсюда коэффициент вскрыши, отвечающий условию экономической равноценности открытой и подземной разработки, равен

$$\lambda = \frac{q_n - a_0}{a_n}.$$

Этот коэффициент называется предельным коэффициентом вскрыши; он определяет то наибольшее соотношение между объемом вскрываемой пустой породы и добываемой руды, при котором открытая разработка экономически равноценна подземной. Если средний коэффициент вскрыши λ горизонтального месторождения больше установленного технико-экономическим расчетом предельного коэффициента вскрыши λ_n , то открытая разработка этого месторождения будет дороже подземной.

Условие выгодности открытой разработки в окончательном виде можно выразить формулой

$$\lambda \leq \frac{q_{\text{п}} - a_0}{a_{\text{п}}}$$

Для наклонных и крутопадающих месторождений, у которых погоризонтальный коэффициент вскрыши возрастает с глубиной, таким сравнением λ_1 и $\lambda_{\text{п}}$ определяют экономичность открытой разработки по горизонтам.

Значения величин a_0 и $a_{\text{п}}$ принимают по практическим данным работающих рудников или определяют специальным расчетом.

Три основных случая выбора между открытым и подземным способами разработки

В зависимости от характера месторождения при выборе между открытой и подземной разработкой в практике встречаются три основных случая.

Первый случай. Экономические и технические преимущества одного из способов в условиях данного месторождения выражены очень резко, поэтому выбор между ними не требует исследования и расчетов.

В практике такие случаи очень часты. Как пример, иллюстрирующий очевидную, не требующую подтверждения расчетами, выгодность применения открытой разработки, можно привести Магнитогорское месторождение железных руд, которое расположено на огромной площади с приподнятым рельефом. Рудное тело выходит непосредственно на поверхность или прикрито небольшой толщей пустых пород. В примерно аналогичных условиях находится Коунрадское медное месторождение, где добыча руды ведется также открытыми работами.

Как противоположный пример, когда совершенно очевидна выгодность подземной разработки, можно привести тонкую крутопадающую жилу, которая залегает под сравнительно большой толщей наносов в крепких породах и распространяется на значительную глубину.

Второй случай. Условия залегания месторождения таковы, что без технико-экономических расчетов нельзя решить, какой из способов выгоднее, причем коэффициент вскрыши в пределах всего месторождения сохраняется примерно постоянным (рис. 248), т. е.

$$\frac{H_0}{m} \approx \text{const},$$

где H_0 — мощность пустых пород, покрывающих рудное тело;
 m — мощность рудного тела.

На месторождении такого типа — с постоянным коэффициентом вскрыши и может быть применена только открытая разработка или только подземная. Выбор между ними производят на основании расчетов по приведенным выше формулам.

Третий случай наиболее сложный и довольно часто встречается в практике. Его особенность заключается в непостоянстве коэффициента вскрыши на различных участках месторождения,

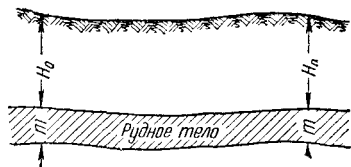


Рис. 248. Месторождение с постоянным коэффициентом вскрыши

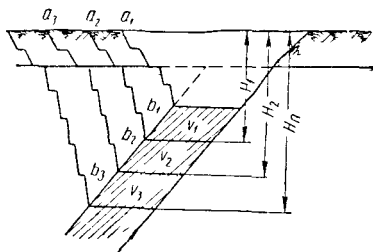


Рис. 249. Определение целесообразной глубины открытой разработки при непостоянном коэффициенте вскрыши

в частности в увеличении погоризонтального коэффициента вскрыши с углублением разработок. Поэтому на участках месторождения, лежащих ближе к поверхности, может оказаться выгодным применить открытую разработку, а на более глубоких — подземную.

Как типичный пример для этого случая можно привести мощное крутопадающее месторождение, подобное криворожским железорудным залежам (рис. 249).

По мере углубления открытых работ здесь погоризонтный коэффициент вскрыши возрастает. Так, если для выемки объема руды V_1 на глубине H_1 от поверхности нужно вскрыть объем пустой породы $a_1 a_2 b_1 b_2$, то при углублении карьера для выемки равного объема руды V_2 потребуются вскрыть заметно большее количество пустой породы $a_2 a_3 b_2 b_3$.

Допустим, что коэффициент вскрыши λ_1 на глубине H_1 значительно меньше предельного λ_n , на глубине H_2 он только немного меньше λ_n и, наконец, на глубине H_n (при выемке объема V_3) он становится равным предельному значению λ_n . При дальнейшем углублении ниже H_n погоризонтный коэффициент вскрыши превысит λ_n .

Глубину открытой разработки, отвечающую предельному коэффициенту вскрыши, т. е. одинаковой стоимости добычи руды открытыми и подземными работами (в данном случае это будет глубина H_n), принято называть предельной глубиной открытой разработки.

Такое определение целесообразной глубины открытой разработки не всегда правильно; иногда оно может привести к серьезным ошибкам по следующим причинам.

1. Может оказаться целесообразным продолжать открытую разработку на большую глубину чем установленная таким расчетом предельная глубина, имея в виду ряд серьезных ее преимуществ по сравнению с подземной, о которых было сказано раньше, и неучтенных в экономическом расчете предельного коэффициента вскрыши. К числу этих неучтенных преимуществ относятся: меньшие потери руды в недрах при добыче, иногда меньшее ее разубоживание, лучшие санитарно-гигиенические условия и безопасность работ и др. Если к тому же погоризонтный коэффициент вскрыши ниже предельной глубины возрастет не очень сильно, то продолжать открытую разработку будет выгодно на глубину значительно большую, чем предельная.

2. Если запасы руды в месторождении ниже предельной глубины невелики, то вложение крупных средств на вскрытие нижней части месторождения для подземной ее разработки, на строительство поверхностных сооружений, приобретение оборудования для подземных работ и др. может сильно увеличить стоимость подземной добычи руды и она окажется значительно дороже, чем принималась в экономическом расчете предельного коэффициента вскрыши. Поэтому переход с открытой разработки на подземную предпринимают обычно только при наличии крупных запасов, оставшихся для подземной разработки.

Наоборот, известны случаи, когда опасность массового обрушения бортов карьера заставляла прекращать открытую разработку и переходить на подземную раньше, чем это становилось экономически выгодным.

В связи с изложенным, вопрос определения целесообразной границы между открытой и подземной разработкой требует более глубокого подхода и всестороннего учета многих факторов.

Правильное решение его может дать только метод технико-экономического сравнения вариантов с разной глубиной открытой разработки, так как этот метод позволяет видеть изменение экономических показателей при разной глубине, в том числе и большей, чем предельная. Только зная, насколько отличается стоимость добычи руды открытым способом на разной глубине от стоимости подземной добычи, какова при этом разница в величине потерь руды, разубоживании, в размерах и времени капиталовложений и пр., можно правильно решить вопрос о целесообразной глубине открытой разработки.

Глава XVIII

МЕХАНИЗАЦИЯ ВЫЕМКИ И ПОГРУЗКИ

Разнообразие горногеологических и технических условий, в которых производятся основные выемочно-погрузочные и вспомогательные операции открытой разработки, привело к применению очень большого числа видов, типов и моделей горных машин различного назначения.

Устройство и работа этих машин подробно освещены в специальном курсе «Горные машины». Поэтому здесь мы приведем только краткую производственно-техническую характеристику наиболее распространенных горных машин и некоторые сведения об организации их работы.

§ 1. Экскаваторы

Из экскаваторов при открытой разработке рудных месторождений наибольшее распространение получили механические лопаты и драглайны. В последнее время стали привлекать большое внимание и широко использоваться высокопроизводительные роторные экскаваторы.

Механические лопаты и драглайны. Драглайн по сравнению с механической лопатой имеет следующие преимущества.

во время работы он находится на верхней берме уступа, поэтому может производить выемку грунта, находящегося под водой, например при проходке первоначальных въездных или разрезных траншей,

вследствие большой глубины черпания драглайном можно вынимать грунт с весьма большой глубины, что невозможно сделать механической лопатой,

радиус действия драглайна значительно больше, чем механической лопаты, благодаря чему грунт можно перемещать на большее расстояние;

драглайном удобнее производить зачистку кровли рудного тела, которая нередко имеет неправильную поверхность.

Наряду с этим драглайн имеет ряд недостатков, ограничивающих его применение при разработке рудных месторождений

сложность работы с непосредственной погрузкой в вагоны из-за раскачивания ковша и трудности установки его точно над вагоном;

плохая работа в скальных грунтах, требующих для выемки предварительного рыхления взрывными работами (ковш плохо врезается в кучу взорванного материала, скользит по поверхности кучи и не захватывает больших кусков породы),

невозможность применения зимой, в суровых климатических условиях, особенно в районах, где глубина промерзания грунта достигает 2—2,5 м и больше,

меньшая производительность и больший расход энергии по сравнению с механической лопатой при одинаковой емкости ковша;

быстрый износ канатов вследствие постоянного трения о породу.

Драглайн чаще применяют на вскрыше, где представляется возможность работать по бестранспортной схеме с разгрузкой породы в выработанное пространство

Вскрышные драглайны (большей частью шагающие экскаваторы ЭШ) изготовляют с ковшом емкостью 4—25 м³ и радиусом разгрузки до 40—75 м

Техническая характеристика драглайнов дана в табл. 29.

Таблица 29

Техническая характеристика драглайнов

Показатели	Модели экскаваторов				
	Э 1251	ЭШ-4/40*	ЭШ-6/60	ЭШ 14/75	ЭШ-25/100
Емкость ковша, м ³	1	4	6	14	25
Длина стрелы, м	12,5—15	40	60	75	100
Угол наклона стрелы, град	30	35	30	20—30	30
Наибольший радиус разгрузки, м	12,8—15,7	37	55	77,0—71,5	
Наибольшая высота разгрузки, м	4,2—5,7	19,4	24	20—32	37
Наибольший радиус черпания, м	14,4—17,5	48	55	94,5—89	95
Наибольшая глубина черпания, м	9,5—12,2	26	30	35—40	48
Продолжительность цикла, сек	—	55	60	65	70

* ЭШ-4/40 означает, экскаватор шагающий, емкость ковша 4 м³, длина стрелы 40 м

Одним из наиболее совершенных отечественных экскаваторов является шагающий драглайн ЭШ-14/75 (рис. 250), выпускаемый Уралмашзаводом. В этой модели впервые в экскаваторостроении применена трубчатая стрела 1 из стальной трубы диаметром 855 мм. Верхний конец стрелы имеет две вставки по 10 м. При удалении одной или обеих вставок длина стрелы уменьшается соответственно до 65 и 55 м. При этом в зависимости от крепости пород и других производственных условий емкость ковша может быть увеличена до 20 м³. Нижняя часть стрелы 2 имеет жесткую конструкцию треугольника и, раздвигаясь вилкой, крепится к поворотной платформе 3.

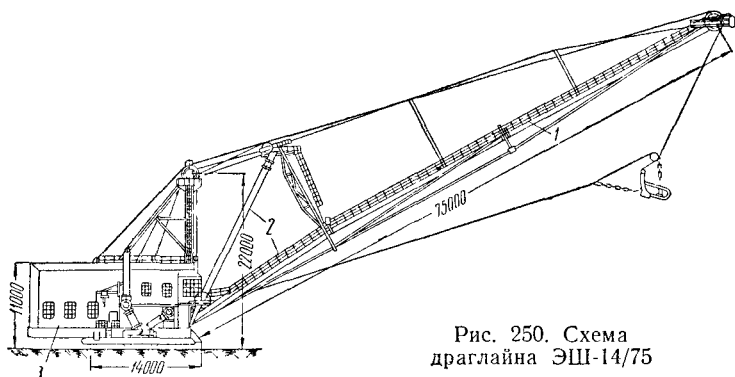


Рис. 250. Схема драглайна ЭШ-14/75

На задней части платформы установлены двухбарабанные тяговая и подъемная лебедки с двумя электродвигателями каждая, компрессорная установка для управления тормозами, два электродвигателя с насосами высокого давления для гидравлического привода механизма шагания.

На переднем конце поворотной платформы размещены два поворотных механизма с вертикальными двигателями, двигатель — генераторный агрегат (сетевой двигатель с тремя генераторами постоянного тока), далее — одномашинный электроусилитель и два трехмашинных усилителя, а затем возбуждательный агрегат. Рациональное расположение главных механизмов на поворотной платформе и применение трубчатой стрелы дало возможность значительно снизить вес контргруза.

На открытых работах применяют в основном экскаваторы с жесткой связью стрелы и с ковшом типа механическая лопата.

Технические данные по механическим лопатам, изготовляемым в СССР, приведены в табл. 30.

Механическую лопату можно переоборудовать в драглайн. Для этого на нее устанавливают специальную удлиненную стрелу и ковш драглайна, изготовляемые заводами в комплекте

Техническая характеристика некоторых механических лопат

Показатели	Модели экскаваторов					
	Э-801	ЭКГ-4*	ЭКГ-8	ЭВГ-4**	ЭВГ-15	ЭВГ-35/65
Емкость ковша, м ³	0,8—1,0	3—4—5	6—8	4—5	15	35
Длина стрелы, м	—	10,5	12	20,5	36	65
Угол наклона стрелы, град	45—60	45	45	55	45	45
Радиус разгрузки при наибольшей высоте, м	—	12—12,15 12,3	14,7 14,8	18,4—19	36,5	58
Наибольший радиус разгрузки, м	7,7—7,1	12,4 12,6 12,7	15,38 15,5	20,9 21,5	37,8	62
Наибольшая высота разгрузки, м	5,0—6,3	6,65 6,3 6,1	8,58 8,4	16 15,4	26	45
Наибольший радиус черпания, м	8,6—7,9	13,94 14,3 14,4	17,38 17,54	22,7 23,4	40	65
Радиус черпания на горизонте установки, м	—	9,25 8,95 11,88	11,8 11,7	13,6 14,2	20,5	37
Наибольшая высота черпания, м	7,4—8,7	9,5 10 10,2	12,74 12,95	20,0 20,4	30	40
Наибольшая глубина черпания, м	—	—	—	—	3,8	12
Продолжительность цикла, сек	16	24	26	35	50	55

* ЭКГ-4 означает: экскаватор карьерный гусеничный, емкость ковша 4 м³.

** ЭВГ-4 означает: экскаватор вскрышной, гусеничный, емкость ковша 4 м³.

с механической лопатой. Для вскрышных работ большого объема в скальных грунтах применяют однокорпусные экскаваторы с ковшами большой емкости. К их числу относится вскрышной экскаватор ЭВГ-35/65 с ковшом емкостью 35 м³.

Роторные экскаваторы, являющиеся разновидностью многочерпаковых экскаваторов, отличаются своеобразной конструкцией рабочего органа и большой производительностью. Роторные экскаваторы изготовляют с поворотным и неповоротным корпусом, на гусеничном или, реже, на рельсовом ходу (рис. 251). Емкость черпаков изменяется от 100 до 4000 л. Основные элементы конструкции: корпус со стрелой, к которой подвешена роторная стрела с роторным колесом, и подающим кор-

вейером, поворотное устройство корпуса; система конвейеров (разгрузочный, поворотный и передаточные); ходовое оборудование

Роторные экскаваторы применяют при валовой разработке мягких пород, когда требуется обеспечить большую производительность (300—8000 м³/ч), и при раздельной выемке пластов полезного ископаемого. Работают они только с верхним или с верхним и нижним черпанием. Оборудование конвейерами

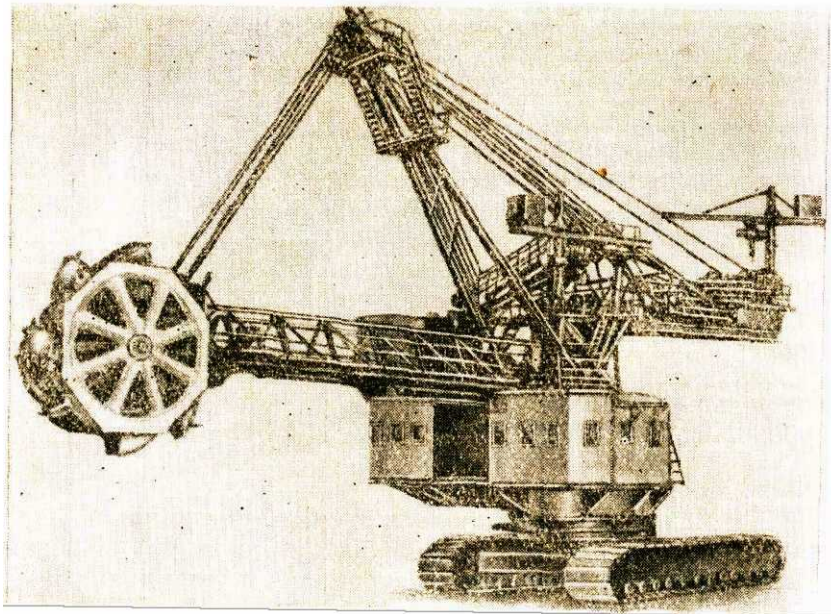


Рис 251 Роторный экскаватор производительностью 1000 м³/ч

с верхней прижимной лентой позволяет перемещать породу при угле наклона до 45°. По сравнению с цепными многочерпаковыми экскаваторами роторные обладают рядом преимуществ. 1) значительно меньший конструктивный вес при равной производительности, 2) меньшая изнашиваемость ротора, чем черпаковой цепи, 3) большая скорость резания (ротором 2,6—4 м/сек, черпаковой цепью 1—1,4 м/сек); 4) возможность раздельной выемки пород, в особенности при нарушенных условиях залегания, 5) возможность применения в более плотных породах благодаря тому, что на режущей кромке черпаков ротора усилия достигают большей величины, чем у цепных экскаваторов; 6) меньший расход электроэнергии.

Разработку забоя роторным экскаватором производят обычно с торца уступа. Черпание породы происходит за счет вращения роторного колеса и постепенного выдвигания его со стрелой

на забой. При этом, по мере выработки ископаемого, происходит поворот платформы экскаватора вправо или влево на угол 90—150°. Техническая характеристика некоторых роторных экскаваторов дана в табл. 31.

Таблица 31

Техническая характеристика некоторых роторных экскаваторов

Показатели	Марки экскаваторов					
	$P_{П0,5}^{200}$	$P_{П3,5}^{650}$	$P_{П0,5}^{850}$	$P_{П2,5}^{1000}$	$P_{П1}^{1700}$	$P_{П5}^{4000}$
Техническая производительность, $m^3/ч$	480	1090	1730	1320	2860	5000
Диаметр ротора по режущей кромке черпаков, м	5	7,2	10	6	10	17
Число черпаков на роторе, шт	8	8	10	6	10	17
Скорость резания, м/сек	1,3	1,3	1,46	1,36	1,76	1,9
Радиус черпания, м	16,5—19,5	—	19—31,5	—	42,5—54	65
Рабочий вес, т	235	1120	1520	1120	5000	5000
Скорость передвижения, м/мин	8	6	—	—	4—9	—
Установленная мощность двигателей, квт	230	875	1140	875	5500	10 300

* $P_{П2,5}^{1000}$ 20 означает экскаватор роторный поворотный, емкость черпака 1000 л, высота черпания 20 м, глубина черпания 2,2 м

Многочерпаковые цепные экскаваторы для разработки рудных месторождений применяют редко — при незначительной крепости руд и вмещающих пород. В СССР эти экскаваторы успешно применяют (в сочетании с транспортно-отвальной мостами) при разработке Керченского месторождения бурых железняков

Схема многочерпакового цепного экскаватора показана на рис. 252. Экскаватор состоит из поворотного или неповоротного корпуса, черпаковой рамы, приемного бункера, ходовой части (гусеничный или рельсовый ход) и противовеса. Рабочий орган — бесконечная черпаковая цепь с закрепленными на ней черпаками. Емкость черпаков изменяется от 100 до 2240 л. Многочерпаковые экскаваторы ведут разработку забоя, непрерывно двигаясь вдоль уступа

Струги. На очистных работах для подчистки кровли пласта ископаемого и удаления наносов сравнительно плотных и небольшой мощности применяют иногда экскаваторы типа струг. Струг отличается от обратной механической лопаты своим рабочим оборудованием: рукояти у него нет и ковш подвешен непо-

средственно на находящейся в горизонтальном положении стреле, вдоль которой он может с помощью роликов совершать поступательные и возвратные движения. Режущая стенка ковша откидная и снабжена зубьями. Ковш разгружается путем поднятия стрелы подъемным канатом, один конец которого, пройдя систему блоков стрелы и дополнительной мачты, закрепляется у головки стрелы или мачты, а другой конец навивается на барабан лебедки. Подняв ковш, машинист открывает его режущую стенку посредством соединенного с ее запорным устройством каната. В положение для следующего черпания ковш опускается под действием собственного веса.

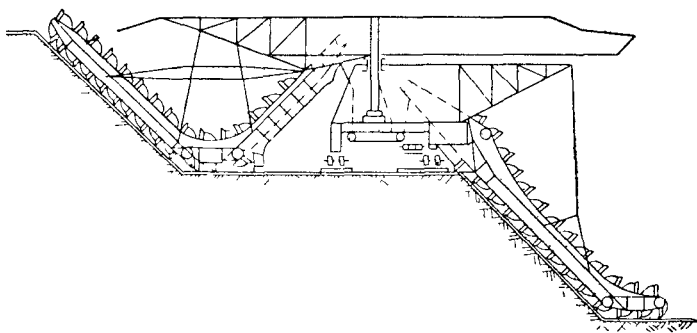


Рис. 252. Схема многочерпакового цепного экскаватора

Другие типы экскаваторов (скребковые, башенные) в горно-рудной промышленности почти не применяют, поэтому останавливаться на них не будем.

§ 2. Организация работы и производительность экскаваторов

Организация работы экскаваторов зависит от условий их применения и от их типов. Рассмотрим работу экскаватора типа механической лопаты.

Расположение экскаватора. В зависимости от характера забоя и расположения погрузочных рельсовых путей различают работу экскаватора в траншейном забое и в открытом. Под траншейным понимают забой, ограниченный с трех сторон (две боковые стенки); под открытым — забой, ограниченный только с двух сторон (одна боковая стенка).

В траншейном забое породу можно грузить в вагоны, расположенные на одном уровне с экскаватором или на борту траншеи. В последнем случае погрузка требует поворота экскаватора на $90-110^\circ$, что сокращает время цикла и увеличивает производительность экскаватора. При расположении вагонов на борту

траншейного забоя под погрузку подают сразу несколько вагонов и по мере их загрузки состав проталкивают, паузы между подачей вагонов под погрузку сокращаются, что также способствует росту производительности экскаватора.

Для уменьшения пауз между подачей вагонов под погрузку в траншее укладывают два рельсовых пути, соединяя их стрелочными переводами.

Производительность экскаватора в траншейном забое при погрузке в вагоны, расположенные на дне траншеи, на 25—40% ниже производительности экскаватора в открытом забое с боковой погрузкой. Поэтому всегда стремятся иметь открытый забой или траншейный забой с погрузкой в вагоны, расположенные на борту.

При устойчивых породах экскаватор выгоднее располагать ближе к забою, чтобы обеспечить хорошее наполнение ковша с минимальной продолжительностью операции черпания.

Расстояние экскаватора от вагонов желательно иметь таким, чтобы радиус загрузки соответствовал радиусу черпания в конце операции. Тогда при разгрузке не надо удлинять или укорачивать рукоять.

Взрывные работы следует организовать так, чтобы после взрыва руда не была сильно развалена. При небольшой ширине развала экскаватор работает более производительнее благодаря лучшему наполнению ковша.

Экскаватор должен быть обеспечен подготовленной (взорванной) породой на полумесячную или месячную добычу. Только в этом случае его производительность может быть устойчивой.

Если в забое после взрыва получается много крупных кусков породы (негабарита), которые не могут быть подняты ковшом, то целесообразно во время подачи вагонов вести сортировку, удаляя крупные куски для последующего дробления.

Фронт работы экскаватора называют длину уступа, приходящуюся на один экскаватор. Длина фронта имеет очень важное значение для производительной работы экскаватора. При коротком фронте работы трудно создать запас подготовленной породы и хорошо разместить состав вагонов. Для среднего экскаватора фронт работы должен быть не меньше 200 м. Там, где позволяют размеры месторождения, фронт работы доводят до 600—800 м. Если небольшая длина месторождения не позволяет создать длину фронта, необходимую для нормальной работы экскаватора, работы ведут на нескольких горизонтах.

Производительность экскаватора зависит от емкости вагонов и расположения рельсовых путей у забоя. Емкость вагона должна превышать емкость ковша в 4—5 раз.

Сокращение простоев экскаватора при подаче нового состава достигается рациональным расположением рельсовых путей,

для чего у забоя устраивают разъезд и порожний состав подают вслед за вывозом груженого состава.

Потребное число составов для нормальной работы экскаватора можно определить из выражения

$$N = \frac{Q}{Vm},$$

где N — число составов;

Q — сменная производительность экскаватора в разрыхленной массе, m^3 ;

V — емкость одного состава, m^3 горной массы;

m — число рейсов в смену, совершаемых каждым составом.

Как правило, для нормальной работы экскаватора на каждый из них выделяют не меньше двух-трех составов. Подошву уступа следует выдерживать ровной, в противном случае неизбежны простои и поломки экскаватора.

Наибольшая производительность экскаватора достигается при работе в отвал, без погрузки в вагоны.

Организация работы экскаватора, при которой он размещает вскрышные породы в выработанное пространство, носит название бестранспортной. Эта организация наиболее выгодна, но возможна только при определенных горногеологических условиях и соответствующих размерах стрелы экскаватора, т. е. когда можно работать с большим радиусом разгрузки в отвал, расположенный в выработанном пространстве.

Вскрышной экскаватор выбирают с учетом радиуса и высоты разгрузки ковша. Если при определенном радиусе разгрузки ковша вскрышной экскаватор не может отгрузить нужное количество пород вскрыши в отвал, применяют вспомогательный драглайн для перевалки пород.

Схемы бестранспортной организации работ приведены при описании систем открытой разработки.

Производительность одноковшового экскаватора зависит от емкости ковша, его наполнения, разрыхления породы, времени полного оборота ковша, использования рабочего времени экскаватора

Емкость ковша определяется его геометрическими размерами.

При работе ковш обычно наполняется неполностью из-за пустот, образующихся между кусками породы. Для пород сыпучих наполнение ковша больше, а для пород скальных, крупнокусковых — меньше. Степень использования емкости ковша экскаватора называется коэффициентом наполнения. Этот коэффициент изменяется от 0,95 до 0,7.

Коэффициент разрыхления принимается в пределах 1,1—1,3 для нескальных пород и 1,5—2 — для скальных.

Предварительное рыхление пород является одним из основных условий производительной работы экскаватора. Рыхление крепких руд и пород производится буровзрывным способом.

При буровзрывных работах большое значение имеет правильный выбор размеров взрываемых блоков и числа скважин в серии. В блоках малых размеров взрывание приходится производить чаще, что вызывает перебои в работе экскаваторов; при чрезмерно больших блоках часть руды или породы зимой может смерзаться или слеживаться и требовать вторичного дробления. Оптимальным считается блок такого размера, который после взрыва обеспечивает работу экскаватора в течение 10—15 дней без перерыва.

Число скважин в блоке можно определить по следующей формуле:

$$n = \frac{Q(ab - c)}{qe},$$

где Q — сменная производительность экскаватора, m^3 (т);

a — оптимальный срок уборки, установленный опытным путем с учетом физико-механических свойств породы (в сухих, однородных скальных породах 10—15 дней);

b — число рабочих смен в сутки;

c — число ремонтных и выходных смен в течение выемки блока;

q — выход горной массы на 1 м скважины, m^3 (т);

e — средняя глубина скважины с перебором, м.

Так как высота уступа, схема расположения скважин и расстояния между ними известны, то по числу скважин в данной серии устанавливается длина взрываемого блока.

Потребное количество буровых станков N можно определить из выражения

$$N = \frac{ne}{l_0(ab - c)},$$

где l_0 — сменная производительность бурового станка, м.

Время полного оборота ковша (цикл) складывается из времени на совершение следующих операций: наполнение ковша (черпание), его подъем, поворот ковша со стрелой, опораживание ковша и обратный поворот стрелы в рабочее положение.

Наибольшее время занимает черпание (40—50%), затем повороты в положение разгрузки и черпания.

Время цикла уменьшается при совмещении некоторых операций. Так, поворот экскаватора в положение разгрузки можно совместить с выдвиганием ковша и установкой его на уровне разгрузки.

На продолжительность цикла влияют также условия работы экскаватора. При малой высоте уступа (2—3 м) заполнение

крупного ковша часто оказывается недостаточным и требуются повторные черпания.

Продолжительность одного цикла для механических лопат в зависимости от емкости черпака и свойств породы изменяется от 15 до 45 сек.

Коэффициент использования рабочего времени показывает отношение времени работы экскаватора на загрузке транспортных средств (времени экскавации) к общему рабочему времени и зависит от задержек в работе, вызываемых текущим ремонтом, несвоевременной подачей вагонов под погрузку, передвижением экскаватора в забое и других причин. г. е. главным образом от организации работ. При погрузке породы в отвал этот коэффициент больше, чем при погрузке в вагоны, так как в первом случае работа экскаватора не зависит от организации транспорта и его простоев. Большегрузные вагоны обеспечивают больший коэффициент использования рабочего времени, чем вагоны малой емкости. Чем больше число вагонов в составе, тем при прочих равных условиях коэффициент использования выше.

По данным практики коэффициент использования рабочего времени колеблется в очень широких пределах — от 0,3 до 0,8.

Для достижения максимальной величины коэффициента использования экскаватора необходимы: четкая работа транспорта по графику; соответствие между емкостью вагона и емкостью ковша экскаватора; своевременный планово-предупредительный ремонт экскаваторов; надежный дренаж экскаваторного участка.

Практика показала, что при четкой организации и хороших условиях работы коэффициент использования рабочего времени экскаватора не ниже 0,75.

Часовая производительность экскаватора в кубических метрах породы в целике определяется по формуле

$$Q = \frac{3600}{t} V \frac{R_1}{R_2} \eta,$$

где 3600 — число секунд в 1 ч;

t — продолжительность одного цикла в секундах;

V — геометрическая емкость ковша, m^3 ;

R_1 — коэффициент наполнения ковша;

R_2 — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

η — коэффициент использования рабочего времени экскаватора.

Сменная производительность экскаватора равна часовой производительности, умноженной на продолжительность смены в часах.

Годовая производительность равна сменной, умноженной на число рабочих дней в году, принимаемое равным 290—320. Остальные рабочие дни года используют на ремонты.

В характеристике экскаватора обычно указывают техническую производительность, т. е. часовую производительность при коэффициенте использования рабочего времени, равном 1.

Приведенная формула пригодна для механической лопаты и для драглайна, однако производительность последнего всегда ниже, чем механической лопаты, по следующим причинам: 1) продолжительность цикла у драглайна больше, чем у механической лопаты; 2) при одном и том же силовом оборудовании емкость ковша драглайна меньше, чем у механической лопаты; 3) при погрузке в транспортные средства коэффициент использования рабочего времени у механической лопаты больше, чем у драглайна.

Повысить производительность одноковшовых экскаваторов можно путем уменьшения длительности рабочего цикла и увеличения коэффициента наполнения ковша, правильного выбора транспортных средств и отказа от туиковых схем откаточных путей, непрерывной подачи вагонов под погрузку, хорошего дробления породы. В процессе работы экскаватора стремятся уменьшить продолжительность цикла, совмещая во времени его операции (разгрузку ковша производят плавно, на ходу, опускают ковш при обратном движении его после разгрузки).

Среднесменная производительность различных типов экскаваторов изменяется в следующих пределах, м³:

ЭКГ-4	500—1200
ЭКГ-8 (6)	600—1800
ЭВГ-15	1800—3600
ЭШ-4/40	600—1200
ЭШ-14/75	1600—3200

Эти данные показывают, что с увеличением мощности и размеров экскаваторов уменьшается производительность на 1 м³ емкости ковша. Однако крупные экскаваторы позволяют перемещать грунт на большее расстояние.

§ 3. Бульдозеры и скреперы

При открытой разработке мягких и сыпучих пород широко применяют бульдозеры и скреперы.

Бульдозеры

Бульдозеры используют на основных и вспомогательных работах: для выемки и перемещения грунта в карьере и на отвалах, проведения траншей, уменьшения высоты уступов, зачистки кровли пласта, предварительного рыхления твердых пород и для других целей. Применение бульдозеров целесообразно в рыхлых породах; крепкие породы необходимо подвергать предварительному разрыхлению специальными рыхлителями или буровзрывными работами.

Бульдозер (рис. 253) представляет собой гусеничный (редко колесный) трактор, оборудованный отвальным щитом или лемехом, который можно опускать или поднимать канатной лебедкой (рис. 253, а) или поршнем (рис. 253, б) с гидравлическим управлением, устанавливая его (лемех) на нужной высоте. На месте работы лемех опускают вниз до внедрения в грунт.

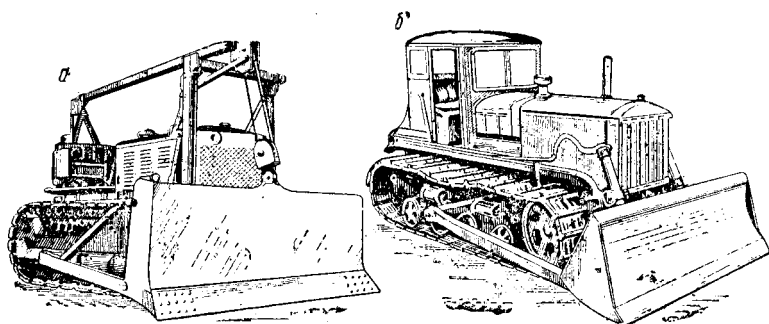


Рис. 253. Бульдозеры:
а — Д-157; б — Д-159

ским управлением, устанавливая его (лемех) на нужной высоте. На месте работы лемех опускают вниз до внедрения в грунт.

Таблица 32

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	Марка бульдозера			
	Д-149	Д-271	Д-275	Д-250
Базовый трактор	С-80	С-80	С-140	С-80
Длина лемеха, мм	3600	3080	3180	4100
Высота лемеха, мм	900	1100	1550	1100
Наибольший подъем лемеха, мм	875	900	1250	1100
Наибольшее заглубление лемеха, мм	200	1800	1000	1800
Угол резания, град	60	52—62	55—60	44—55
Угол установки лемеха в вертикальной плоскости, град	5—6	0	0	5—6
Угол установки лемеха в плане, град	60—90	90	90	62—90
Система управления	Гидравлическая		Канатная	
Габаритные размеры без дополнительного оборудования, мм:				
длина	5230	5000	6650	5450
ширина	3560	3080	3180	4100
высота	2180	2660	2500	2720
Вес бульдозера без дополнительного оборудования, с трактором и агрегатом управления, кг	14 400	13 300	16 840	14 200

При движении трактора вперед лемех срезает слой грунта и толкает его перед собой. Около отвала лемех поднимают, и грунт вываливается.

У некоторых бульдозеров лемех не только поднимается вверх и опускается вниз, но и поворачивается по горизонтали.

Универсальные бульдозеры могут работать со сменным рабочим оборудованием, состоящим из: рыхлителя, деревореза для валки леса, кустореза, пнереза и снегоочистителя.

За последнее время область применения бульдозеров на открытых горных разработках значительно расширилась; их используют как на вспомогательных работах, так и на основных, при расстоянии транспортирования породы не больше 100 м. С увеличением расстояния производительность бульдозеров резко понижается.

Техническая характеристика бульдозеров приведена в табл. 32.

Скреперы

Скреперы используют на вскрышных, добычных и на вспомогательных работах при зачистке кровли пласта, планировке площадок и др.

Скрепер — не только добычная и погрузочная машина, но и транспортная. Плотные грунты можно вынимать и транспортировать скрепером только после предварительного разрыхления плугом, а скальные породы — после рыхления взрывными работами. Скреперы чаще применяют в породах, не требующих предварительного разрыхления, и в этих условиях они — универсальная машина. Скреперы применяют для рыхлых пород, не содержащих каменистых включений с размерами более 300 мм — при емкости ковша до 6 м³ и с размерами 600 мм — при емкости ковша более 6 м³. На переувлажненных породах скреперы малопродуктивны.

Существует несколько разновидностей скреперов.

Канатные скреперы получили распространение на небольших карьерах, когда приобретение экскаваторов и тяжелого транспортного оборудования не оправдывается малым масштабом работ и запасами полезного ископаемого.

В рудной промышленности при открытом способе разработки канатные скреперы применяют в порядке исключения.

Канатными скреперами можно производить вскрышу наносов с транспортированием их прямо в отвал или на платформы, через которые породу погружают в вагоны или автомашины. Канатными скреперами также зачищают кровлю пласта от пустой породы.

На рис. 245 изображена типичная схема разработки небольшого месторождения (или вскрыши наносов) канатным скрепером с погрузкой породы через наклонную платформу в кузов

автомшины. В качестве двигателя для скреперной лебедки здесь используется трактор.

На открытых разработках в большинстве случаев применяют скреперные лебедки мощностью 40—100 л. с. и больше. На вспомогательных работах обычно используют лебедки средней и малой мощности.

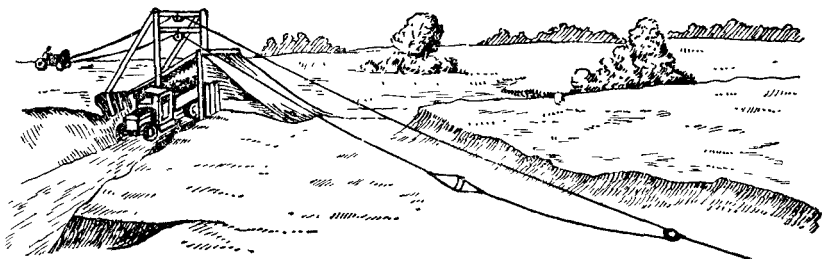


Рис. 254. Небольшая скреперная установка на вскрыше наносов

Универсальная форма скрепера, одинаково пригодная для разнообразных условий открытых работ, в практике неизвестна. Поэтому число типов и форм скреперных ковшей очень велико. Емкость их колеблется от 0,5 до 10 м³.

Наряду с некоторыми достоинствами (простота работы, невысокая стоимость) канатные скреперы обладают существенными недостатками: при большой кусковатости транспортируемого материала пригодны только скреперы большой емкости; смерзаемость материала затрудняет скреперование; в зимнее время требуется сплошное рыхление добываемого материала взрывными работами; канаты очень быстро изнашиваются; расход энергии значительный.

В связи со сказанным канатные скреперные установки могут конкурировать с экскаваторами лишь на небольших и неглубоких карьерах, а также в тех случаях, когда работы носят временный характер: при проходке траншей, зачистке кровли рудного тела, уборке пропластков при селективной выемке руды и пр.

В табл. 33 приведены данные о производительности скреперной установки в зависимости от емкости скрепера и расстояния скреперования.

Прицепные скреперы, так же как и канатные, применяют при небольших расстояниях транспортирования и нескальных породах, чаще для вспомогательных работ и реже — на основном процессе вскрыши.

В мягких и рыхлых породах скреперы работают без предварительного рыхления; плотные и крепкие грунты обязательно требуют предварительного рыхления.

Часовая производительность канатной скреперной установки, $м^3$

Расстояние скрепорозания, $м$	Емкость скрепера, $м$					
	0,25	0,75	1,50	2,30	3,00	4,50
30	17	60	122	184	245	366
60	9	32	64	97	128	194
90	6	21	43	64	85	128
120	4,5	16	33	48	66	96
150	4	13	25	40	52	80

Прицепные скреперы с большой емкостью ковша (5—30 $м^3$) получили широкое распространение на вскрыше с уступами от 5 до 15—20 $м$ высотой.

По роду тяги они бывают, как правило, тракторными, а по конструкции их подразделяют на скреперы-волокуши, скреперы на полозьях, колесные скреперы. Самостоятельное место занимают скреперы большой емкости на гусеничном ходу.

Скреперы-волокуши, так же как и скреперы на полозьях, применяют очень редко, только при мелких масштабах производства; поэтому рассмотрение их опустим.

Скрепер (рис. 255) состоит из прицепного устройства, рамы, ковша и механизма управления.

При помощи специальной рукоятки ковш скрепера может быть опущен. При движении опущенный ковш своим лезвием врзается в грунт, наполняется, затем его поднимают, направляют до отвала и там загружают.

Работа скрепера состоит из следующих четырех элементов: наполнения скрепера; перемещения наполненного скрепера от забоя до отвала (рабочий ход); опоражнивания скрепера на отвале; перемещения порожнего скрепера от отвала к забояю (холостой ход).

Часовая производительность состава скреперов (поезда) может быть определена по следующей формуле:

$$Q = \frac{60nR_1R_2m}{t}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

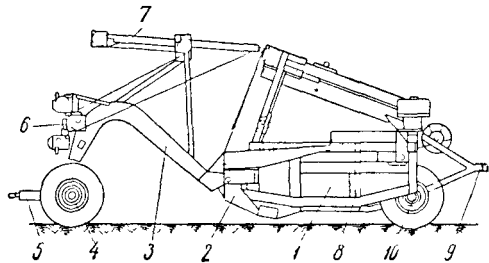


Рис. 255. Двухосный скрепер:

1 — ковш; 2 — передняя заслонка или фартук; 3 — дышло скрепера; 4 — передняя ось с направляющими колесами; 5 — тяговое дышло; 6 — направляющие блоки; 7 — балка; 8 — задняя стенка; 9 — буфер; 10 — задняя ось с колесами

где n — число скреперов в поезде;

R_1 — коэффициент наполнения, зависящий от физических свойств породы и равный 0,8—1,1;

R_2 — коэффициент использования рабочего времени, равный 0,7—0,9;

m — геометрическая емкость скрепера, m^3 ;

t — время, затрачиваемое поездом прицепных скреперов на один полный рейс, *мин.*

Техническая характеристика колесных скреперов, выпускаемых отечественными заводами, дана в табл. 34.

Таблица 34

Техническая характеристика колесных скреперов

Показатели	Скреперы			
	Д-183	Д-222	Д-213	Д-188
Емкость ковша, m^3	2,25	6,5	10	15
Ширина резания, <i>мм</i>	1650	2592	2850	3154
Максимальная глубина резания, <i>мм</i>	150	300	300	300
Толщина выгружаемого слоя, <i>мм</i>	До 300	До 350	До 400	До 400
Способ разгрузки	Опрокидывание ковша вперед	Опрокидывание днища вперед		
Управление	Гидравлическое	Канатное		
Тяговые средства	Трактор ДТ-54	Трактор С-80	Тягач 140 л. с	Тягач 140 л. с и толкач 140 л. с
Вес порожнего скрепера, <i>кг</i>	2420	6600	8500	15 750

При работе мощных колесных скреперов в крепких грунтах часто бывает недостаточно усилий тягача. Тогда используют трактор-толкач, снабженный бульдозером. Толкач располагают сзади скрепера, по оси его движения. При работе нескольких скреперов толкач попеременно помогает загрузке каждого скрепера.

Тракторные скреперы в определенных условиях начинают вытеснять драглайны, так как они намного дешевле последних, а при небольших расстояниях способны развивать высокую производительность со стоимостью вскрыши в 2—3 раза меньшей по сравнению с драглайнами.

Наибольшее влияние на производительность скрепера оказывает расстояние транспортирования пород. Поэтому при организации работ колесными скреперами необходимо выбирать наименьшие расстояния между пунктами загрузки и разгрузки.

Наиболее удобна кольцевая схема движения скреперов, так как в этом случае трактор-толкач всегда успеет помочь каждому загружающемуся скреперу.

Расстояние, на котором заполняется скрепер, составляет от 10 до 30 м. Загрузка скрепера обычно занимает 45—90 сек в зависимости от крепости грунта и глубины резания. Разгрузка скрепера занимает от 15 до 60 сек. Средняя скорость перемещения скрепера с учетом погрузки и разгрузки в нормальных условиях составляет около 100 м/мин. Большая часть времени цикла расходуется на транспортирование (75—70%); загрузка и разгрузка занимают 25—30% общего времени цикла.

Для ориентировочных расчетов рекомендуется принимать рациональные расстояния перемещения грунта скреперами, приведенные в табл. 35.

Показательна для характеристики прицепных скреперов их годовая производительность в зависимости от расстояния перемещения грунта (табл. 36).

Таблица 35

Наиболее 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

Таблица 36

Производительность скреперов при строительстве Волго-Донского канала

Марка скрепера	Категория грунта	Расстояние перемещения, м	Годовая выработка на один скрепер, м ³
Д-147	II и III	400—500	94 869
Д-213	III	350—450	103 873
Д-213	III	350	104 130
Д-213	III	300	129 449
Д-213	III	200	133 895

Колесные скреперы с тягачами универсальны — совмещают операции добычи и транспортирования породы; имеют высокий коэффициент использования и высокую производительность в подходящих для их работы грунтах; не требуют крупных капитальных вложений и в соответствующих условиях дают низкую стоимость вскрышных работ.

Колесные скреперы особенно удобны для разработки небольших месторождений или для вскрыши на крупных месторождениях.

Из недостатков скреперов следует отметить небольшой срок их службы, резкое снижение производительности при дальних расстояниях транспортирования и пригодность для работы только в мягких грунтах.

§ 4 Передвижные конвейеры и транспортно-отвалыные мосты

Передвижные конвейеры В карьерах малой производительности, при небольшой высоте уступа и раздельной выемке часто применяют легкие конвейеры и погрузочные машины, более гибкие в этих условиях, чем экскаваторы или скреперы

Наиболее простой погрузочно-транспортной машиной является передвижной конвейер на колесном ходу, изображенный на рис 256, который перемещается при помощи трактора. Небольшие перемещения и повороты его, необходимые при погрузочных работах в карьере, могут выполнять рабочие, занятые на погрузке.

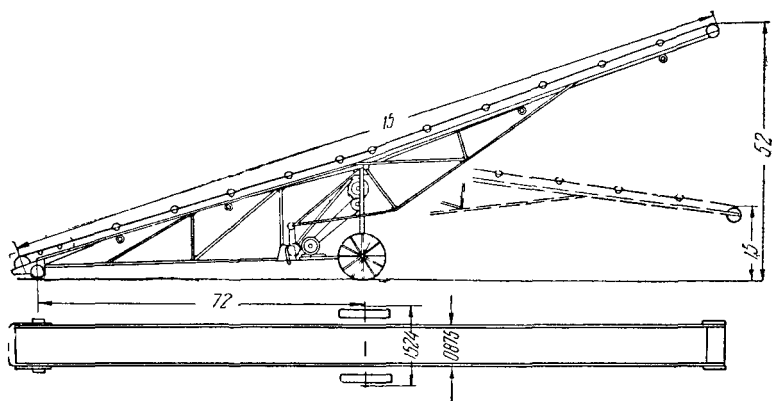


Рис 256 Схема передвижного конвейера

Конвейер состоит из рамы, резиновой ленты, направляющих барабанов и роликов, электродвигателя и передаточного механизма. Для удобства загрузки конец конвейера обычно снабжают специальной воронкой. Разгрузочный конец может быть установлен на различной высоте, как это показано на рис 256, в зависимости от высоты вагона. Наиболее часто применяют конвейеры длиной 10—15 м и устанавливают их так, чтобы руда или порода могли быть погружены в вагон, находящийся на борту карьера. Благодаря этому исключается проходка выездных траншей и организация внутрикарьерного транспорта.

Одна из таких установок изображена на рис 257, где конвейеры 1 перегружают добываемый материал на следующие конвейеры 2, а последние — в вагоны 3. В зависимости от условий разработки схема расстановки конвейеров может быть самой разнообразной.

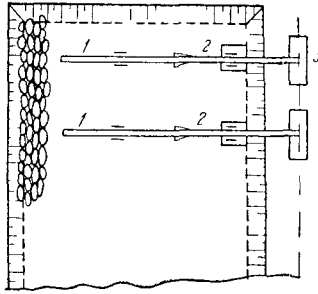


Рис 257 Схема установки передвижных конвейеров в карьере

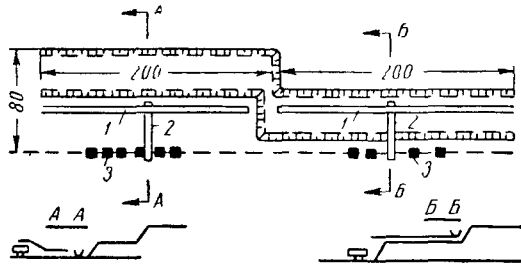


Рис 258. Схема установки продольных и поперечных конвейеров

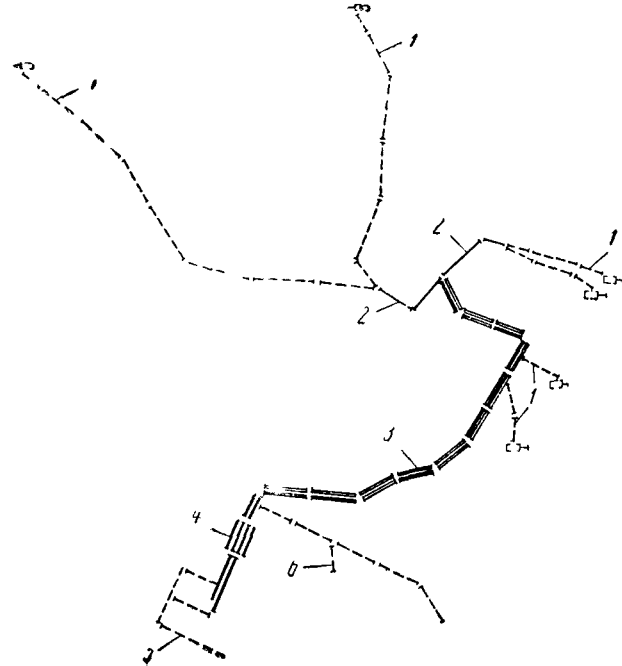


Рис 259 Примерная схема технологического комплекса карьера с конвейерным транспортом (пунктирной линией обозначены переносные конвейеры на катках, сплошными линиями — одинарные и двойные стационарные конвейерные установки)

1 — забойные конвейеры, 2 — сборочные, 3 — подъемные
4 — породотборочные, 5 — складские 6 — вспомогательные

Если фронт работ в карьере значителен, расстановка конвейеров по схеме, изображенной на рис. 257, неудобна, так как в работе должно находиться много конвейеров. Во избежание этого применяют продольные конвейеры 1 (рис. 258) специальной конструкции. Их монтируют на катках для возможности перемещения по мере подвигания забоев. Продольные конвейеры перегружают руду на поперечные конвейеры 2, а последние производят погрузку в вагонетки 3.

На продольные конвейеры руду можно погружать специальными погрузочными машинами. Аналогичная схема работ возможна и при экскаваторной погрузке.

Конвейерный транспорт получил широкое применение на угольных карьерах. На отдельных карьерах длина конвейерных линий достигает 4—6 км.

С увеличением масштабов и глубины рудных карьеров этот вид транспорта получит большое распространение.

Примерная схема технологического комплекса карьера, оборудованного конвейерным транспортом, показана на рис. 259 (более подробное описание конвейерного транспорта приведено ниже). К числу преимуществ конвейерного транспорта относятся прежде всего обеспечение высокой производительности экскаваторов.

Конвейерному транспорту принадлежит большое будущее. Если в свое время паровозы были вытеснены электровозами, то последние теперь вытесняются автомобильным транспортом, который при небольшой глубине залегания все шире заменяется конвейерным. На карьерах США длина конвейерных линий достигает 8—10 км. По подсчетам американских специалистов эксплуатационные расходы при конвейерной транспортировке породы обычно не превышают двух третей расходов на автомобильную доставку.

Транспортно-отвальные мосты. Для перемещения пород основной части внешней вскрыши в отвал применяются транспортно-отвальные мосты. Они состоят из следующих основных частей: несущей конструкции — металлической фермы; транспортирующего устройства — ленточных конвейеров, опорных конструкций с ходовой частью, силового оборудования, аппаратуры управления и защитных устройств. Погрузка на мост осуществляется непрерывно перемещающимися вместе с ним вдоль уступа многочерпаковыми экскаваторами. Иногда экскаваторы встроены непосредственно в конструкцию моста. Некоторые модели достигают длины свыше 500 м. Современные конструкции имеют пролет (расстояние между опорами) до 250 м.

Глава XIX

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

§ 1. Общие сведения

Чтобы достичь месторождения, сделать его доступным для разработки и создать возможность транспортирования руды на земную поверхность, необходимо пройти определенные горные выработки — вскрыть месторождение.¹

Доставка на поверхность пустых пород, получаемых при вскрытии, производится по тем же выработкам, что и доставка руды. Иногда для этой цели проходят специальные выработки.

Для вскрытия месторождения и подготовки рабочих горизонтов, а также для вспомогательных операций проходят траншеи. По назначению их они разделяются на:

1) капитальные въездные или выездные — для вскрытия всего месторождения или его части; капитальные траншеи имеют уклон и проходятся за пределами контура карьера (внешние) или внутри карьера (внутренние);

2) разрезные — для подготовки вскрытого горизонта к эксплуатации (проводятся в пределах контура карьера); разрезные траншеи, как правило, проходят без уклона;

3) специальные — для водоотлива, дренажа или дополнительного соединения с поверхностью.

Проходка траншей осуществляется различными способами, описываемыми ниже.

Ширина въездной траншеи (понизу) зависит от размеров проходческого оборудования и транспортных средств, числа путей в траншее и изменяется от 10 до 20 м.

Уклон капитальной траншеи зависит от применяемого транспорта и составляет 0,010—0,045 — при железнодорожном транс-

¹ Следует особо подчеркнуть различие терминов вскрытие и вскрыша; под последней, подразумевают удаление — снятие пустых пород, покрывающих месторождение.

порте и 0,050—0,200 — при автотранспорте. Глубина траншеи (H), ее уклон (i) и длина (L) связаны соотношением:

$$H = Li.$$

Ширина разрезной траншеи зависит от способа проходки и способа добычных или вскрышных работ. Обычно она составляет 18—25 м.

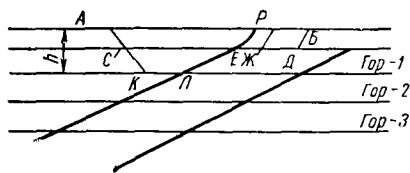


Рис. 260. Первоначальные вскрышные работы

Месторасположение траншеи нужно выбирать с таким расчетом, чтобы объем земляных работ при проходке был минимальным.

Первоначальные вскрышные работы (рис. 260) заключаются в зачистке от наносов той части карьера, где впоследствии будет расположена разрезная траншея $СКЛЕ$.

Для этого, прежде всего, должны быть вынуты наносы по сечению $АСДБ$.

После удаления наносов и проходки разрезной траншеи будет обнажен первый уступ $ДЕЛ$.

Ширина $ЕД$ уступа должна допускать свободное размещение всего горного и транспортного оборудования, используемого для выемки уступа $БД$ по наносам; обеспечивать опережение вскрышных работ над выемкой руды. Это опережение необходимо на случай вынужденной остановки работ на вскрышном уступе для того, чтобы не приостанавливать в это время добычу ископаемого.

Более детально размеры опережения и рабочей площадки показаны на рис. 261, а, где изображен вскрышной уступ высотой 10 м, разрабатываемый с помощью взрывных работ. Большое значение при определении ширины рабочей площадки имеет ширина развала $МТ$ взорванной породы.

Ширина рабочей площадки $ЕД$ зависит от размещаемого на ней оборудования и колеблется в широких пределах — от 20 до 100 м. Опережение $ЕЖ$ зависит от производительности карьера по руде и от организации работ. Так, если работы по удалению наносов ведут круглый год, ширина площадки $ЕЖ$ должна быть такой, чтобы в случае остановки работ по вскрыше наносов добычу руды можно было беспрепятственно продолжать в течение 2—3 месяцев без снижения производительности карьера и уменьшения ширины рабочей бермы $ЖД$.

На рис. 261, б показана аналогичная схема рабочей площадки рудного уступа.

Иногда работы по вскрыше ведут лишь в летний период (сезонно), в то время как добычу руды производят круглый год. В этом случае опережение вскрышных работ должно быть значительным. В зависимости от продолжительности зимнего периода опережение принимают равным 6—7 месяцам.

Созданное опережение вскрышных работ должно сохранять-ся в процессе работы карьера для того, чтобы обеспечить неза-висимую работу добычных и вскрышных забоев и равномерную производительность карьера по руде.

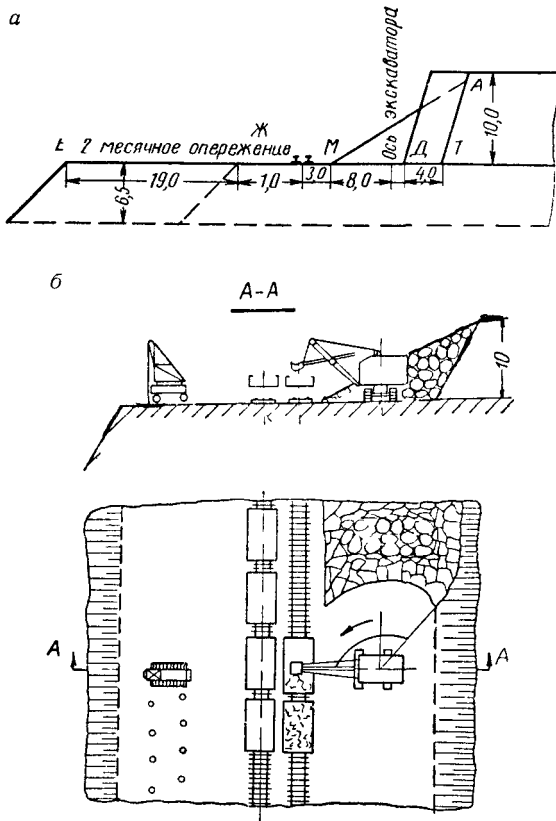


Рис. 261. Вскрышной и рудный уступы, разрабатываемые с помощью взрывных работ:

а — вскрышной уступ; б — рудный уступ

В стадии полного развития очистной выемки вскрытие и подготовка новых горизонтов продолжают-ся. Проводимые для этой цели выработки называют подготовительными.

§ 2. Способы проходки траншей

Способы проходки траншеи зависят от принятых размеров ее поперечного сечения, физико-механических свойств пород, типа применяемого проходческого оборудования, местоположения

траншеи. В соответствии с этим можно выделить следующие основные способы их проходки:

- 1) транспортные — с вывозкой пород в отвалы, а руд на обогатительную фабрику;
- 2) бестранспортные — с размещением пород на бортах траншеи;
- 3) специальные.

Транспортные способы проходки траншей подразделяют на ряд вариантов в зависимости от проходческого оборудования

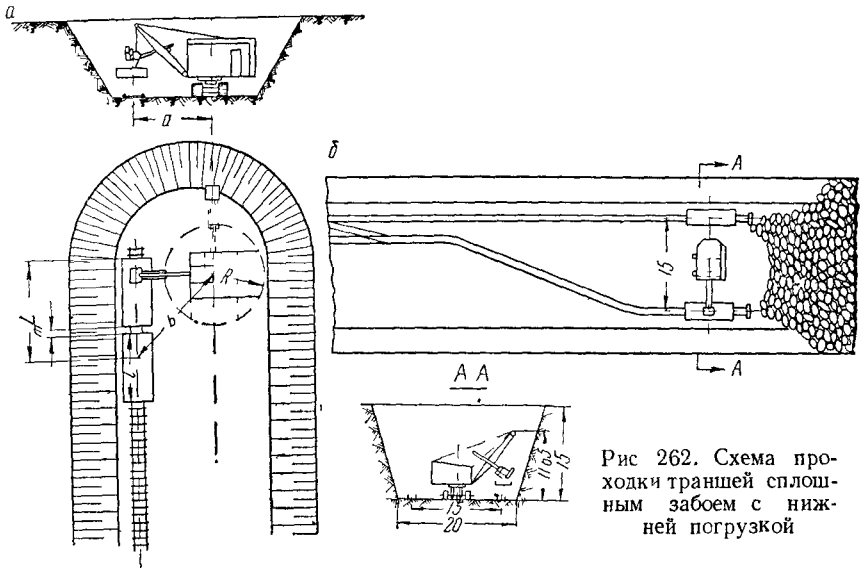


Рис 262. Схема проходки траншей сплошным забоем с нижней погрузкой

и взаимного расположения погрузочного и транспортного оборудования.

Одним из наиболее распространенных вариантов является проходка сплошным забоем с нижней погрузкой (рис. 262, а).

Экскаватор типа прямой механической лопаты располагается на дне траншеи и грузит породу в вагоны, расположенные сбоку на одном уровне с ним. Грузенные вагоны откатывают до ближайшего разъезда и на их место подают порожняк. При малой ширине траншеи откаточные пути (обычно два) располагают позади экскаватора.

При проходке разрезной траншеи в скальных породах ширину ее внизу принимают обычно возможно большую для того, чтобы откаточный путь при взрыве первой очистной заходки не был завален рудой. Большая ширина траншеи позволяет расположить откаточные пути с двух сторон экскаватора (рис. 262, б).

Данный способ имеет ряд достоинств: 1) траншею про-

ходят сразу на всю глубину; 2) при любых размерах траншеи возможно применение экскаватора, лишь бы его хвостовая часть при повороте не задевала за вагон или за борт траншеи (таким образом, минимальная ширина траншеи внизу зависит от радиуса хвостовой части экскаватора и ее определяют графически); 3) возможно применение любого типа механической лопаты, так как ни высота, ни радиус разгрузки экскаватора не имеют существенного значения; 4) простота экскаваторных работ.

Но этот способ имеет и много серьезных недостатков, в частности: 1) необходимо постоянно наращивать откаточные пути, 2) на одном пути под погрузкой может находиться один или, максимум, два вагона, так как длина погрузочного фронта L ограничена наибольшим радиусом действия b экскаватора. На рис. 262 видно, что при длине вагона l , длине фронта погрузке L и зазоре между вагонами t наибольшее число вагонов под погрузкой не может быть больше двух; вследствие этого вблизи забоя траншеи нужно иметь разминовку; 3) возможны перерывы в подаче порожняка, что влечет за собой снижение производительности экскаватора

4) при проходке траншеи может быть занят лишь один экскаватор, что удлиняет срок подготовки карьера к эксплуатации. Более рациональным способом проходки является проходка траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой. При этом погрузку породы экскаватором осуществляют в вагоны, расположенные на борту траншеи (рис. 263).

Этот способ пригоден, когда глубина траншеи H плюс высота вагона, шпал и рельсов F меньше максимальной высоты разгрузки A экскаватора при необходимой ее дальности B .

Отличаясь простотой и не имея недостатков описанного выше способа, данный способ позволяет проводить траншеи ограни-

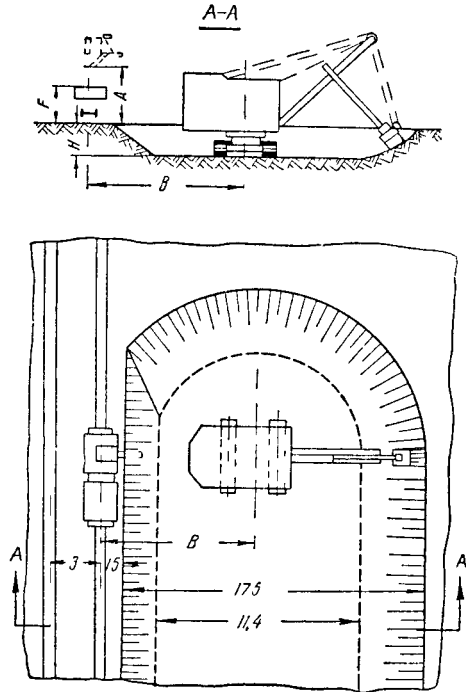


Рис. 263. Схема проходки траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой

ченной глубины, зависящей от рабочих параметров экскаватора. Для экскаватора обычного типа она не превышает 2—4 м. При большей глубине траншеи необходимо применять вскрышные экскаваторы (типы ЭВГ-4, ЭВГ-6).

Послойный способ проходки (рис. 264), при котором траншею разделяют по высоте на несколько заходок, применяют когда отсутствуют экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием.

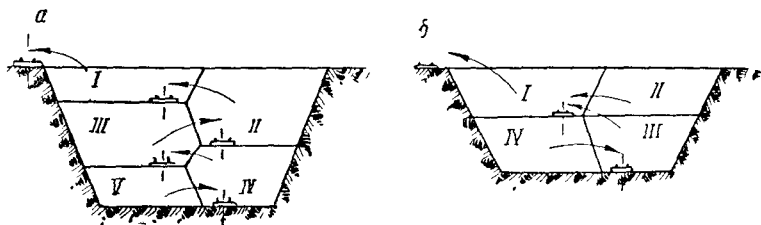


Рис. 264. Схема послойного способа проходки траншей

Прежде всего разрабатывают заходку траншейного типа I с погрузкой в вагоны, расположенные на борту траншеи (рис. 264, а). После окончания заходки I откаточные пути переносят на ее подошву и породу из заходки II грузят в расположенные на них вагоны.

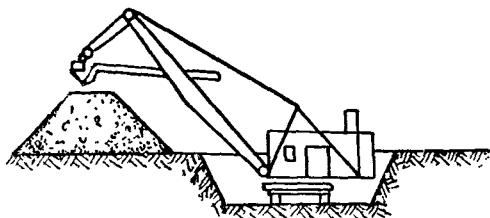


Рис. 265. Схема бестранспортного способа проходки траншей

Окончив работы в заходке II откаточные пути переносят на ее подошву и начинают работу в заходке III и т. д. На рис. 264, б изображен другой вариант ведения работ указанным способом. Направление погрузки при ведении работ в каждой заходке показано стрелками.

Достоинство данного способа проходки состоит в возможности подачи под погрузку целых составов. В некоторых случаях возможна одновременная проходка двух, а иногда и большего числа заходок, что сокращает срок проходки траншей.

Большой объем работ по переноске путей является существенным недостатком этого способа по сравнению с описанным выше.

Бестранспортный способ проходки траншей (рис. 265) применяют в том случае, когда можно не вывозить породу от проходки траншеи, а оставлять ее на бортах; при этом необходи-

мость в каком-либо транспорте отсутствует. Этот способ получил распространение при проходке въездных траншей в тех случаях, когда траншею располагают за пределами контура карьера.

В мягких породах при этом способе применяют драглайны или многоковшовые экскаваторы, если они применяются на карьере для вскрышных или добычных работ. В табл. 37 приведены показатели проведения траншей на некоторых карьерах.

Таблица 37

Показатели проведения траншей на некоторых карьерах

Предприятие	Способ проходки	Коэффициент крепости пород	Параметры траншей, м		Производительность экскаватора, м ³ /смену	Подвижение за цикл, м	Месячная скорость проходки м
			глубина	ширина по подошве			
Коунрадский карьер	Сплошным забоем с нижней погрузкой в думпкары . . .	8—12	10	22	530	10	90—120
Южный горнообогатительный комбинат (Кривбасс)	То же, с погрузкой в автосамосвалы	12—18	10	22	446	11	110
Магнитогорский карьер	Послойный	6—8	10	12	400	—	120

Одним из специальных способов является проходка траншеи путем взрыва на выброс.

Сущность данного способа проходки заключается в том, что несколько больших камерных зарядов, расположенных по одной или нескольким линиям, параллельным оси предполагаемой траншеи, будучи взорванными, поднимают породу на определенную высоту над уровнем дневной поверхности и выбрасывают в заранее намеченном направлении.

§ 3 Способы вскрытия

Вскрытие рабочих горизонтов карьерных полей производят различными способами. Эти способы подразделяют в зависимости от вида капитальных выработок (траншей), обеспечивающих доступ к месторождению от поверхности земли или от разрабатываемой его части.

Наиболее распространено разделение капитальных траншей по расположению их относительно контура карьера, числу об-

служиваемых ими уступов и основному назначению. Расположенные вне контура карьера капитальные траншеи называют въездными или внешними; расположенные внутри контура — съездами, заездами или внутренними траншеями. Траншеи, находящиеся постоянно за контуром карьера или на его бортах в конечном их положении, называют стационарными; проведенные внутри контура на подлежащих разработке бортах — скользящими съездами или полустационарными. Если данной системой обслуживается один уступ, траншеи называют отдельными, несколько уступов — групповыми, все уступы до полной выработки на глубину — общими. Траншеи, предназначенные для движения грузового транспорта и порожняка, именуют одинарными, а предназначенные для поточного движения только груженого транспорта или только порожняка — парными. Траншеи, оборудованные подъемниками, обычно называют уклоном.

Отдельными траншеями с внешним заложением обычно вскрывают горизонтальные и пологие, неглубоко залегающие месторождения; с внутренним заложением — более мощные и глубоко залегающие. Групповыми траншеями вскрывают горизонтальные и пологие глубоко залегающие, а также пластообразные месторождения большой мощности; общими — пологие, крутые и расположенные на косогорах более глубокие месторождения, парными — в указанных выше условиях, но при значительном коэффициенте вскрыши и большой мощности карьера.

В зависимости от топографических, горногеологических и производственно-технических условий вскрытие месторождений для открытой разработки осуществляется одним из следующих способов: 1) въездными и выездными траншеями; 2) спиральными съездами; 3) тупиковыми съездами; 4) уклонами. Особое положение занимает вскрытие подземными выработками, комбинированное и бестраншейное.

При любом способе вскрытия необходимо проведение разрезных траншей — горизонтальных канавообразных выработок, которые служат для подготовки рабочего горизонта и образования фронта очистных работ. Эти выработки проходят как по руде, так и по боковым породам или по наносам. В зависимости от этого различают породные и рудные разрезные траншеи.

§ 4. Вскрытие въездными траншеями

Въездной или выездной траншеей называют открытую канавообразную выработку, имеющую небольшой уклон и служащую для соединения внутрикарьерных путей с путями на земной поверхности.

Вскрытие въездными траншеями обычно применяют для месторождений горизонтального или пологого залегания, расположенных несколько ниже или выше уровня земной поверхности, и для месторождений крутого или наклонного падения при открытой разработке только верхнего горизонта.

По отношению к месторождению расположение траншей может быть центральным или фланговым. Центральное используют для месторождений с большим простираем, разделяя в этом случае фронт работ на две части. Фланговое расположение применяют в месторождениях небольших размеров и в том



Рис. 266. Вскрытие двумя въездными траншеями

случае, когда оно обеспечивает удобное расположение приемных пунктов руды. Въездные траншеи, в отличие от разрезных, проходят обычно по породе и лишь в исключительных случаях по руде.

Вскрытие месторождения при помощи въездных траншей, предназначенных для транспортирования руды и породы отдельно, показано на рис. 266.

Чаще обе въездные траншеи совмещают в одну (рис. 267). Так как вывоз породы и руды осуществляют здесь с различных горизонтов, то траншея в этом случае имеет две ступени.

Въездные траншеи проходят с уклоном 0,015—0,025 при паровой тяге и 0,030—0,045 при электровозной тяге. При меньшем уклоне объем работ по проходке увеличивается, но зато в течение всего периода существования карьера условия эксплуатации транспорта более благоприятны.

Данный способ вскрытия — наиболее простой из числа применяемых в практике, но целесообразен только для карьера с небольшой глубиной.

§ 5. Вскрытие спиральными и тупиковыми съездами

Вскрытие спиральными съездами применяется при распространении рудного тела и на большую глубину при разработке сносом. Собственно спиральным съездом называется траншея, соединяющая внутрикарьерные пути с поверхностными, имеющая небольшой уклон и огибающая контур карьера по спирали (рис. 268).

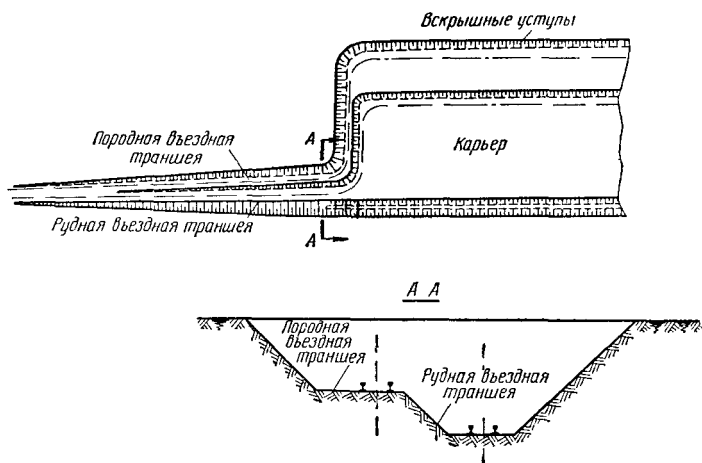


Рис. 267. Вскрытие групповыми траншеями

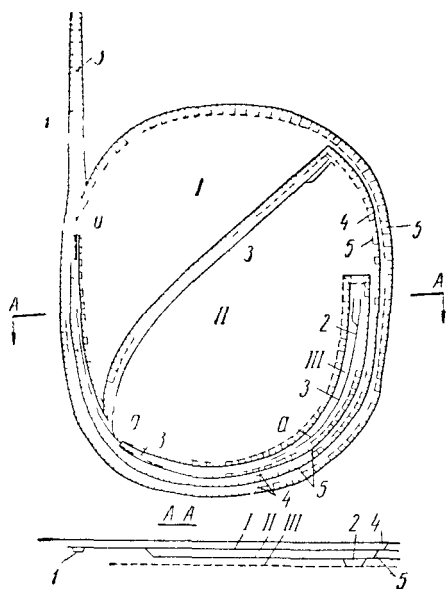


Рис. 268. Вскрытие спиральным съездом:

1 — спиральная траншея;
 2 — разрезная траншея; 3 — ось
 откаточных путей; 4 — предо-
 хранительные бермы уступов,
 5 — откосы выработанных уступов;
 а — пункты примыкания
 горизонтов; I, II, III — экс-
 плуатационные горизонты

Данный способ вскрытия применяется в том случае, когда контуры залежи не извилисты и позволяют делать радиусы закруглений необходимого размера, а также когда ширина и длина карьера имеют достаточную величину.

Вскрытие спиральными съездами обычно применяют при очень крутом угле падения залежи, перекрытой наносами большой мощности, а также в месторождениях, которые залегают выше уровня земной поверхности, на горе.

Первоначальная въездная траншея для вскрытия горизонта проходится либо по борту карьера, либо вне его. На каждом эксплуатационном горизонте спираль оканчивается площадкой, называемой п у н к т о м п р и м ы к а н и я, от которого начинается проходка разрезной траншеей горизонта и развиваются внутри-карьерные откаточные пути. На рис. 268 показано состояние работ, когда первый горизонт карьера уже выработан, отработка второго подходит к концу, а третий только что вскрыт новой траншеей.

После полной отработки горизонта пункт его примыкания к спирали ликвидируют и переносят на следующий, нижележащий горизонт.

Главные преимущества вскрытия спиральными съездами по сравнению со вскрытием уклонами и тупиковыми съездами: 1) поточность движения; 2) исключаются маневры поездов при переходе с внутрикарьерных путей на выездные спирали; 3) возможно применять большегрузные вагоны и благодаря этому достигнуть большей производительности съезда; 4) отсутствуют промежуточные операции (подъем и разгрузка), устранены затруднения, вызываемые одновременной работой на нескольких горизонтах; 5) не нужно останавливать транспорт на время углубки съезда на нижележащий горизонт; 6) пункты примыкания на эксплуатационных горизонтах могут быть выбраны в любом месте, удобном с точки зрения эксплуатационных работ.

К недостаткам спиральных съездов относятся: 1) ограниченность применения вследствие необходимости большого разности боковых пород при неблагоприятной форме рудного тела и пригодность только для месторождений со значительными поперечными размерами; 2) большая длина транспортных путей с большими подъемами; 3) увеличение времени оборота составов из-за дальности откатки; 4) большой срок вскрытия и подготовки месторождения и крупные капитальные затраты.

Вскрытие тупиковыми съездами. 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. 269). В случае применения автотранспорта вскрытие осуществляется не тупиковыми, а петлевыми съездами.

Данный способ вскрытия применяют при большой глубине открытой разработки и при вытянутой форме залежи, когда карьер имеет значительную длину по сравнению с шириной. Все последующие траншеи не выходят за предположенный разнос бортов разреза. В этом заключается большое преимущество по сравнению со спиральными съездами, где объем снимаемых пустых пород бывает значительно большим.

Тупиковый съезд обычно располагают со стороны лежачего

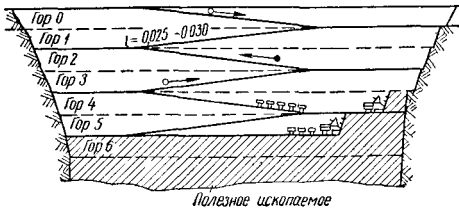


Рис 269. Схема тупиковых съездов

бока благодаря чему достигается более быстрое вскрытие залежи и уменьшается объем вскрыши со стороны висячего бока. Расположение съездов — в лежачем и висячем боках — показано на рис. 270. Очевидно, что при расположении съезда в висячем боку для под-

хода к залежи необходимо предварительно снять большой объем породы, либо пройти дополнительные траншеи для транспорта руды. При расположении же тупикового съезда по лежачему боку вскрытие рудного тела осуществляют тотчас же после проходки съезда до первого рабочего горизонта. Но в этом случае требуется транспортировать породу с одного борта карьера на другой. Этот недостаток еще больше усугубляется при одновременной разработке нескольких горизонтов. Для передачи составов с одного борта на другой необходимо устройство закруглений на одном из торцов карьера.

Обычный вид тупикового съезда показан на рис. 271.

Примыкания тупикового

съезда к рабочим горизонтам располагают поочередно через горизонт то на одном торцовом борту карьера 1, то на другом 2. Поэтому для проезда к обоим местам примыкания устраивается дополнительная горизонтальная откаточная берма 3. Без нее пришлось бы и на другом торцовом борту карьера устраивать закругления.

Тупиковый съезд имеет более широкое распространение, чем спиральный, так как меньше зависит от условий залегания месторождения.

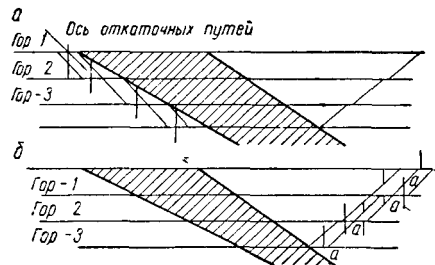


Рис. 270. Расположение тупикового съезда:

а — со стороны лежачего бока, б — со стороны висячего бока

Недостатки вскрытия тупиковыми съездами: 1) увеличение длины съезда за счет тупиковых горизонтальных площадок в местах перемены направления движения, что увеличивает объем дополнительной вскрыши; 2) необходимость остановки поездов в пути для перемены направления движения и увеличение времени оборота состава за счет маневров.

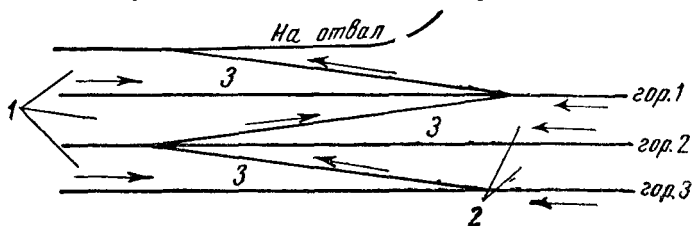


Рис. 271. Примыкание тупикового съезда к рабочему горизонту

Вскрытие тупиковыми съездами в СССР применяют на таких крупных железных рудниках, как Магнитогорский, Высокогорский, Бакальский и др.

§ 6. Вскрытие уклонами

Уклоном называется прямая наклонная траншея, оборудованная механическими приспособлениями для подъема породы или руды из карьера на земную поверхность.

Благоприятными условиями для вскрытия уклонами считают: небольшую мощность наносов; возможность размещения уклонов в лежачем боку; одновременную разработку в карьере двух горизонтов; продолжительный срок отработки горизонта.

Подъемники для открытых работ могут быть подразделены на прерывнодействующие или канатные и непрерывнодействующие или конвейерные.

Канатные подъемники состоят из следующих основных элементов: рельсового пути со станциями на верхней и нижней площадках подъемной лебедки — двухбарабанной или однобарабанной; канатов, к концам которых прикрепляют вагонетки или другие подъемные сосуды и приспособления (платформы, скипы); копра, направляющих шкивов и роликов для направления и поддержания канатов.

Подъем горной массы по наклонным путям производится в вагонетках или в скипах в зависимости от характера сооружения на верхней приемной площадке подъемника, угла его наклона.

Общий вид клетевого и скипового подъемников изображен на рис. 272.

По числу рабочих ветвей каната подъемники разделяют на двухконцевые и одноконцевые.

Двухконцевые имеют две ветки каната. Среди этих подъемников различают двухдействующие — с подъемом груже-

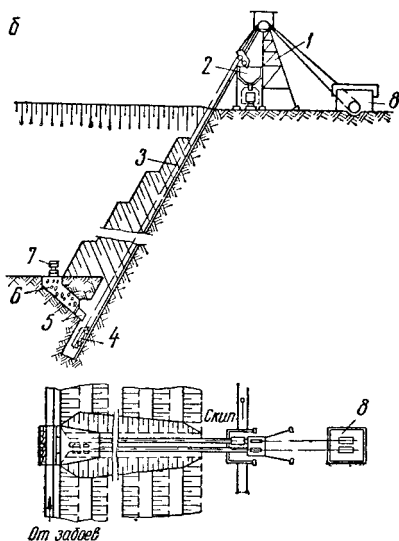
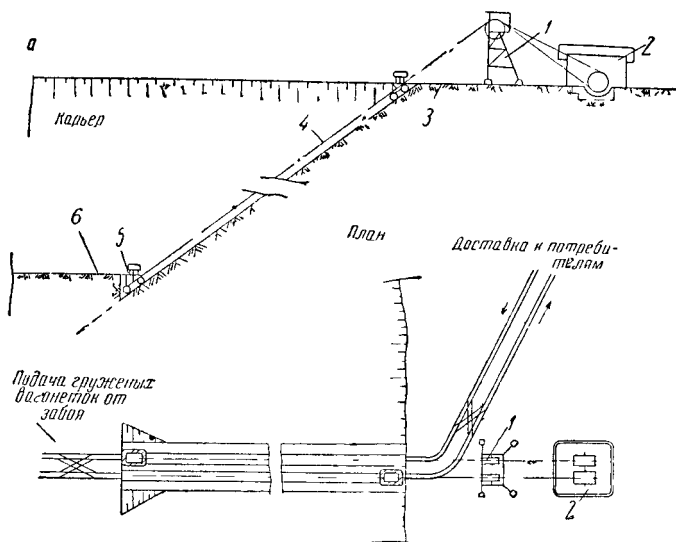


Рис. 272. Наклонные подъемники:

- а** — клетевой подъемник: 1 — копер; 2 — подъемная машина; 3 — верхняя приемная площадка; 4 — канат; 5 — клеть; 6 — нижняя приемная площадка;
- б** — скиповой подъемник: 1 — копер; 2 — бункер; 3 — канат; 4 — скип; 5 — дозатор; 6 — бункер; 7 — рудяные вагоны, 8 — подъемная машина

ного сосуда и противовеса (порожняка) попеременно то по одному, то по другому пути и о д н о д е й с т в у ю щ и е — с подъемом груза и спуском порожняка по одному и тому же пути и противовеса по второму пути.

Одноконцевые подъемники имеют одну ветвь каната. Выбор между двухконцевыми и одноконцевыми подъемниками зависит от назначения и необходимой производительности подъемника, угла наклона, типа подъемного сосуда, количества одновременно разрабатываемых горизонтов и места расположения подъемника.

Выбор двухдействующего или однодействующего двухконцевого подъемника решают главным образом с учетом числа одновременно обслуживаемых горизонтов, производительности и принятого типа разгрузки на поверхности.

Так как подъемник обычно располагают по лежащему боку, то угол его наклона зависит от угла падения залежи. Считается, что при угле наклона подъемника не больше 20° возможен непосредственный подъем в вагонетках. При угле наклона свыше 20° вагоны помещают на специальные платформы.

При очень крутых углах наклона применяют скипы. Для их загрузки на горизонте устраивают специальные воронки или бункера, а около последних — разгрузочные станции. Схема загрузочного устройства показана на рис. 272, б. Грузовый вагон подходит к разгрузочной станции, здесь он опрокидывается, и руда поступает в воронку или бункер, а из последнего через дозатор — в скип, который поднимает наверх при помощи лебедки, установленной на поверхности. Дойдя до верхней разгрузочной площадки, скип разгружается непосредственно в вагон или в бункер. Скиповой подъем обычно применяют только в карьерах с малой механизацией, при небольшой производительности и при одновременной разработке одного горизонта. Наибольшее распространение в практике получил подъем непосредственно в вагонах, без клетки.

Подъемнику при крутом падении рудного тела можно придать меньший уклон, располагая его не непосредственно на борту карьера, а в специально пройденной для этого траншее.

Для уменьшения угла наклона подъемник располагают иногда диагонально по борту карьера, как это показано на рис. 273.

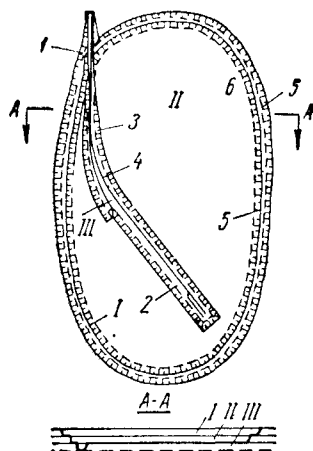


Рис. 273. Вскрытие уклонов: 1 — уклон; 2 — подготовительная траншея; 3 — нижняя станция; 4 — откаточные пути; 5 — откосы обработанных уступов; 6 — предохранительные бермы между уступами I, II, III — эксплуатационные горизонты карьера

Уклон *I* последовательно вскрывает каждый горизонт (на чертеже — третий). Когда работы на эксплуатационном горизонте подходят к концу, наклонную траншею подъемника углубляют на следующий горизонт. В карьере уклон оканчивается горизонтальной площадкой *3*, называемой нижней станцией. Ее продолжением является подготовительная разрезная траншея *2*.

Одновременно поднимается по уклону два, три и реже четыре вагона.

На рис. 274 изображена схема расположения рельсовых путей на нижней приемной площадке наклонного подъемника. Рельсо-

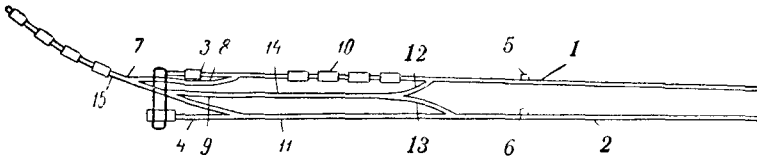


Рис. 274. Расположение рельсовых путей на нижней площадке наклонного подъемника

вые пути *1* и *2* наклонного подъемника на нижней площадке разветвляются на три пути, образуя сложный разьезд с двумя тупиками *3*, *4*. Маневровая работа на такой площадке заключается в следующем. Спустившись вниз, состав порожних вагонов останавливается на разьезде в пункте *5* или *6*. Локомотив в голове груженого состава, подходя к разьезду, переходит по стрелкам *7* и *8* или *7* и *9* на боковые пути разьезда и в пункте *10* или *11* оставляет состав, а сам подходит к составу, стоящему в пункте *5* или *6* и через стрелку *12* или *13* по среднему пути *14* отводит его из пределов разьезда на рельсовый путь *15*. После того как увезут порожний состав с рельсовых путей *1* и *2*, подтягивают вагон-тягач к порожнему составу, стоящему в пункте *10* или *11*, и поднимают его на верхнюю приемную площадку.

Достоинства канатных подъемников: 1) сравнительно малый срок подготовки карьера к эксплуатации; 2) возможность подъема со значительной глубины при довольно большой производительности; 3) небольшой объем дополнительной вскрыши; 4) возможность оборудования в карьере нескольких подъемников, что обеспечивает одновременную разработку на нескольких горизонтах.

Основные недостатки наклонных подъемников: 1) производительность карьера по сравнению с тупиковым и спиральными траншеями значительно меньше; 2) затруднена подготовка новых горизонтов через действующую траншею; 3) при одновременной разработке на нескольких горизонтах сильно осложнены станционные примыкания и конструкция уклона; 4) необходимо устройство верхней и нижней станций, чего не надо при спиральных или тупиковых съездах.

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. В частности, такая схема запроектирована для строботки глубоких горизонтов асбестовых карьеров Баженовского месторождения (Урал).

Конвейерные подъемники оборудуются ленточными конвейерами с углом наклона, как правило, до $17-18^\circ$. При этих углах наклона длина конвейера с гладкой лентой при глубине карьера 80, 150, 300 м составляет соответственно 270, 500 и 1000 м. Погрузку транспортируемого материала на конвейер производят через воронки и бункера, аналогичные применяемым при скиповом подъеме. Бункера оборудуют питателями. Для предохранения от дождя и снежных заносов ленточные конвейерные подъемники помещают в крытой галерее. Монтируют их на фундаменте, на металлических или деревянных эстакадах.

Основные элементы конструкции ленточного конвейерного подъема: конвейерная лента, принимающая в поперечном сечении различные формы в зависимости от расположения опорных роликов; привод однобарабанный с отклоняющим или прижимным роликом и двухбарабанный с приводными муфтами различных типов, роликоопоры и рамы; тормоза; натяжные, очистные и погрузочные устройства.

В случае применения на очистных работах ленточных конвейеров руду с забойных транспортеров передают непосредственно на конвейерный подъемник, устанавливаемый на внутреннем отвале или нерабочем борту карьера, который менее подвержен оползням.

Отличительная черта конвейерных подъемников — простота оборудования, большая производительность, несложность обслуживания. К числу достоинств относятся: 1) непрерывность транспортирования, дающая высокую производительность и максимальное использование мощных экскаваторов; 2) возможность автоматизации и дистанционного управления; 3) обеспечение ритмичности работы дробилок и обогатительной аппаратуры; 4) возможность транспортирования породы с углом подъема от 18° (конвейеры с гладкой лентой) до 60° (специальные типы ленточных конвейеров); 5) более короткое расстояние доставки по сравнению с другими видами транспорта; 6) минимальные объемы горноподготовительных работ; 7) меньшие капитальные затраты и количество обслуживающего персонала, чем при использовании железнодорожного транспорта.

Конвейерные подъемники имеют такие же недостатки, что и забойные конвейеры: 1) быстрый износ ленты и других элементов конструкции; 2) пробуксовка ленты и в зимнее время ее обледенение; 3) налипание породы на ленту и т. п.

Длина линии конвейеров зависит от глубины карьеров. Самый длинный наклонный ленточный конвейер установлен на руднике Вабана (Канада). Длина установки 3360 м, высота подъема 530 м, производительность 950 т/ч. Средняя производительность отечественного подъемника КРУ-900, установленного на Коркинском карьере, достигает 900 т/ч. На вскрышных работах при использовании мощных роторных экскаваторов производительность конвейерного подъемника достигает 3000 м³/ч (ГДР).

Для получения больших углов подъема при гладкой ленте разрабатывают специальные конструкции конвейеров с особыми устройствами, препятствующими сползанию или скатыванию породы вниз. В одной из таких конструкций, созданной в ФРГ, над лентой основного конвейера установлен по всей ее длине второй конвейер,двигающийся с такой же скоростью. Нижняя ветвь второго конвейера прижимается к транспортируемой породе автомобильными шинами, укрепленными на пружинящих кронштейнах. Длина конвейера 64 м, угол подъема 36°, мощность привода 252 квт. Лента шириной 1000 мм движется со скоростью 4 м/сек. Производительность 1440 м³/сек.

В другой конструкции порода, транспортируемая на основной ленте, прижимается к ней бесконечной цепной лентой. Эту ленту приводит в движение расположенный над главным конвейером самостоятельный привод. Угол подъема установки 36°, но может быть увеличен до 60°, высота подъема 36 м; скорость движения ленты 3,8 м/сек. Производительность 1440 м³/сек.

Подъемные конвейеры благодаря своим достоинствам находят все более широкое применение на открытых разработках.

§ 7. Вскрытие подземными выработками (стволами, штольнями с рудоспусками)

Этот способ применяется в особых случаях при разработке месторождений, имеющих большую глубину залегания и расположенных в гористой, с крутыми косогорами местности. Когда для вскрытия месторождения обычными способами требуется удалить очень большое количество породы, что при относительно небольших запасах руды значительно удорожает ее стоимость, иногда прибегают к вскрытию подземным способом. Каждый рабочий горизонт карьера соединяют квершлагом (обычно с круговой огаткой) с шахтным стволом (рис. 275).

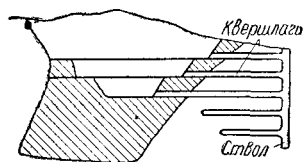


Рис. 275. Схема вскрытия карьера шахтным стволом

При разработке месторождения, залегающего в горе, руду и породу обычно приходится спускать к подошве горы. Для этой цели используют описанные выше спиральный и тупиковый съез-

ды или проходят наклонные траншеи, называемые скатами, или штольни с рудоспусками (рис. 276).

В большинстве случаев рудоспуски располагают на небольшом расстоянии один от другого, так что они обслуживают участки по 1000—2000 м². Руду к ним из забоя доставляют скрепером; рельсовый транспорт в карьере обычно отсутствует.

При экскаваторной разработке возможна иная схема: один или два рудоспуска проходят в конце карьера и доставляют руду к ним в вагонах.

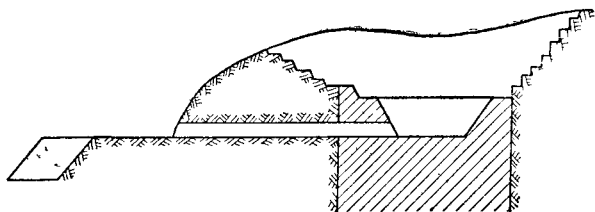


Рис. 276. Схема вскрытия месторождения штольней

Для облегчения передвижения транспортируемого материала поверхность ската обшивают стальными листами или старыми рельсами. Зазоры между рельсами заливают цементом. По мере отработки горизонта длину ската уменьшают. Для того чтобы иметь возможность ремонтировать скат, рядом с ним устраивают лестницу.

§ 8. Комбинированное и бестраншейное вскрытие

Комбинированное вскрытие. На некоторых месторождениях применяют два (редко несколько) способа вскрытия. Необходимость в этом может возникнуть ввиду резкого изменения с глубиной условий залегания месторождения. Например, нередко встречаются в практике случаи, когда верхняя часть месторождения по условиям залегания вскрыта спиральными траншеями, а нижняя — тупиковыми траншеями или уклонами.

Комбинация спиральных траншей с тупиковыми имеет преимущество перед комбинацией спиральных траншей с уклонами, так как в первом случае отсутствует перецепка вагонов, которые следуют от забоя до разгрузочного пункта с одним тяговым средством.

Комбинированное вскрытие траншеями и подземными выработками применяют для глубоких мощных месторождений наклонного или крутого залегания.

Варианты комбинированного вскрытия разнообразны. Типичными комбинациями, встречающимися на практике, являются: траншейное вскрытие породных уступов с бестраншейным вскры-

тием добычных или наоборот; вскрытие открытыми и подземными выработками; одновременное применение различных траншейных способов.

Бестраншейное вскрытие применяется для горизонтальных неглубоко залегающих месторождений.

При бестраншейном вскрытии для соединения карьера с поверхностью земли траншей не проводят, а используют кабельные краны или башенные экскаваторы или средства гидромеханизации, причем нарезается только вскрышной уступ с помощью разрезной траншеи.

Выемка кабельными кранами ведется уступами с подъемом руды и пустых пород на поверхность тем же краном. Такой способ эффективен на узких, вытянутых в одном направлении крутопадающих месторождениях. Его достоинства: 1) не требуется проведения траншей, вскрывающих месторождение; 2) возможна быстрая подготовка месторождения к очистной выемке; 3) отсутствует обычно громоздкий внутрикарьерный транспорт.

Наряду с этим он имеет существенные недостатки: 1) очень ограниченная область применения по условиям залегания месторождения; 2) неблагоприятные условия для механизации погрузки; 3) невысокая производительность кабельных кранов, резко падающая с увеличением глубины разработки.

Башенные экскаваторы применяют при разработке пластовых месторождений, залегающих в мягких породах. Ковш башенного экскаватора не только транспортирует породу или руду, но и добывает ее. Один и тот же экскаватор может быть использован как на вскрыше, так и на добыче ископаемого. Пустые породы подают в сторону опорной башни и вываливают в выработанное пространство. Полезное ископаемое транспортируют к машинной башне и разгружают в специальный бункер.

Как уже говорилось, широкого распространения на открытых разработках рудных месторождений башенные экскаваторы не получили.

Глава XX

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

§ 1. Общие сведения

При открытой разработке буровзрывные работы применяют для отбойки руды и пустых пород. Необходимость в буровзрывных работах исключается, если возможна экскавация, скреперование, транспортирование и погрузка руды и пустой породы без предварительного разрыхления.

К буровзрывным работам на карьерах предъявляют следующие основные требования:

- 1) дробление массива на куски с размерами, не превышающими заданные,
- 2) обеспечение в забое запаса взорванного материала для бесперебойной работы погрузочных механизмов;
- 3) соблюдение заданных ширины и высоты навала взорванного материала, определяемых габаритами экскаватора;
- 4) максимальная экономичность и безопасность.

Специфические условия открытой разработки — большая высота уступов, ничем не стесняемое рабочее пространство, возможность взрывания руды и породы в сравнительно крупных кусках обуславливают различие в технике выполнения буровзрывных работ при открытой и подземной разработке.

Осуществляют буровзрывные работы следующими методами:

- 1) шпуровым;
- 2) глубоких скважин (колонковые и котловые заряды),
- 3) камерных зарядов (минных камер);
- 4) открытых (накладных) зарядов.

В практике наиболее распространены первый и второй методы.

Накладные заряды обычно применяют в комбинации с другими. Например, для обрушения нависших на уступах глыб и козырьков, а также для дробления кусков некондиционных размеров (негабарита) и неровностей в почве карьера. Как самостоятельный этот метод иногда используют при добыче бутового камня и других строительных материалов из крупных валунов.

в небольших карьерах, когда организация буровых работ нецелесообразна. Минные камеры применяют теперь сравнительно редко, при большой высоте уступа или при неровной верхней площадке уступа, когда затруднительна установка бурового станка.

Для разделки негабаритных глыб производится вторичное дробление (вторичное взрывание). При этом применяют или небольшие заряды в мелких шпурах диаметром 25—36 мм или накладные заряды. Наиболее эффективны заряды, которые помещают на подлежащий взрыву кусок породы тонким слоем и засыпают забойкой (землей, песком, дерном и т. п.). Метод накладных зарядов проще, чем шпуровых зарядов, не требует времени и средств на бурение, дает при взрыве меньший разлет осколков, но удельный расход ВВ значительно выше (например, на железорудных карьерах в 8—15 раз). Механические способы вторичного дробления применяются на карьерах очень редко.

Одно из основных требований, предъявляемых к взрывным работам, — получение определенных габаритов развала породы — выполняют путем регулирования диаметра шпуров (скважин) и расстояния между ними; глубины заложения зарядов, их величины и конструкции; применения ВВ различной мощности, а также выбора соответствующего способа взрывания. Допускаемая крупность взорванного материала зависит главным образом от размеров приемных частей погрузочных механизмов, транспортные средств и дробилок.

Зависимость максимального размера куска взорванной породы L м от этих факторов может быть выражена:

$$L \leq (0,50 - 0,80) \sqrt[3]{E}$$

или

$$L \leq 0,85A$$

или

$$L \leq \frac{B - 0,2}{2},$$

где E — емкость ковша, $м^3$;

A — размер приемного отверстия дробилки, $м$;

B — ширина конвейерной ленты, $м$.

При определении максимальных размеров кусков породы необходимо также учитывать емкость и конструкцию (прочность) вагонов.

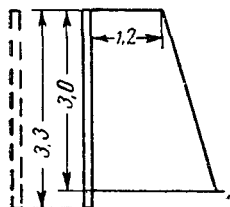
§ 2. Шпуровой метод отбойки

Этот метод применяют в карьерах малой производительности с небольшой высотой уступов, которая при бурении шпуров ручными бурильными молотками равна 3—5 м, а при бурении тяже-

лыми буровыми машинами на специальных треногах или вышках достигает 8—10 м. Чаще всего шпуровой метод используется как вспомогательный для вторичного разбуривания негабарита, подчистки уступа, удаления неровностей в подошве карьера.

Бурение производят пневматическими бурильными молотками (ручными или колонковыми) типа ПА-23, ПР-23, КС-50, КЦМ-4 и др.

Шпуры при бурении легкими молотками обычно располагают в один или два, реже в три ряда. В последнем случае их размещают в шахматном порядке, для лучшего раздробления породы.



Расстояние между шпурами в ряду принимают 1—1,5 м и не больше 1,5 м от бровки уступа, а между рядами — также около 1,5 м.

Примерная схема расположения шпуров на уступе изображена на рис. 277.

Как правило, глубина шпуров равна высоте уступа. Чаще всего шпуры имеют диаметр 40—45 мм.

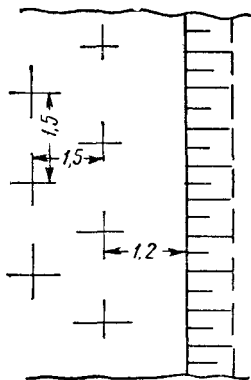


Рис. 277. Расположение шпуров на уступе

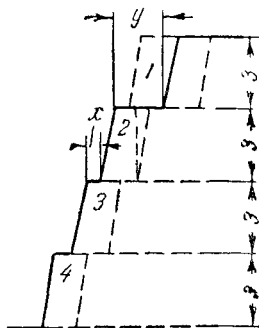


Рис. 278. Отбойка мелкими шпурами высокого уступа

Когда отрыв породы в подошве уступа труден, шпуры бурят на 10—15% ниже подошвы (перебур); когда же отрыв сравнительно легкий, шпуры иногда недобуривают до подошвы на 10—25% высоты уступа.

Применение шпуровой отбойки при 12-метровом уступе, разрабатываемом последовательными трехметровыми подступами (1, 2, 3, 4) сверху вниз, показано на рис. 278.

Между подступами для безопасности и удобства работ оставляют предохранительные бермы x шириной 1 м. При засечке сле-

дующего уступа на его поверхности от взрыва предшествующего уступа образуется рабочая берма y шириной 1 м, плюс захват шпура (1,5—2 м), т. е. 2,5—3 м. Разбирают забой и перепускают оставшуюся взорванную руду с рабочей площадки и предохранительных берм рабочие, надежно привязанные предохранительными поясами.

Шпуровой метод отбойки обеспечивает хорошее дробление, низкие потери и разубоживание руды. Его целесообразно применять при небольшой мощности рудного тела, ценном полезном

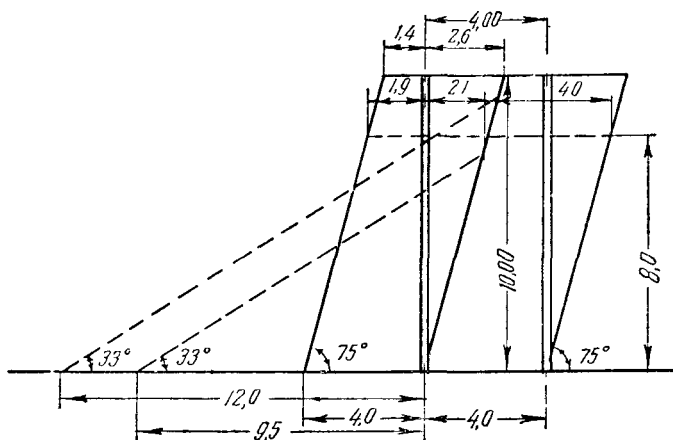


Рис. 279. Схема расположения глубоких шпуров

ископаемом, особенно когда необходима селективная выемка. Широкое распространение этот метод получил, например, при добыче асбеста.

В тех случаях, когда технологический процесс допускает разработку высокими уступами, а использовать скважины большого диаметра нельзя, так как при взрывании их получается много негабаритных кусков, применяют отбойку штанговыми шпурами.

Схема расположения штанговых шпуров на уступах большой высоты дана на рис. 279.

Для бурения глубоких шпуров (до 8—10 м) большого диаметра (до 70 мм) используют тяжелые бурильные молотки. Их устанавливают, для удобства работы и облегчения смены длинных буров, на треногах, на железных и деревянных вышках или на специальных тележках.

В качестве ВВ для шпуровых зарядов чаще всего применяют аммониты № 6, № 7, скальный аммонит № 1; в обводненных шпурах — тротил.

Средний расход взрывчатых веществ при шпуровом методе колеблется от 0,1 до 0,9 кг на 1 м³ горной массы.

В шпурах глубиной не свыше 6 м допускается взрывание зарядов с помощью огнепроводного шнура, а в более глубоких — с помощью детонирующего шнура или электрического взрывания, причем в шпур, как правило, помещают не менее двух детонаторов.

В зависимости от крепости пород и типа бурильного молотка производительность труда бурильщика в смену колеблется от 10 до 50 м шпуров.

Следует отметить, что шпуровой метод отбойки значительно дороже метода скважин, поэтому применение его должно ограничиваться указанными выше условиями.

§ 3. Метод отбойки глубокими скважинами

Данный метод получил наибольшее распространение как самый производительный и обеспечивающий достаточное разрыхление материала для работы мощными экскаваторами при большой высоте уступов (10—30 м). Пробуриваемые вертикально или наклонно скважины располагают вдоль фронта уступа в один или два ряда, редко в три и более. Диаметр скважин подбирают с учетом высоты уступа, физико-механических свойств пород и свойств взрывчатых веществ. Средний диаметр 170—260 мм; минимальный 75 мм, максимальный 300 мм, очень редко более.

На практике глубину скважин обычно принимают на 8—25% больше высоты уступа; часть скважины, находящаяся ниже подошвы уступа, называют *п е р е б у р о м*. Обеспечивая хорошее разрушение на уровне подошвы уступа, перебур тем самым создает нормальные условия для перемещения экскаваторов.

Величина перебура зависит от крепости и других физических свойств породы, от величины л. н. с.; уточняют ее опытным путем.

Заряд в скважинах располагают в виде сплошной колонки — сплошной заряд, либо с промежутками из забойки — *р а с с р е д о т о ч е н н ы й* заряд. В последнем случае достигается лучшее и более равномерное дробление материала по всей высоте уступа. Применяется он лишь тогда, когда диаметр скважины позволяет вместить не только заряд необходимой величины, но и соответствующее количество забойки.

Схемы сплошного и рассредоточенного заряда на уступе высотой 15 м даны на рис. 280.

Для получения рассредоточенных зарядов буровые скважины и шпуры простреливают небольшими зарядами ВВ, в результате чего на дне скважины создается пространство для размещения рассредоточенного заряда ВВ. Это пространство

лами между центрами скважин в ряду, равными расстоянию между рядами скважин.

В табл. 38 приведены основные показатели буровзрывных работ при методе скважин на некоторых карьерах СССР.

Таблица 38

Показатели буровзрывных работ на некоторых карьерах СССР

Показатели	Карьеры				
	Коунрадский	Высокогорский	Первоуральский	Магнитогорский	Южок (Кривбасс)
Коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова	10—12	6—12	8—12	8—12	10—14
Высота уступа, м	10—20	8—14	8—16	10—12	10—15
Диаметр скважины, мм	230	225	200—220	250	230—300
Перебур, м	3—4	2,1	2,5—3,5	2,5	2—3,5
Линия наименьшего сопротивления по подошве, м	9—15	8—9	8—12	8—9	8—10
Расстояние между скважинами, м	5—10	5,5	3—4	5—6	6,5—8,0
Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	63,4	36,8	30,2	42,5	42
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,37	0,26	0,54	0,45	0,45

В качестве взрывчатых веществ применяют аммониты № 6, № 9, № 10; в обводненных скважинах — тротил, аммонит В-3. В настоящее время с успехом применяют игданит — дешевое и мощное ВВ, состоящее из 96% аммиачной селитры и 4% солярового масла.

Заряды в буровых скважинах взрывают электрическим способом или детонирующим шнуром; последний способ, как более простой и надежный, применяют чаще. Расход ВВ (аммонита) составляет 0,1—0,6 кг; выход горной массы на 1 м скважины в среднем 30—70 м³ в зависимости от крепости пород, высоты уступа, диаметра скважин и мощности ВВ.

Величину колонкового заряда определяют по формуле

$$Q = qHdW_1,$$

где q — удельный расход ВВ (принимается на основании данных практики), кг/м³;

H — высота уступа, м;

d — расстояние между скважинами, м;

W_1 — минимальная линия сопротивления по подошве уступа, $W_1 = b + H \operatorname{ctg} \alpha$;

α — угол откоса уступа, град;

b — расстояние от бровки уступа до первого ряда скважин (по правилам безопасности не менее 3 м).

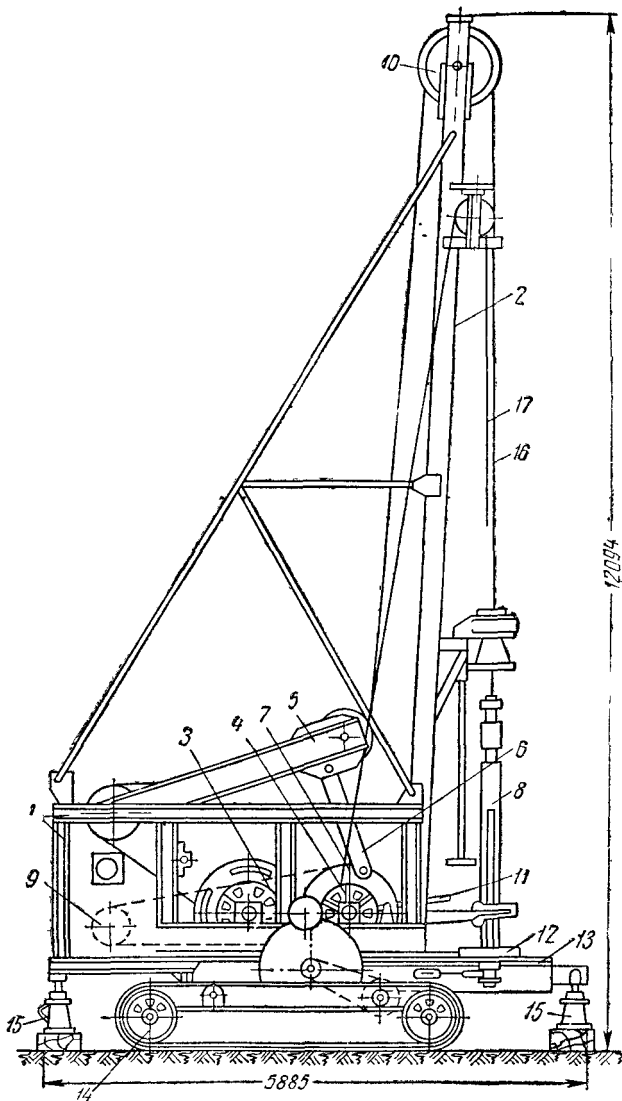


Рис. 282. Схема станка ударно-канатного бурения.

Основные детали конструкции:

1 — станина, 2 — мачта станка; 3 — барабан лебедки; 4 — желоночный барабан; 5 — балансир; 6 — шатун; 7 — балансирная шестерня; 8 — буровой инструмент; 9 — двигатель; 10 — рабочий блок мачты; 11 — рычаги управления бурового инструмента; 12 — механизм для свинчивания и развинчивания бурового инструмента; 13 — площадка; 14 — ходовое оборудование; 15 — установочные домкраты; 16 — рабочий канат; 17 — желоночный канат

Для бурения скважин чаще всего применяют ст а н к и у д а р н о - к а н а т н о г о бурения БУ-2 и БС-1 (рис. 282), характеристика которых приведена в табл. 39.

Т а б л и ц а 39

Характеристика ударно-канатных станков для бурения взрывных скважин

Показатели	Модели станков	
	БУ-2	БС-1
Диаметр скважин, мм	До 300	До 300
Максимальный вес бурового инструмента, кг	1300	2700
Рабочая высота подъема инструмента, м	0,45—1,1	0,60—1,2
Высота мачты от уровня стояния до оси головного блока, м	11,6	15,5
Мощность двигателя, квт	18,7—30	32—75
Диаметр рабочего каната, мм	19,5	30
Габариты станка, м:		
с поднятой мачтой		
высота	12,0	15,0
длина	6,0	7,0
ширина	2,7	3,48
с опущенной мачтой		
высота	3,5	3,8
длина	11,1	7,0
Вес станка, т	11,1	20,8
Скорость передвижения, км/ч	0,9	0,9

Производительность станков ударно-канатного бурения колеблется в довольно значительных пределах в зависимости от крепости породы. В табл. 40 дана производительность станков в смену в зависимости от крепости пород.

Т а б л и ц а 40

Производительность станков канатно-ударного бурения

Показатели	Породы ¹									
	мягкие			средней крепости				крепкие		
	VII	VI _{II}	VIII	-IV	IV _V	III _{VI}	-VII	II _{VIII}	I-X	¹ X
Сменная производительность станков, м, при диаметре скважин, мм:										
150	56,3	47,0	35,3	26,4	19,0	13,6	9,3	6,5	4,6	2,8
200	47,0	37,0	28,2	20,9	15,1	10,8	7,5	5,3	3,7	2,5
230	40,0	31,1	23,3	17,1	12,4	8,9	6,3	4,4	3,1	2,1

¹ Категории пород приняты по единой классификации взрываемости от VII до I и по удельной работе бурения I—X.

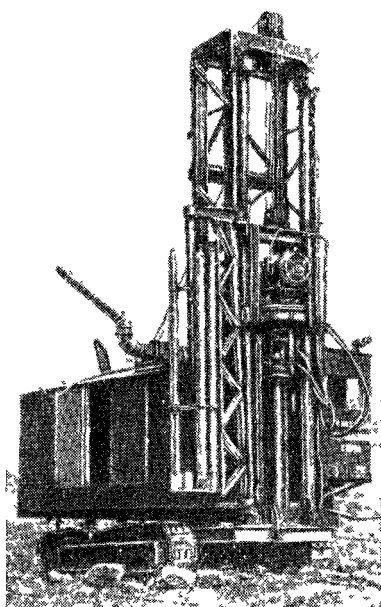


Рис. 283. Станок шарошечного бурения СВБК-150

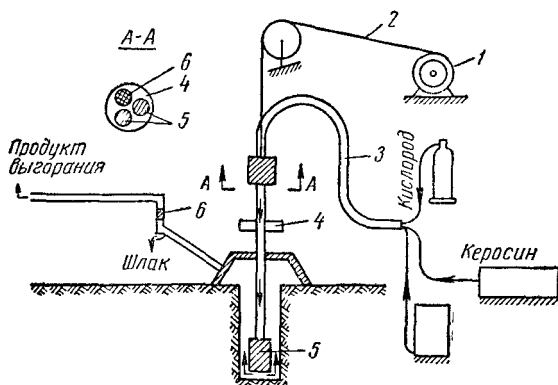


Рис. 284. Схема станка для термобурения:
 1— лебедка; 2— трос; 3— гибкий шланг; 4— ротор;
 5— термобур; 6— вентилятор

Бурение скважин в мягких породах осуществляют станками вращательного бурения БС-110/25 на шагающем ходу. Этот станок бурит скважины диаметром 110 мм, глубиной до 25 м; сменная производительность его 40—80 м.

Для бурения скважин в крепких породах в последнее время начинают применять станки шарошечного бурения (СВБК-150, БСШ-1 и др.).

Станок СВБК-150 (рис. 283) позволяет бурить скважины диаметром 150 мм, глубиной до 25 м. Производительность станков шарошечного бурения в 1,5—2 раза выше, чем станков ударно-канатного бурения.

Для бурения скважин в самых крепких породах применяют станки с погружными пневмоударниками (БМП-110, БМ-150к).

Станком БМ-150к бурят скважины диаметром 150 мм, глубиной до 19 м, от вертикального до горизонтального направления. Производительность по породам крепостью 10—12 составляет 50—60 м/смену. Относительно небольшой диаметр скважин и возможность наклонного расположения их параллельно откосу уступа позволяют добиться при этом хорошего дробления даже очень вязких пород.

В некоторых породах (например, в чрезвычайно крепких кварцитах) перспективным является термический способ бурения, получивший уже промышленное значение.

Схема станка для термобурения дана на рис. 284. Термобур представляет собой буровой инструмент с камерой сгорания, где происходит распыление горящего топлива газообразным кислородом.

Газообразные продукты сгорания истекают из камеры со сверхзвуковой скоростью при температуре 2200°. Скорость бурения в зависимости от свойств пород составляет 3—6 м/ч при диаметре скважины 250—275 мм.

§ 4. Метод минных камер и взрывов на выброс и на сброс

Метод минных камер заключается в том, что заряды помещают в специальные камеры, которые устраивают из шурфов или штолен (рис. 285). Штольни сечением 1,2—2,5 м² проходят с небольшим подъемом для стока воды. Минный шурф по правилам безопасности должен иметь площадь поперечного сечения не менее 1 м² 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. Перед заряджанием камер, чтобы не был ослаблен эффект взрыва, все трещины в кровле и стенках камеры замазывают глиной.

Камеры обыкновенно заряжают аммонитом. Для усиления детонации боевой патрон снаряжают несколькими капсюлями (6—8 шт.).

После зарядки камеры подходные выработки тщательно закладывают породой от проходки или же песком в мешках. По правилам безопасности при камерном взрыве большой мощности разрешается только электрическое взрывание.

Главный недостаток минных взрывов состоит в значительных расходах по проведению подготовительных выработок, большом выходе крупных кусков, а также возможности неудачного взрыва в разнородных и трещиноватых породах.

Методы взрывания на выброс и на сброс разработаны и неоднократно использованы Союзвзрывпромом. Эти методы дают возможность при помощи энергии взрывчатых веществ взорвать и транспортировать значительные массы горных пород в заранее заданном направлении. Применение этого метода дает огромную экономию средств и сокращает сроки ввода рудников в эксплуатацию.

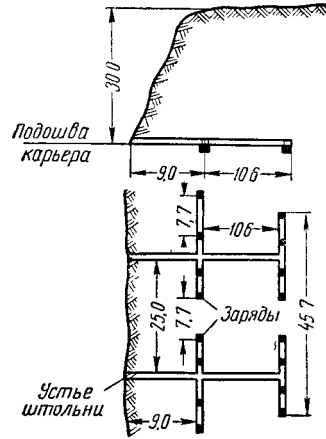


Рис. 285. Минные камерные заряды

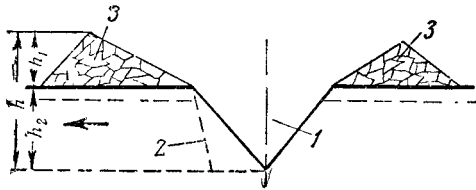


Рис. 286. Схема взрыва на выброс

В отличие от обычного метода взрывания минными камерами взрывание на выброс применяют обычно при наличии одной обнаженной плоскости взрываемых пород. Для устройства зарядных камер в этом случае проходят не штольни, а колодцы или шурфы, к которым зарядные камеры примыкают непосредственно или их соединяют дополнительными горизонтальными выработками.

В нашей стране были произведены взрывы «на выброс», когда заряды ВВ помещали в котловые скважины или прямо на

дно шурфов (бескамерные заряды). Так как в результате взрыва получается клинообразный вруб 1 (рис. 286), то этот метод называют иногда камерно-врубными.

Взрывы на выброс используют главным образом для проходки траншей и выемок при спокойном рельефе местности, а также для перемещения (переброски) горных пород.

На рис. 286 пунктирной линией 2 показано то сечение траншеи, которое она должна иметь после окончательной проходки. Из чертежа видно, что в результате взрыва на обоих бортах траншеи распределяется почти одинаковый объем взорванной породы 3. Для последующего подвигания рабочего борта в направлении, указанном стрелкой, 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.

В современных условиях находят применение отдельные заряды на выброс размером 2 тыс. т и более.

Взрывы на сброс применяют на уступах с двумя обнаженными поверхностями для переброски взорванной породы в направлении выработанного пространства, вскрытия пласта полезного ископаемого и других целей. Наиболее распространены камерные заряды, располагаемые параллельно фронту уступа в один или два ряда. Обычно от вертикальной обнаженной поверхности уступа заряды сброса удаляют на одну вторую глубины их заложения.

Массовый взрыв на выброс был использован при проходке разрезной траншеи Ирша-Бородинского карьера № 1 в породах, представленных глинами, слабыми песчаниками и песками. Было пройдено 20 шурфов, общей длиной 203 м и 26 минных камер сечением $2,5 \times 3,5$ м² общим объемом 3,824 м². Взрыв произведен от электросиловой сети, удаленной от места взрыва на 1,5 км. Электродетонаторы зарядов соединяли по параллельно-последовательной схеме. Взрыв произведен в четыре серии (табл. 41).

Таблица 41

Показатели	Серии взрыва			
	I	II	III	IV
Вес ВВ, кг	530	422	538	300
Объем выброса, тыс. м ³	111	121	84	46
Ширина выемки поверху, м	85	110	125	97
Глубина выемки, м	20	23	22	25

Технико-экономические показатели взрыва приведены ниже:

Величина заряда, кг	1890
Объем выброса, тыс. м ³	362
Расход аммонита на 1 м ³ породы, кг	5,1
Стоимость выброса 1 м ³ породы, руб.	8,05
Производительность труда одного рабочего на выход, м ³	26

§ 5. Организация буровзрывных работ и техника безопасности

Организация буровзрывных работ должна основываться на соответствующем пооперационном графике цикличности. Особенно тщательно разрабатывают мероприятия по борьбе с простоями буровых бригад в результате непредуманного режима работы буровых станков. При продолжительности цикла до одних суток составляют почасовой график с пооперационным расчленением процесса: прием-сдача смены, бурение, вспомогательные операции, подготовительно-заключительные операции, зарядание, взрывание.

Когда цикл рассчитан на несколько суток, то целесообразно составлять отдельные суточные графики на буровые и взрывные работы.

При производстве буровых и особенно взрывных работ должны самым неукоснительным образом соблюдаться правила техники безопасности и выполняться требования «Единых правил безопасности при ведении взрывных работ». В карьерах обязательно устанавливают взрывобезопасную зону и устраивают соответствующие укрытия. Все работающие обязаны знать установленные для взрывных работ сигналы. Из опасной зоны перед взрывом удаляют всех рабочих и на соответствующее расстояние механизмы. При переноске буров, передвижении буровых станков надевать электрические провода запрещается; также воспрещается рабочим находиться впереди или сзади бурового станка при подъеме или спуске его мачты.

Независимо от рода работы каждый работающий на карьере, заметив опасность на том или другом участке, обязан немедленно сообщить о ней, прекратить свою работу и принять все меры для ее предотвращения.

Глава XXI

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Общие положения

Разработка месторождений открытым способом независимо от их конфигурации и условий залегания осуществляется сверху вниз горизонтальными слоями уступной формы, обрабатываемыми в нисходящем порядке.

Условия залегания месторождения, мощность покрывающих пород, необходимая производительность карьера, тип применяемых механизмов и высота уступа определяют число находящихся в одновременной работе почвоуступно расположенных горизонтальных слоев или горизонтов.

После вскрытия рабочего горизонта, т. е. после проведения к нему капитальной вскрывающей выработки, служащей для транспортирования пород или полезного ископаемого, приступают к очистным работам, которые в первом слое начинаются проходкой подготовительной разрезной траншеи по простиранию или вкрест простирания месторождения. По мере отработки одного горизонта таким же путем, т. е. проведением разрезной траншеи, готовят новый горизонт. Высоту уступа выбирают 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.

В зависимости от основных параметров экскаватора и характера взрывных работ высоту уступа H можно определить по формуле акад. Н. В. Мельникова

$$H = 0,7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{k \eta' (1 + \eta'') \sin (\alpha - \beta)}}, \text{ м,}$$

где a — ширина развала породы после взрыва, м;

β — угол откоса развала взорванной породы;

α — угол откоса уступа, град;

k — коэффициент разрыхления породы;

- η' — отношение линии наименьшего сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа (обычно 0,55—0,70);
 η'' — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления (обычно 0,75—0,85).

$$a = 0,8 (R_q + R_p),$$

где R_q — радиус черпания экскаватора, м;

R_p — радиус разгрузки экскаватора, м.

В зависимости от типа экскаватора высота уступов колеблется в широких пределах — от 10 до 40 м. Для драглайнов она обычно составляет 10—25 м, для механических лопат 10—12 м и для многочерпаковых экскаваторов 10—30 м.

Форму и размеры забоев уступов (подступов) устанавливают соответственно типу и рабочим параметрам работающих в забое механизмов. При раздельной выемке оказывают влияние мощность и количество отдельных слоев.

Высота забоя механической лопаты в мягких породах не должна превышать высоты черпания; профиль забоя в мягких породах соответствует траектории движения ковша при черпании, в сыпучих и разрыхленных взрывом скальных породах — углу естественного их откоса. В скальных породах высота уступа не должна превышать полуторной высоты черпания. Ширина забоя изменяется от 0,5 до 1,5 радиуса черпания экскаватора на уровне стояния.

За основу определения высоты забоя драглайна берется радиус черпания на уровне подошвы забоя. При этом учитывается, что расчетный угол откоса для данного типа экскаватора не превышает 45° (угол устойчивого откоса 35 — 40°).

Ширину забоя драглайна можно определить по формуле

$$A = R_q (\sin \omega + \sin \omega_1), \text{ м,}$$

где ω , ω_1 — углы рабочего разворота машины в каждую сторону от ее оси.

Форму и размеры забоев многочерпаковых экскаваторов определяют на основе конфигурации и размеров черпаковых рам, направления черпания и характера выемки горной массы (сплошной или селективной). Формы забоев для различных экскаваторов показаны на рис. 287.

Размеры площадок уступа зависят также от производственных-технических и геологических условий. Наименьшая ширина рабочей площадки при разработке скальных требующих рыхления буровзрывными работами пород складывается из следующих величин: ширина заходки развала и транспортной полосы, зазоров между транспортной полосой и развалом с одной стороны, транспортной полосой и бровкой уступа — с другой. Ширина развала находится в зависимости от его формы и определяется структурой пород, шириной заходки, высотой уступа и способом рыхления.

Основные элементы заходки (рис. 288):

ширина a зависит от радиуса черпания экскаватора, расстояния между рядами скважин и транспортных условий (различают экскаваторные и буровзрывные заходки);

высота h соответствует высоте уступа;

длина l равна длине фронта работ.

Часть заходки по ее длине, имеющая самостоятельный забой с высотой, равной высоте уступа, и по ширине, равная ширине

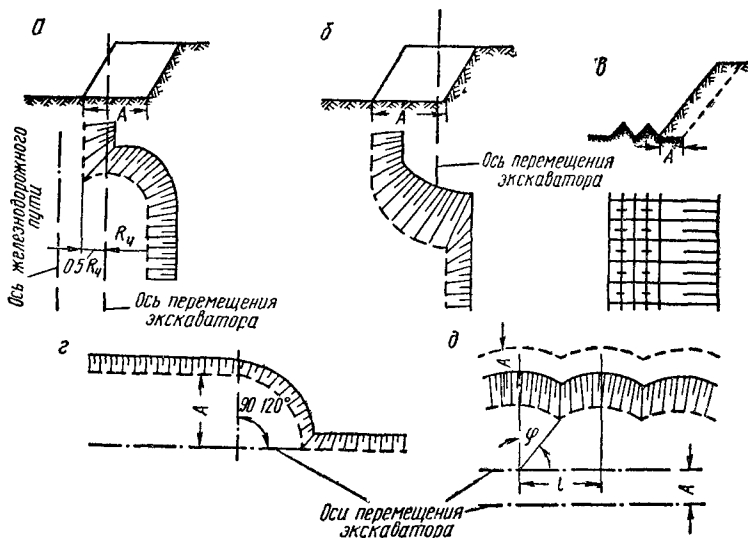


Рис. 287. Формы забоев для различных экскаваторов:

a — прямой механической лопаты; $б$ — драглайна, $в$ — многочерпакового цепного экскаватора без планирующего звена; $г$ — роторного экскаватора, расположенного с торца уступа; $д$ — то же, расположенного по откосу уступа

заходки, называется блоком. Его длина определяется производственно-техническими условиями и характером месторождения. Она должна обеспечивать бесперебойную независимо ведущую работу в смежных блоках. В скальных породах при высоте уступа 10—15 м, использовании экскаваторов с емкостью ковша 1,5—4 м и рельсовом транспорте длина блока обычно 300—500 м, в мягких породах 200—400 м; при конвейерном транспорте 100—250 м. Длина всех блоков уступа является фронтом его работ. Полная длина вскрышных и добычных уступов соответственно будет вскрышным и добычным фронтом.

В зависимости от условий залегания месторождения, характера покрывающих пород и полезного ископаемого, типов применяемых механизмов очистную выемку ведут:

- 1) на всю мощность слоя одним забоем;
- 2) наклонными слоями снизу вверх;

3) наклонными слоями сверху вниз.

Горизонтальный слой вынимают сразу на всю его высоту: в мягких породах — черпанием породы экскаватором снизу вверх по всей высоте слоя, а в крепких породах — обрушением уступа взрывными работами на всю высоту, с последующей экскавацией взорванной породы. Этот способ отработки слоя наиболее распространенный.

Высокие уступы можно разрабатывать наклонными слоями снизу вверх или сверху вниз.

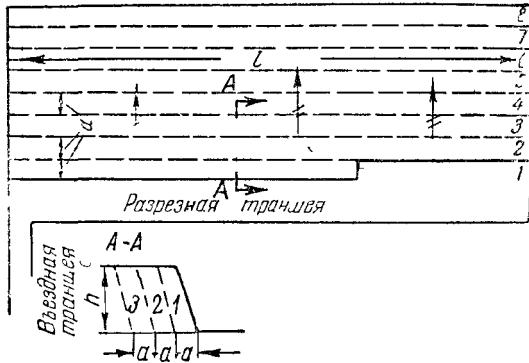


Рис. 288. Система разработки параллельными заходками:

1—8— номера заходок

На рис. 289, а показана разработка уступа наклонным слоем снизу вверх, а на рис. 289, б — сверху вниз.

При разработке уступа снизу вверх шпурсы бурят с развала взорванной породы. По мере отбойки наклонного слоя породу грузят в вагоны; полностью породу из развала убирают лишь по окончании отбойки в верхней заходке.

Разработка уступа наклонным слоем сверху вниз предусматривает не только дробление породы с помощью взрывчатого вещества, но и отброс ее с рабочей площадки заходки к подошве уступа. В связи с этим расход взрывчатого вещества на 1 м^3 отбитой горной массы несколько возрастает.

Описанную выемку параллельными заходками применяют в скальных породах, она наиболее эффективна при погрузке одноковшовыми экскаваторами.

Веерное перемещение фронта работ типично для разработки мягких и рыхлых пород многоковшовыми экскаваторами.

Для нормальной работы карьер должен иметь вполне определенное количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.

Для этого необходимо постоянное опережение добычных работ вскрышными. Величина опережения зависит от конкретных горногеологических, производственно-технических условий и периода эксплуатации месторождения.

При сезонных вскрышных работах и применении многочерпаковых экскаваторов готовые к выемке запасы на конец рабочего сезона должны полностью обеспечивать бесперебойную добычу на период прекращения вскрышных работ.



Рис. 289. Выемка уступа наклонными слоями

В обычных условиях соотношение вскрышных, подготовленных и готовых запасов полезных ископаемых принимают равным $1 : 0,5 : 0,25$.

При разработке каждого месторождения стремятся к наиболее полному извлечению полезного ископаемого и сохранению его природных качеств.

Количественные потери полезного ископаемого при открытой разработке происходят:

1) при эксплуатации в процессе отработки временных целиков, дна карьера и граничных слоев рудных блоков, а также вследствие оставления части руды в бортах карьера при погашении уступов, вывозки части промышленной руды в отвалы с породами или некондиционными рудами, применения несоответствующих механизмов и систем разработки, попадания промышленной руды в забракованные составы, отправляемые в отвалы, плохого освещения забоев в ночное время, невнимательности машинистов экскаваторов, разбрасывания руды при массовых взрывах и отработке на дно карьера и породные уступы;

2) по геологическим и гидрогеологическим причинам — в постоянных предохранительных целиках; ввиду изменения структуры залежей и тектонических нарушений; из-за сложности геометрии висячего и лежащего боков залежи; из-за прорыва грунтовых вод, оползней и обвалов.

Качественные потери (разубоживание) руды происходят обычно вследствие применения механизмов не соответствующих условиям залегания, строению и характеру залежи; из-за невнимательности машиниста экскаватора; слишком большой высоты уступа, недостаточного освещения забоев в ночное время; неудачно выбранной системы разработки, порядка выемки и других причин.

§ 2. Классификация систем открытой разработки

Общепринятой классификации систем открытой разработки до сих пор нет, хотя предложений в этом направлении было сделано много.

Классификация систем открытой разработки проф. Е. Ф. Шешко основана на способах и направлении перемещения вскрышных пород. По этим признакам все системы подразделяются на 4 группы: (А, Б, В и А—О), которые, в свою очередь, подразделяются: группа А на три системы (по способу производства вскрышных работ), Б — то же на три системы (по относительной сложности породотранспортных работ), В — на две (транспортная и бестранспортная системы), А—О — не подразделяется (см. табл. 42).

Таблица 42

Классификация систем разработок (по Е. Ф. Шешко)

Группы систем разработки	Системы разработки	Условное обозначение системы
А. С перевалкой породы в отвалы экскаваторами или отвалообразователями (поперечное перемещение), или бестранспортные	С непосредственной перевалкой вскрыши	А-1
	С краткой экскаваторной перевалкой вскрыши	А-2
	С перевалкой вскрыши отвалообразователями	А-3
Б. С перевалкой породы в отвалы с помощью транспортных средств (продольное перемещение) или транспортные	С перевозкой породы: во внутренние отвалы, во внешние отвалы, во внутренние и внешние отвалы	Б-4 Б-5 Б-6
	С частичной перевозкой породы во внутренние или внешние отвалы	Б-7
	С частичной перевалкой породы во внутренние отвалы	Б-8
А-О. С незначительным объемом вскрышных работ, когда способ перемещения породы в отвал не имеет существенного значения		А-О

В основу классификации, предложенной академиком АН СССР Н. В. Мельниковым, положен способ производства вскрышных работ и тип применяемого горнотранспортного оборудования. По этому признаку системы открытой разработки разделены на 5 групп (табл. 43).

Для учебных целей можно принять менее сложную классификацию (подобную классификации проф. М. Г. Новожилова), в которой группировка систем дана по способу механизации по-

грузочно-добычных работ с учетом способа транспортирования горной массы и отвалообразования (табл. 44).

Таблица 43

Классификация систем разработок (по Н. В. Мельникову)

Система разработки	Основная характеристика системы разработки	Условия применения системы	Характерное забойное и транспортное оборудование
Бестранспортная: простая, усложненная, с переэкскавацией пород на отвалах	Вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами; возможно перелопачивание пород на отвалах	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности; покрывающие породы не выше средней крепости и ограниченной (рабочими размерами экскаваторов) мощности Наклонные или крутые пласты при мягких вмещающих породах и ограниченной глубине карьера, позволяющей производить двойное, тройное перелопачивание пород экскаватором	Экскаваторы — механические лопаты и драглайны с удлиненными рабочими размерами; транспортное оборудование отсутствует
Транспортно-отвальная	Вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы при помощи передвижных транспортно-отвальных установок (транспортно-отвальных мостов и отвалообразователей)	Пласты горизонтальные или пологие; мягкие, рыхлые покрывающие породы	Многочерпаковые, экскаваторы и механические лопаты; транспортно-отвальные мосты и передвижные отвалообразователи
Специальная (в том числе с гидромеханизацией вскрышных работ; с гидротранспортом вскрышных пород; с комплексной гидромеханизацией, с попутными или встречными забоями)	Вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, способом гидромеханизации или кабелькранами	Пласты горизонтальные или пологие; мягкие, рыхлые покрывающие породы. При применении кабелькранов — месторождения крутых пластов в крепких породах	Кабельные экскаваторы, колесные скреперы; транспортное оборудование отсутствует; гидромониторы, землесосные и насосные установки; кабелькраны

Система разработки	Основная характеристика системы разработки	Условия применения системы	Характерное забойное и транспортное оборудование
Транспортная (с внутренними отвалами и параллельным или веерным перемещением фронта работ; с внешними отвалами и параллельным или веерным перемещением фронта работ)	Внешние породы средствами колесного транспорта перемещаются во внутренние или внешние отвалы	При любой форме месторождений и при любой крепости пород	Экскаваторы любых типов; рельсовый или автомобильный транспорт
Комбинированная	Вскрышные породы верхних уступов средствами транспорта вывозятся во внешние или внутренние отвалы: породы нижних уступов перемещаются во внутренние отвалы экскаваторами или транспортно-отвальными установками; возможны другие сочетания систем	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности; покрывающие породы мягкие, рыхлые или не выше средней крепости	Экскаваторы любых типов для верхних уступов и экскаваторы с удлиненными рабочими размерами для нижних уступов; рельсовый или автомобильный транспорт, транспортно-отвальная установка

Рассмотрим основные системы открытой разработки рудных месторождений.

§ 3. Экскаваторные системы разработки с внутренним отвалообразованием по бестранспортной схеме

Экскавация вскрышных пород, перемещение их в выработанное пространство и размещение в отвале выполняются при этих системах целиком вскрышными экскаваторами. Бестранспортные системы очень просты в организационном отношении и экономичны. Наиболее эффективно при этих системах использование драглайна, имеющего большой радиус отгрузки (рис. 290).

Так как применение драглайнов не всегда возможно, то используют также механическую лопату с удлиненной стрелой (рис. 291). Если радиус разгрузки экскаватора достаточен, то можно полностью перегружать породу вскрышного уступа в вы-

Классификация систем открытой разработки

Группы систем	Характеристика систем
<p>I группа Экскаваторные системы разработки с внутренним отвалообразованием по бестранспортной схеме</p>	<p>Добычные экскаваторы выполняют все операции по разработке: добычные работы, транспортирование и отвалообразование во внутренние отвалы</p>
<p>II группа Транспортно-отвальные системы разработки</p>	<p>Погрузочные работы производятся многочерпаковыми экскаваторами, транспорт пустых пород во внутренние отвалы — консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами</p>
<p>III группа Экскаваторные системы разработки с механизированной погрузкой и транспортом пород вскрыши на внешние отвалы</p>	<p>Все погрузочные работы производятся экскаваторами средних размеров (1,5—5 м³), а транспортирование локомотивами или средствами безрельсового транспорта с внешним отвалообразованием</p>
<p>IV группа Комбинированные системы</p>	<p>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</p>

рабочее пространство. При недостаточном радиусе разгрузки вскрышной уступ разделяют на два подступа. Породы нижнего подступа перелопачивают в выработанное пространство, а верхнего — грузят в подвижной состав и направляют в отвал.

При мощности вскрыши больше 7 м радиус разгрузки составит 30—40 м, и в этом случае необходимо применение экскаватора специальной конструкции. Радиус разгрузки в этом случае увеличивают также за счет пространства, необходимого для размещения оборудования. Для уменьшения радиуса при перегрузке вскрышных пород рабочую площадку на добычном гори-

зонте ликвидируют, а откаточные пути переносят на кровлю рудной залежи, т. е. на рабочий горизонт вскрышного экскаватора.

Представленные схемы экскавации могут быть применены в рудных телах значительной мощности, разрабатываемых одним уступом и имеющих пологое или слабонаклонное падение. Во всех прочих случаях завалка выработанного пространства невозможна и поэтому переходят на экскаваторные схемы, наиболее распространенные при разработке рудных месторождений, при которых породы от вскрыши отвозятся во внешние отвалы.

Серьезным недостатком бестранспортных систем разработки является невозможность создания значительного количества вскрытых запасов полезного ископаемого, жесткая зависимость работы добычного и вскрышного экскаватора.

В тех случаях, когда параметры вскрышного экскаватора недостаточны для размещения всего объема пустых пород в выработанном пространстве, применяют бестранспортную систему разработки с краткой перевалкой пород (рис. 292) Вскрышной экскаватор 1 перелопачивает весь объем пустых пород во внутренние отвалы; отвальный экскаватор 2, расположенный на спланированной площадке отвала, вторично перелопачивает часть вскрышных пород на ранее перемещенные в отвал.

При необходимости создания значительных вскрытых запасов или при очень мощной толще покрывающих пород применяют транспортно-отвальные системы разработки, которые подразделяют на системы с консольными отвалообразователями и системы с транспортно-отвальными мостами. Суш-

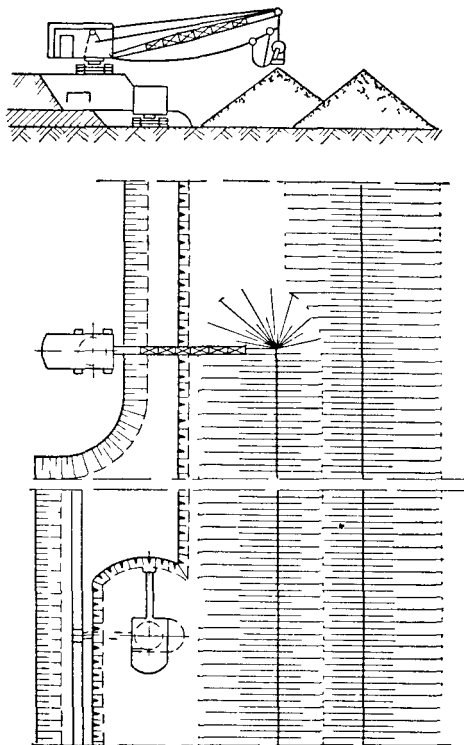


Рис. 290. Перемещение породы в выработанное пространство драглайном

ность этих систем ясна из описания этого оборудования в главе XXII.

Применение транспортно-отвальных систем разработки возможно только при выдержанных элементах залегания рудного тела.

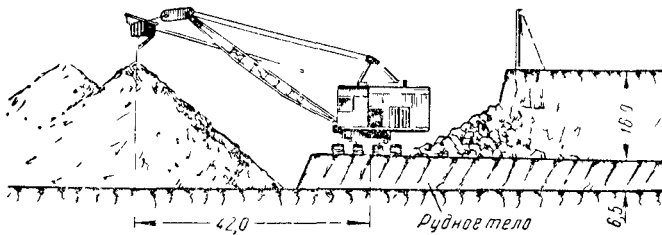


Рис. 291. Перемещение породы в выработанное пространство механической лопатой с удлиненной стрелой

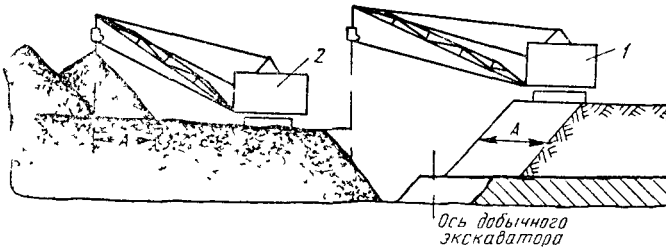


Рис. 292. Бестранспортная система разработки с краткой перевалкой пустых пород

Бестранспортные и транспортно-отвальные системы разработки имеют высокую экономичность.

§ 4. Экскаваторные системы разработки с механизированной погрузкой и транспортированием пород вскрыши во внешние отвалы

Эти системы получили наибольшее распространение при разработке рудных залежей неправильной формы, крутопадающих, а также очень мощных пологопадающих, когда открытые работы развивают вглубь и карьеры имеют многоступенчатую форму. Использовать в таких условиях выработанное пространство карьера для размещения внутренних отвалов невозможно и всю породу вывозят из карьера на поверхность во внешние отвалы.

Различают два основных варианта систем с механизированной погрузкой горной массы:

- 1) с параллельным перемещением забоев;
- 2) с веерным перемещением забоев.

Система разработки с параллельным перемещением забоев характеризуется последовательной обработкой горизонтального

слоя рядом параллельных заходок. В принципе эта система отличается от рассмотренных выше систем разработки заходками вкрест и по простиранию месторождения только отдельными деталями, связанными с особенностями механизированной погрузки.

На рис. 293 представлен общий вид данной системы для разработки месторождения, залегающего на склоне горы.

Длина заходок определяется размерами месторождения по простиранию и достигает 1,5—2 км. Число одновременно работающих на уступе экскаваторов зависит от производительности карьера и ограничивается по соображениям удобства работы.



Рис. 293. Общий вид разработки с параллельным перемещением забоев

Минимальное расстояние между двумя смежными экскаваторами принимается 200—300 м по длине уступа в зависимости от его высоты и способа буровзрывных работ. В практике обычно предпочитают большие интервалы. Так, например, на Магнитогорском карьере расстояние между экскаваторами по длине уступа достигает 700—800 м.

По мере выемки заходок откаточные пути переносят ближе к уступу (на ширину заходки).

Данная система разработки обычно сочетается со вскрытием месторождения тупиковыми заездами.

Если месторождение залегает в форме куполообразной возвышенности и вскрывается спиральными заездами, то отработка его также начинается с верхнего горизонта. На каждом горизонте устраивают маневровую площадку, от которой начинается односторонняя его отработка.

При разработке месторождения, вытянутого по простиранию и расположенного на ровной или слабохолмистой местности, подготовительные работы заключаются в устройстве в лежачем

боку, на фланге месторождения маневровой площадки. От этой площадки для развития вскрышных и очистных работ проходят резервную траншею через все месторождение от лежачего к висячему боку. Наличие этой траншеи позволяет одновременно вести горные работы по добыче полезного ископаемого и вскрыше пустых пород в пределах проектного контура карьера в обе стороны от траншеи (рис. 294).

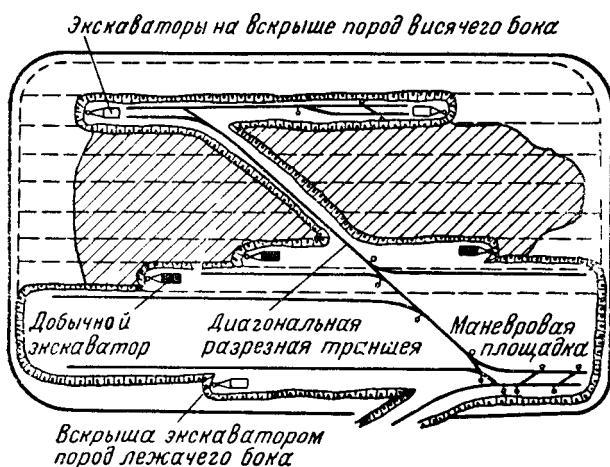


Рис. 294. Вариант системы с параллельным перемещением забоев

Типичные варианты системы с параллельным перемещением забоев для пологопадающих или горизонтальных месторождений, залегающих на небольшой глубине от дневной поверхности, в условиях слабохолмистого рельефа местности показаны на рис. 295, 296, 297. Эти варианты отличаются расположением главных траншей по отношению к разрабатываемому участку и порядком отработки заходок.

На рис. 295 изображен вариант с односторонней фланговой отработкой заходок. Месторождение или часть его (участок) вскрывается одной главной траншеей, закладываемой в наиболее пониженной части месторождения для лучшего дренажа подлежащих выемке пород. Из конца главной траншеи проходит разрезная траншея по границе участка на всю ее длину.

При соответствующих условиях залегания главную траншею закладывают с уклоном в сторону устья и используют для дренажа грунтовых и поверхностных вод. В противном случае в главной траншее устраивается водоприемная канава, зумпф и водоотливная установка.

Вскрышу пустых пород и добычу полезного ископаемого про-

изводят параллельными заходками из главной траншеи. Порядок отработки зависит от расположения рудного тела по отношению к главной траншее. Так, если оно падает в направлении главной траншеи, выемку заходок начинают от дальней границы, а при обратном падении — от ближней. Когда главная траншея расположена по простиранию, выемку заходок можно вести одновременно от противоположных границ, навстречу друг другу. Наконец, если в рудном теле обнаруживается пониженная средняя часть, то отработку можно вести из середины участка одновременно к ближней и дальней границам.

На рис. 296 представлен вариант двусторонней разработки с параллельным перемещением забоев. Месторождение вскрывается траншеей, закладываемой посредине месторождения или участка. Центральное расположение вскрышных траншей позволяет осуществить двустороннюю отработку участка или месторождения в целом; этим данный вариант в принципе и отличается от предыдущего.

Основной недостаток последних двух вариантов состоит в невозможности обеспечить непрерывное движение груженных и порожних составов вследствие тупиковой схемы расположения откаточных путей, что снижает интенсивность разработки.

Поэтому, когда необходимо форсировать очистные работы, применяют вариант, изображенный на рис. 297, вскрывая подлежащий отработке участок месторождения не одной, а двумя капитальными траншеями, закладываемыми на флангах участка. Эти траншеи соединяются между собой разрезной траншеей (заходка 1), после чего параллельно следующей заходке прокладываются откаточные пути, соединяющиеся с путями траншей. Благодаря этому создается возможность организации кольцевой откатки, обеспечивается непрерывность потока груженных и порожних вагонов в одном направлении и достигается необходимая интенсивность разработки. Одна траншея служит для подачи в карьер порожних, а другая — для выдачи груженных вагонов.

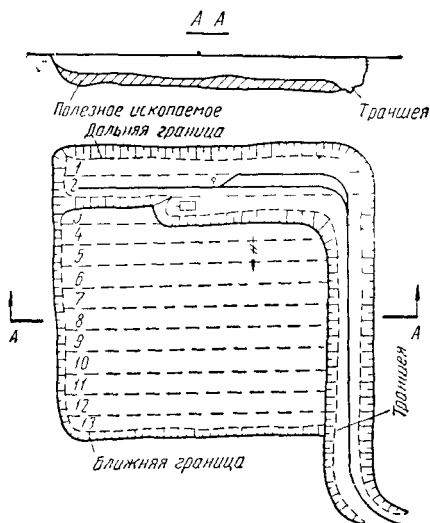


Рис. 295. Односторонняя фланговая отработка:
1—13— номера заходок

На рис 298 показана транспортная система разработки крутопадающего месторождения с параллельным перемещением забоев при вскрытии тупиковыми съездами. Здесь верхний горизонт отработан полностью, два следующих находятся в стадии отработки, а четвертый горизонт вскрывается.

Система разработки с веерным перемещением забоев (рис 299). Очистные заходки при этой системе имеют неодинаковую ширину по всей их длине. В наиболее удаленной от выездной траншеи части заходка имеет наибольшую ширину, а по

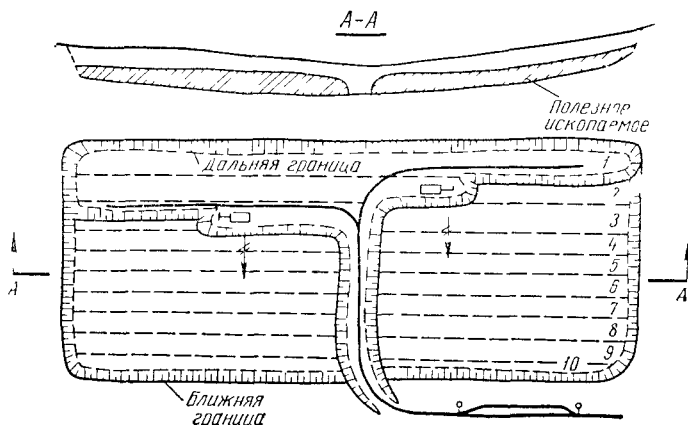


Рис. 296. Двусторонняя разработка с параллельным перемещением забоя.

1—10— номера заходок

мере приближения к выездной траншее (к центру веера) ширина заходки уменьшается. Так как расширение всех заходок имеет одинаковое направление, а примыкание карьерных откаточных путей к выездной траншее находится в одном месте, то по мере развития очистные забои приобретают вид веера. Точка примыкания карьерных откаточных путей может быть расположена не только у устья въездной траншеи, но и в любом другом месте, удобном с точки зрения залегания рудного тела. В некоторых случаях нельзя ограничиться веерообразным расположением забоев из одного пункта, а приходится развивать два веера (рис 300) или более.

Веерообразное развитие выемки имеет ряд преимуществ: сокращается длина откатки; у постоянного пункта примыкания путей можно располагать промышленные сооружения и водоотливные установки; сокращается до минимума число стрелочных переводов, что позволяет эффективно использовать путепередвижные машины непрерывного действия. Переменная ширина, длина заходок и скорость их подвигания на различных участках

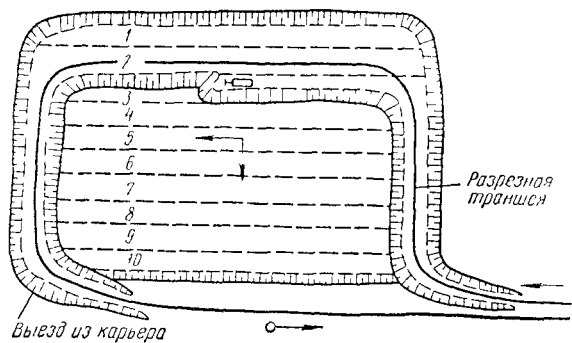


Рис. 297. Односторонняя разработка с кольцевой откаткой
1—10— номера заходов

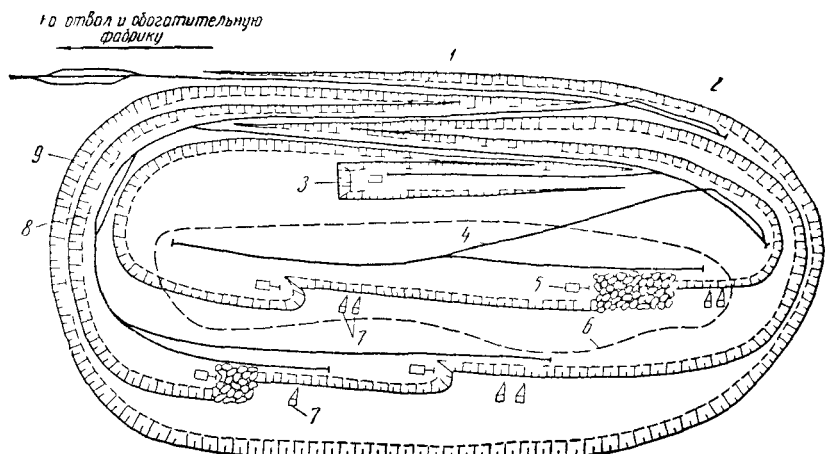


Рис. 298. Схема транспортной системы при вскрытии тупиковыми съездами
1 — съезд, 2 — тупик с разминкой; 3 — траншея, 4 — рельсовый путь, 5 — экскаватор, 6 — граница рудного тела; 7 — буровые станки; 8 — разминка; 9 — площадка безопасности

затрудняют организацию внутрикарьерных работ. Передвижение откаточных путей в коротких заходках приходится делать чаще, чем в длинных, а расстояние передвижения в первом случае меньше, чем во втором. Изменение ширины заходок существенно затрудняет также производство экскаваторных и буровзрывных работ, так как оно вызывает постоянное изменение радиуса действия экскаватора, скорости его продвижения и расстояния между рядами скважин по дну заходки.

Веерообразная система более эффективна при работе многоковшовых экскаваторов, т. е. в мягких или рыхлых по-

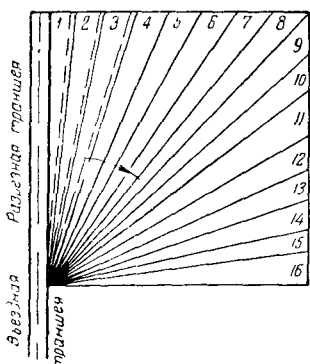


Рис. 299. Веерообразная система разработки:
1—16 — номера заходок

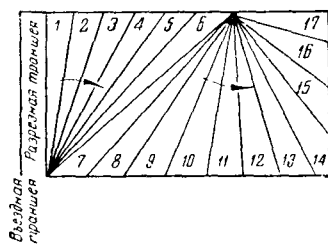


Рис. 300. Система разработки веерообразными забоями из двух пунктов:
1—17 — номера заходок

родах, вынимаемых без буровзрывных работ. В скальных породах, где необходимо пользоваться одноковшовыми экскаваторами, применение ее нерационально.

Параллельное расположение заходок не имеет приведенных недостатков, но требует постоянного перемещения откаточных путей на закруглениях.

Выбор общего направления выемки, а также параллельного или веерообразного расположения заходок в значительной степени зависит от: рельефа почвы рудной залежи при небольшой мощности ее и пологом падении; направления увеличения или уменьшения мощности наносов и рудной залежи; метеорологических условий; топографии местности; месторасположения въездных траншей.

Из рис. 301, а видно, что расположение въездной траншеи в самом низком участке месторождения наиболее удобно, так как сток воды при таянии снега и дожде, а также сток грунтовых вод здесь направлен к въездной траншее, т. е. в сторону, противоположную подвиганию очистных заходок.

При более сложном рельефе почвы рудной залежи иногда приходится прибегать к комбинированному расположению заходок: вести очистные работы первоначально параллель-

ными заходками, а затем переходить на веерообразное расположение.

Важным фактором в выборе направления очистной выемки является направление изменения мощности наносов и рудного тела. Так, при первоначальной нарезке и подвигании очистных работ в порядке, показанном на рис. 301, б, в первый период эксплуатации карьера приходится иметь дело с наименьшей мощностью вскрываемых пород, что сокращает срок подготовки карьера к эксплуатации и первоначальные капиталовложения по сравнению с обратным направлением работ.

Если мощность рудного тела возрастает в направлении, показанном на рис. 301, б, то при относительно постоянной мощности вскрываемых пород разрезную траншею выгоднее заложить в противоположном борту карьера и развивать очистные работы в обратном направлении.

§ 5. Комбинированные системы разработки

Эти системы применяют в тех случаях, когда сделать вскрышу на полную мощность какой-либо одной из систем невозможно или нерационально. Иногда нижнюю часть вскрыши ведут мощными экскаваторами с внутренним отвалообразованием по бестранспортной схеме, а верхнюю часть вскрыши разрабатывают экскаваторами с транспортированием породы во внешние отвалы железнодорожным или автомобильным транспортом. Таким образом, например, велись работы на карьере Богословского каменноугольного месторождения, где верхние уступы разрабатывались по транспортной схеме с вывозом породы вскрыши во внешние отвалы, а нижний уступ — по усложненной бестранспортной схеме (рис. 302).

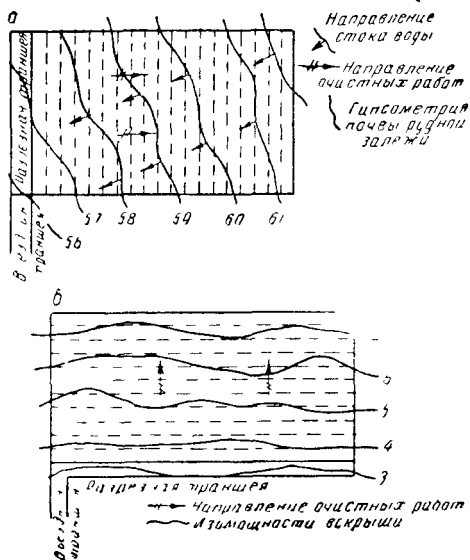


Рис. 301. Направление подвигания очистных работ:

а — в зависимости от гипсометрии почвы залежи; б — в зависимости от мощности ванаосв

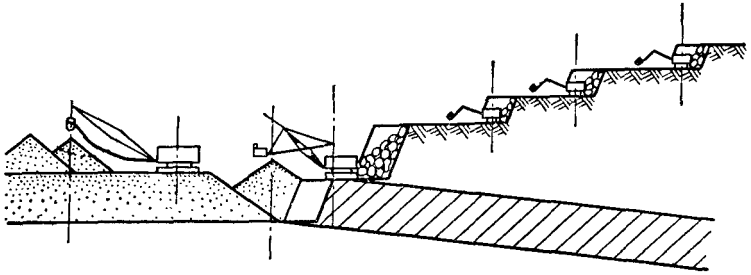


Рис. 302. Схема комбинированной системы разработки

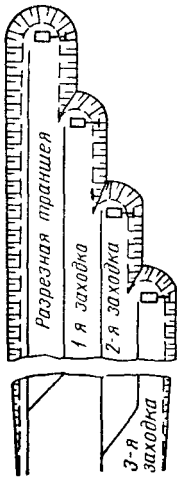


Рис. 303. Схема развития очистных работ в карьере

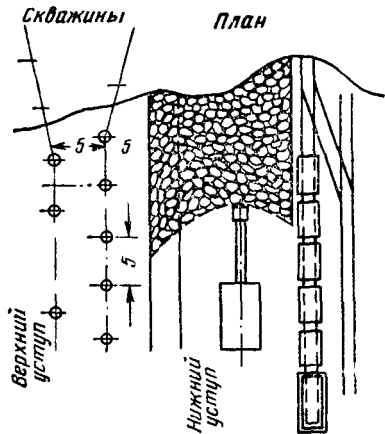


Рис. 304. Схема очистных работ на уступе

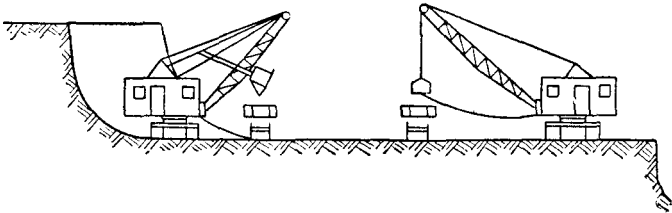


Рис. 305. Одновременная разработка двух вскрышных уступов при одном откаточном горизонте

§ 6. Порядок очистной выемки, расстановка машин и схемы экскавации

Как было сказано раньше, очистные работы заключаются в последовательной выемке заходок, начиная от одного из бортов карьера после проходки первоначальной разрезной траншеи (рис. 303). Окончив выемку заходки по всей ее длине, экскаватор возвращается в исходное положение для выемки следующей заходки, либо вырабатывает последнюю в обратном направлении.

В зависимости от числа работающих в карьере экскаваторов одновременно могут разрабатываться две, три и больше заходок, а располагаться они могут на одном, двух или нескольких горизонтах.

Общая схема очистных работ на уступе показана на рис. 304.

Для сокращения числа откаточных горизонтов на вскрыше экскаваторы иногда располагают так, как показано на рис. 305. Здесь драглайн разрабатывает нижележащий уступ, а механическая лопата — верхний уступ. Такая схема, несмотря на ее преимущества, — сокращение числа откаточных горизонтов и возможность тщательной зачистки кровли рудного тела, — применяется редко, потому что в скальных породах работа драглайна неэффективна.

Чтобы не создавать лишнего откаточного горизонта, погрузку иногда ведут в вагоны, расположенные на верхнем борту уступа (рис. 306).

Обе эти схемы экскавации очень удобны при небольшой высоте уступов или наличии экскаваторов с большой высотой и радиусом разгрузки, т. е. во всех тех случаях, когда высота уступа плюс высота вагона, рельса и шпалы меньше максимальной высоты опораживания ковша экскаватора для заданного максимального радиуса разгрузки.

На рис. 307 изображена схема попеременной погрузки вагонов на верхней и нижней площадках уступа.

Независимо от применяемой схемы экскавации во избежание простоев механизмов и всего карьерного хозяйства в целом, а также для увеличения производительности экскаваторов необходимо выполнение следующих условий.

1. В скальных породах буровые работы должны опережать взрывные, а последние иметь опережение над экскаваторными работами.

2. Большие глыбы, которые экскаватор не может грузить, должны быть своевременно подвергнуты вторичному дроблению.

3. При экскавации пород, не требующих предварительного разрыхления, большое значение для производительной работы экскаватора имеет выбранная высота забоя (уступа), которая должна соответствовать типу экскаватора. В мягких нескальных

породах, согласно правилам безопасности, высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора.

В скальных породах, когда весь материал разрыхлен взрывными работами, высота забоя может превышать максимальную высоту черпания экскаватора, так как взорванный материал в верхней части кучи будет осыпаться и нависания козырька не произойдет. При небольших высотах уступа возможно неполное

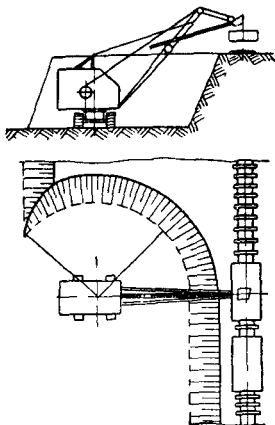


Рис. 306. Работа экскаватора с погрузкой вагонов на борту уступа

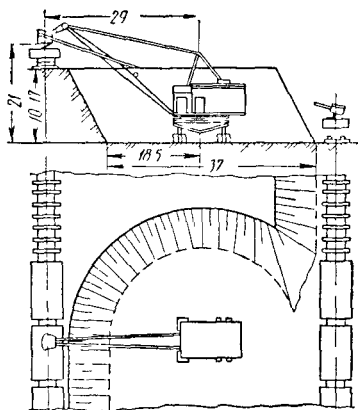


Рис. 307. Работа экскаватора с погрузкой вагонов, расположенных на верхней и нижней площадках уступов

зачерпывание ковша, вследствие чего потребуется повторное черпание, что снижает производительность экскаватора. Во избежание этого необходимо, чтобы высота забоя соответствовала выбранному типу экскаватора. Обычно считается, что высота забоя не должна быть меньше двух третей высоты расположения напорного вала экскаватора.

4. Ширина экскаваторной заходки также оказывает большое влияние на эффективность работы экскаватора. При большой ширине заходки радиус действия экскаватора может оказаться недостаточным для погрузки породы по всей ширине навала.

Экскаваторная заходка по ширине может быть разделена осью экскаватора на две части: правую, обращенную в сторону невыработанной части уступа, и левую, обращенную в сторону выработанного пространства. Максимальная ширина правой части заходки не должна превышать радиуса резания экскаватора на уровне его стоянки. Левая часть заходки должна быть меньше правой, в противном случае ковш экскаватора не сможет наполняться и порода будет отваливаться в сторону, образуя гряду, которую придется убирать при вторичном специальном

ходе экскаватора. Поэтому ширину левой части заходки нужно принимать не более половины радиуса черпания экскаватора. Отсюда, общая ширина заходки может быть не более 1,5 максимального радиуса действия на уровне черпания.

При широких заходках увеличивается угол поворота экскаватора и, следовательно, возрастает продолжительность цикла. Однако применение широких заходок позволяет уменьшить объем работ по переноске рельсовых путей. Поэтому ширина заходок при рельсовом транспорте принимается больше, чем при автотранспорте.

§ 7. Техничко-экономическое сравнение систем разработки и перспективы их дальнейшего развития

Большое разнообразие горногеологических и других условий, в которых ведутся открытые работы, затрудняет сравнение описанных систем разработки по основным показателям. В табл. 45 приведены приближенные данные об эффективности различных систем вскрышных работ, подразделяемых по способу транспортирования.

Таблица 45

Эффективность систем открытой разработки рудных месторождений

Системы	Производительность труда рабочего по эксплуатации, м ³ /мес	Себестоимость выемки 1 м ³ породы, коп
Бестранспортная	5 000—7 500	15—25
Транспортно-отвальная	3 500—6 500	20—35
Транспортная (железнодорожный транспорт)	350—700	37—85
Комбинированная	550—900	40—58

Системы разработки с гидромеханизацией, применяемые при разработке месторождений горизонтального и пологого залегания различной мощности в рыхлых и мягких покрывающих и вмещающих породах, обычно имеют лучшие технико-экономические показатели, чем экскаваторные системы с транспортным перемещением вскрышных пород в отвалы. Экономическая эффективность комбинированных систем определяется удельным весом в них систем с экскаваторной перевалкой вскрышных пород и транспортно-отвальных. Менее экономичны транспортные системы, но зато они имеют самую широкую область применения, так как пригодны в самых разнообразных горногеологических условиях.

Дальнейшее развитие систем открытой разработки тесно связано с совершенствованием бурового, погрузочного и транспортного оборудования. Значительно будет расширена область распространения бестранспортных систем разработок в связи

с выпуском сверхмощных экскаваторов. Уральский завод тяжелого машиностроения изготовил шагающий драглайн-гигант ЭШ-25/100, который в настоящее время является самым мощным в мире. В стадии проектирования находится еще более мощный драглайн ЭШ-50/125 с ковшом емкостью 50 м³. Использование таких гигантских экскаваторов позволит применять бестранспортную систему разработки в относительно крепких породах, требующих предварительного рыхления.

Более широкое распространение должна получить и транспортно-отвальная система разработки. Проектируется в ближайшие 7—10 лет довести объем вскрышных работ многочерпаковыми экскаваторами по транспортно-отвальной системе до 640 млн. м³ в год. Для этого необходимо организовать серийный выпуск оборудования непрерывного действия, в первую очередь консольных отвалообразователей с вылетом консоли до 180—200 м.

Пути дальнейшего совершенствования транспортных систем разработки заключаются в применении более мощных экскаваторов, увеличении емкости вагонов и автосамосвалов, увеличении параметров системы разработки (высоты уступов, ширины заходок), переходе на конвейерный транспорт.

Для широкого внедрения конвейерного транспорта в практику разработки рудных месторождений необходимо создание высокопрочной, износоустойчивой ленты, применение дробилок для дробления крепких руд и пород на рабочих горизонтах карьеров.

Глава XXII

КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ И ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. Основные виды карьерного транспорта

В открытых разработках транспорт имеет первостепенное значение. Он органически связан со всем технологическим комплексом разработки полезного ископаемого открытым способом. Правильно выбранные транспортные средства обеспечивают четкую циклическую работу экскаватора и всего карьерного хозяйства. Если же эти средства не соответствуют объему работ или применяемому добычному оборудованию, то простой карьера неизбежны.

Карьерный транспорт можно разделить на три основных вида: безрельсовый, конвейерный и рельсовый.

При первом виде транспорта применяются следующие механизмы: 1) канатные скреперы, 2) прицепные скреперы, 3) кабельные экскаваторы и кабельные краны, 4) автосамосвалы, 5) тракторы с прицепами, 6) отвалообразователи. Описание первых трех типов оборудования безрельсового транспорта было дано раньше в главе XVIII.

Выбор вида транспорта зависит от ряда факторов, к числу главнейших из них относятся: объем горной массы, подлежащий транспортированию, физико-механические свойства пород, глубина разработки, дальность транспортирования.

Характерной особенностью транспорта на открытых разработках является частое перемещение его установок как в самом карьере, так и на отвалах вследствие непрерывного подвигания фронта вскрышных и добычных работ. При этом объем и сложность вскрышных работ, как правило, значительно превышают объем и сложность добычных работ. Это также отражается на работе карьерного транспорта, значительная часть которого должна обеспечивать перемещение пород в отвалы.

Грузоподъемность и размеры транспортного оборудования, как уже говорилось выше, находятся в прямой зависимости от емкости ковша экскаватора.

В последнее время в практике открытых разработок получает распространение автотракторный транспорт или, как его принято называть, безрельсовый транспорт. Последнее определение не совсем правильно, так как конвейерный транспорт, кабельные экскаваторы, кабельные краны и скреперы также относятся к безрельсовому транспорту.

Есть основание рассчитывать, что автотранспорт, обладающий неоспоримыми преимуществами перед другими видами транспорта, найдет еще более широкое применение на открытых разработках СССР.

§ 2. Автотракторный транспорт

Автотракторный транспорт получает все большее распространение на карьерах СССР. Рассмотрим основное автотракторное оборудование.

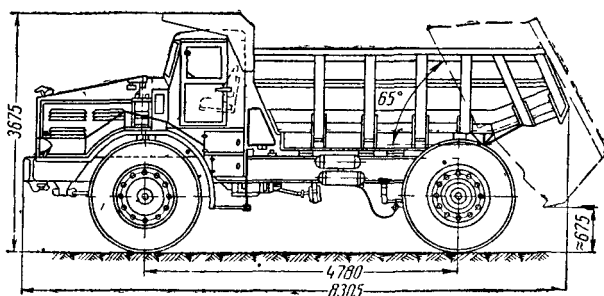


Рис. 308. Автосамосвал МАЗ-525 с задней разгрузкой

Автосамосвалы грузоподъемностью 5—70 т и емкостью кузова 3,5—40 м³ предназначены специально для экскаваторной погрузки. Автомашины, применяемые на карьерах, от обычных грузовиков отличаются следующим: 1) кузов стальной, с ребрами, приваренными к боковым стенкам и днищу кузова, что увеличивает жесткость и прочность последнего; 2) машины, саморазгружающиеся с помощью пневматического или гидравлического привода; 3) автомашины снабжаются специальными амортизаторами во избежание просыпания руды при перевозке; 4) передняя часть машины имеет прочный козырек (рис. 308), предохраняющий шоферскую будку.

Наибольшее распространение на карьерах имеют самосвалы с принудительной разгрузкой кузова (МАЗ-525, МАЗ-530, ЯАЗ-210Е).

Автосамосвалы малой и средней грузоподъемности целесообразно применять лишь в случае погрузки экскаваторами с небольшой емкостью ковша. При емкости ковша больше 1,5 м³ ис-

пользуют автомашины грузоподъемностью 10 т и больше. Емкость кузова автосамосвала должна примерно в 3—10 раз превышать емкость ковша одноковшового экскаватора; такое соотношение емкостей обеспечивает наиболее производительное использование обеих машин.

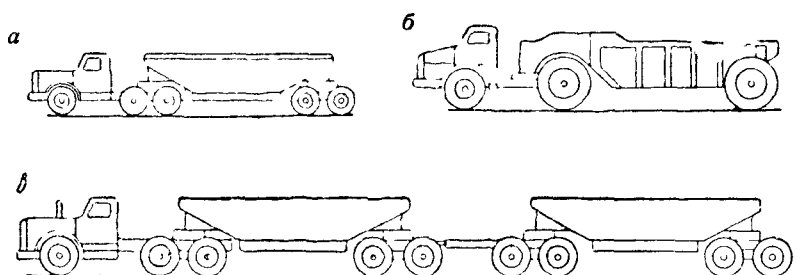


Рис. 309. Седельные автотягачи с прицепом и полуприцепом:
а, б — с полуприцепом, в — с полуприцепом и прицепом

У перечисленных выше автосамосвалов разгрузка осуществляется опрокидыванием кузова назад, а у автосамосвалов ЯАЗ-218 и МАЗ-506 — набок.

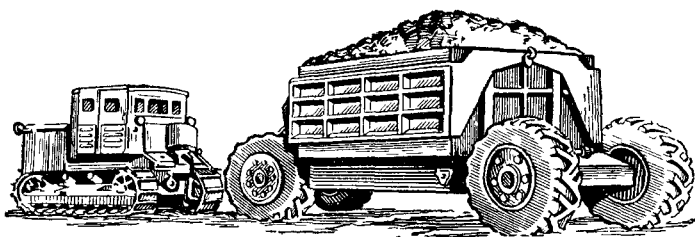


Рис. 310. Тракторный тягач с прицепом

Седельные тягачи с прицепами получили свое название от того, что прицеп опирается одним концом на шасси тягача, которое является как бы седлом для прицепа (рис. 309). Седельные прицепы, используемые на карьерах, разгружаются через дно, либо так же как железнодорожные вагоны типа Хопер. Грузоподъемность прицепов достигает 100 т. Седельные тягачи используются с прицепом и с полуприцепами. Достоинство седельных тягачей состоит в их маневренности, большой скорости передвижения (до 35—40 км), возможности преодоления крутых подъемов и удобстве ремонта. В отечественной практике седельные тягачи не получили распространения.

Гусеничные тракторы с прицепами (рис. 310) отличаются от обычных тракторов главным образом большей мощностью двигателя, достигающей 150 л. с., и большей скоростью передвиже-

ния. Гусеничные тракторы используют с несколькими прицепами, образующими автопоезд.

В СССР для карьерного транспорта на вскрышных работах применяют трактор С-80 мощностью 93 л. с., работающий с прицепами: Д-179 емкостью 10 м³, разгружающимся через дно, или Д-258 емкостью 12 м³, разгружающимся на обе стороны с помощью телескопического гидropодъемника; погрузка осуществляется экскаватором с емкостью ковша до 4 м³.

На карьерах применяют также трактор ДТ-54 с мощностью двигателя 54 л. с., прицеп ЗП-10 емкостью 10 м³.

Недостатком тракторного транспорта является небольшая скорость по сравнению с другими видами автотранспорта, а отсюда ограниченная его производительность.

Автотракторный транспорт по сравнению с рельсовым имеет преимущества: 1) вследствие больших допускаемых подъемов позволяет значительно уменьшить длину траншей и съездов и тем самым сократить объем подготовительных работ и ускорить ввод карьера в эксплуатацию; 2) дает возможность значительно сократить объем разноса боковых пород при разработке месторождений небольших размеров, так как имеет небольшие радиусы закругления (6—15 м); 3) исключает трудоемкие работы по передвижению внутрикарьерных и отвальных путей; 4) облегчает разработку траншейных и тупиковых заходов, так как по сравнению с рельсовым транспортом упрощаются маневры; 5) позволяет как угодно часто менять местоположение погрузочных пунктов, что не отражается на его работе; 6) допускает продолжение работ в карьере при аварии с одним из агрегатов, в то время как авария рельсового транспорта на главных откаточных путях почти всегда ведет к неизбежным простоям карьера.

Недостатки: 1) работа связана с применением дорогого и дефицитного жидкого топлива; 2) при больших расстояниях авто- и особенно тракторный транспорт становится экономически невыгодным; 3) в дождливую погоду работа автотракторного транспорта становится малоэффективной.

Троллейбусы — самосвалы с электрическим тяговым двигателем, питающимся от двухпроводной контактной сети постоянного тока, применяются, в порядке опыта, на некоторых карьерах, в частности на Богураевском известняковом карьере. Они просты в эксплуатации и ремонте, надежны при любой температуре, работают на дешевой электроэнергии. Основной недостаток — сложность установки и обслуживания контактной сети, которая к тому же уменьшает маневренность троллейбусов.

Автодороги на открытых разработках разделяют на стационарные, прокладываемые по транспортным площадкам, капитальным траншеям и по поверхности, и временные — забойные и отвальные.

Стационарные дороги строят и содержат подобно автомагистралям общего пользования. Временные забойные и отвальные автодороги устраивают без покрытия, разравнивая почву бульдозером и прокатывая ее гладким 8—10-тонным катком.

Из наиболее распространенных типов дорог на открытых разработках находят применение главным образом щебеночные дороги, так как они простые, дешевые, их наиболее легко ремонтировать. Для укрепления щебеночной одежды дороги применяют каменноугольную смолу, нефтяное масло и другие вяжущие вещества. При слабых грунтах применяются специальные переносные покрытия.

Радиусы закруглений дорог для автомашин допускаются не менее 20 м, при применении тракторных поездов — 15 м.

§ 3. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт вследствие простоты его организации, непрерывности в работе, небольшого расхода электроэнергии, простоты обслуживания и других преимуществ в последнее время получает широкое применение на открытых разработках. Конвейерный транспорт преимущественно применяют при сыпучих породах и мелкокусковом скальном грунте или для транспортирования полезного ископаемого; в крепкой породе, при отбойке которой получается большой процент выхода крупных кусков, конвейерный транспорт пока почти не применяют.

Конвейеры по конструкции делят на ленточные, скребковые, канатно-пластинчатые, качающиеся, канатные и др.

По назначению их разделяют на подъемные, забойные, сборочные, породотборочные, складские. Конвейерные устройства бывают передвижные и стационарные.

На карьерах конвейерный транспорт осуществляется преимущественно ленточными конвейерами в сочетании с одноковшовыми экскаваторами, которые грузят руду не непосредственно на транспортер, а в бункер (рис. 311). Приемный бункер переносят вслед за продвижением экскаватора, причем в качестве крана используют этот же экскаватор. Воронку при переноске подвешивают к ковшу экскаватора.

Основные составные части ленточного конвейера любого типа: приводная станция с редуктором и электродвигателем; станция конвейера, которую обычно составляют из отдельных секций с роlikоопорами (верхними и нижними); натяжная станция; прорезиненная или иная эластичная лента.

Основные достоинства ленточных конвейеров по сравнению с автомобильным и железнодорожным транспортом: 1) уменьшение объема горнокапитальных работ; 2) увеличение использования экскаваторов во времени на 30—50%; 3) возможность применения в стесненных условиях карьеров при слож-

ной гипсометрии пластов; 4) сокращение расстояния доставки руды (при доставке с глубины 200 м длина сокращается по сравнению с автомобильным транспортом в 4 раза и с железнодорожным — в 12—16 раз); 5) сокращение сроков ввода в эксплуатацию новых горизонтов при значительном уменьшении первоначальных капитальных затрат; 6) обеспечение ритмичной и устойчивой работы обогатительных, агломерационных и других подобных установок.

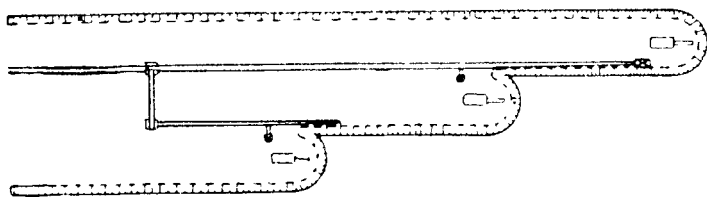


Рис. 311. Схема установки ленточных транспортеров в карьере

Главные недостатки ленточных конвейеров: 1) зависимость их работы от климатических условий и времени года; 2) необходимость дробления транспортируемой породы или полезного ископаемого на куски, своими размерами соответствующие ширине ленты; 3) быстрый износ ленты при транспортировании крупнокусковой горной массы.

Конвейерные установки имеют иногда большую протяженность. Например, на угольных карьерах Урала при 60—70 конвейерах в отдельных комплексах и отдельных конвейерных линиях до 4—6 км общая длина установок более 20 км.

Отечественная промышленность, кроме выпускаемых ранее конвейеров типа РТ-60, освоила изготовление новых типов конвейеров: КЛЗ-300; КРП-300; КРУ-250; КРУ-300; КРУ-350 и др. На рудных карьерах в числе других типов успешно применяется полустационарный конвейер КЛЗ-300. Конструкция конвейера состоит из отдельных звеньев и приспособлена к частым передвижкам. Приводную и натяжную станции монтируют на деревянных рамах, соответственно в головной и хвостовой части. Привод — однобарабанный с отклоняющим роликом. Натяжное устройство — винтовое. Ширина ленты 1000 мм (иногда 800 мм), скорость ее движения 1,5 м/сек.

Конвейер КЛЗ-300 применяется преимущественно на горизонтальных добычных участках карьера. Может быть использован и на наклонных до 18° участках. Конвейеры КРП-300, а также КРУ-250, КРУ-300, изготавливаемые тем же заводом и отличающиеся шириной и скоростью движения ленты, мощностью привода и производительностью предназначают для транспортирования горной массы по стационарным наклонным подъемникам карьеров. Техническая характеристика основных типов ленточных конвейеров отечественного производства дана в табл. 46.

Техническая характеристика конвейеров, применяемых на карьерах

Показатели	Тип конвейера			
	РТ-60	КЛЗ-300	КРП-300	КРУ-300
Производительность, <i>т/ч</i>	300	300	300	300
Скорость движения конвейерной ленты, <i>м/сек</i>	1,5	1,5	1,5	1,0
Ширина ленты, <i>мм</i>	900	1000	1000	1200
Длина конвейера по горизонтали, <i>мм</i>	300	При 10°—100	При 15°—150	При 9°—240 18°—150
Диаметры барабанов, <i>мм</i> :				
приводного	600	600	1300	—
натяжного	600	600	800	—
Длина барабанов, <i>мм</i>	1000	1100	1100	—
Диаметр опорных роликов, <i>мм</i>	114	114	159	—
Длина роликкоопор, <i>мм</i> :				
верхних	350	360	360	—
нижних	1065	1100	1150	—
Тип редуктора	ЦД-2-50	= 1 : 20,8	= 1 : 38,3	= 1 : 38,3
Электродвигатель:				
тип	МА-146 ^{1/6}	КО-41-6	АМ-115-6	АМ-6-115-6
мощность, <i>квт</i>	46	32	75	75
число оборотов в минуту	980	980	975	975
напряжение, <i>в</i>	220/380	220/380	220/380	220/380
Угол обхвата приводного барабана лентой, <i>град</i>	225	260	270	450
Допускаемый угол наклона конвейера, <i>град</i>	18	15	18	18
Натяжное устройство	Винтовое		Грузовое	
Привод	Однобарабанный с отклоняющим роликом	Однобарабанный с прижимным роликом	Двухбарабанный	
Вес приводной станции с электродвигателем, <i>кг</i>	960	2930	3357	7080
Вес натяжной станции, <i>кг</i>	575	557	1676	1622

В ленточно-канатных конвейерах в качестве тягового органа используют стальные канаты, ленту делают облегченной конструкции.

Вследствие возможности передачи больших тяговых усилий удается увеличить длину одного става конвейера до 2000—2500 м. Низкая стоимость ленты также составляет важное достоинство этого конвейера.

Ниже приведена техническая характеристика канатного конвейера КЛК-500:

Ширина ленты, мм	1200
Скорость движения ленты, м/сек	1,78
Длина конвейера, м	800
Угол подъема, град	4—17
Мощность двигателей, квт	2×160
Диаметр каната, мм	32
Число тяговых канатов	2
Вес конвейера, т	163,4

Основные пути дальнейшего совершенствования ленточных конвейеров:

- 1) создание износоустойчивых лент, позволяющих транспортировать крупнокусковую, абразивную массу;
- 2) ускорение движения ленты до 5—6 м/сек;
- 3) увеличение ширины ленты и длины конвейерного става;
- 4) полная автоматизация конвейерных установок.

§ 4. Рельсовый транспорт

Рельсовый транспорт получил широкое применение почти на всех карьерах СССР как самостоятельный и в комбинации с другими видами транспорта. Например, при вскрышных работах может быть применен рельсовый транспорт, а при добычных работах по руде — конвейерный.

В зависимости от производительности карьера, рельефа местности, принятой схемы откаточных путей рельсовый транспорт осуществляют подвижными или стационарными двигателями. В качестве подвижных двигателей применяют паровозы, электровозы, тепловозы и мотовозы.

Способ тяги, в свою очередь, определяет ширину колеи, тип вагона и мощность двигателя.

Так как изучение рельсового транспорта относится к специальной дисциплине «Рудничный транспорт», то ограничимся рассмотрением основных положений, наиболее тесно связанных с процессом открытой разработки.

Откаточные пути

Согласно правилам технической эксплуатации могут применяться:

- 1) нормальные ширококолейные пути с шириной колеи 1524 мм;
- 2) узкоколейные пути с шириной колеи 750 мм; как исключение, допускается колея шириной 1000 и 900 мм.

В настоящее время узкоколейные пути применяют очень редко, в порядке исключения, на очень небольших карьерах (главным образом, строительных материалов).

Откаточные пути разделяют на стационарные, укладываемые на продолжительный срок в капитальных траншеях, на откаточных бермах, на съездах и других постоянных выработках, и передвижные, переносимые по мере подвигания забоя, — забойные внутрикарьерные пути и пути на отвалах.

Для стационарных путей земляное полотно устраивают нормального поперечного профиля и рельсы укладывают на щебеночном балласте. Из-за большой интенсивности движения и сравнительно малых расстояний откатки скорость движения по таким путям не должна превышать 30—40 км/ч. Передвижные пути разрешается укладывать непосредственно на спланированном соответствующим образом уступе карьера или отвала, а скорость движения допустима не более 15 км/ч.

Ширококолейные пути применяют в карьерах большой производительности и с значительным сроком существования.

Верхнее строение стационарного пути широкой колеи и его содержание должны соответствовать правилам технической эксплуатации железных дорог Советского Союза.

Ширина одноколейного земляного полотна между бровками на прямых и кривых участках постоянного пути должна быть не меньше 5,5 м при обыкновенном грунте и 5,0 м при скальном грунте, щебне, чистом песке и гравии; передвижного пути на всех грунтах — 4,6 м. Ширина двухколейного земляного полотна постоянного пути на прямых участках должна быть не меньше 9,1—9,6 м. Максимальный уклон путей 0,0025 при паровой и 0,004 при электрической тяге.

Узкоколейные пути не требуют больших капитальных затрат, могут быть проложены в сравнительно короткий срок, в связи с чем их иногда применяют в период строительства карьеров большой производительности. Стационарные узкоколейные пути требуется укладывать по шаблону и балластировать щебенкой. Временные пути укладывают без балласта; их устойчивость обеспечивает подбивка под шпалы местного грунта. Неустойчивые обводненные грунты перед укладкой временного пути осушают путем проведения канав или других дренажных устройств.

Одним из крупных недостатков рельсового транспорта является необходимость переноса карьерных путей вслед за продвижением забоев.

Погрузку вагонов и обмен груженых вагонов на порожние производят на путях, расположенных в забое карьера. Чем скорее производится обмен вагонов, тем меньше простаивает экскаватор. Поэтому выбор схемы карьерных путей имеет большое значение.

Схемы карьерных путей должны обеспечивать: 1) наименьшую продолжительность замены груженого состава порожня-

ком; 2) минимальное число маневров при обмене составов; 3) возможность перекладки путей по мере подвигания забоев без задержки работы экскаватора и без перерыва движения в карьере.

Выбор схемы карьерных путей зависит от типа экскаватора, от числа одновременно работающих экскаваторов на одном горизонте и от вида забоя — лобовая и боковая заходки.

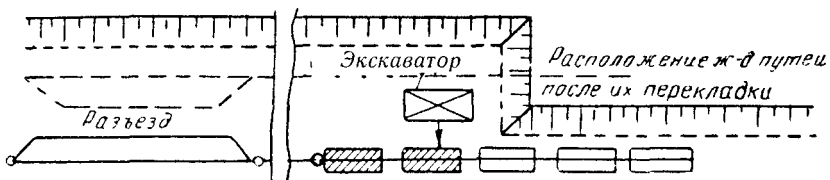


Рис. 312. Расположение откаточных путей при работе на горизонте одного экскаватора

Наиболее простая схема откаточных путей при работе одного одноковшового экскаватора дана на рис. 312. При одновременной работе двух и больше экскаваторов на горизонте схема откаточных путей в карьере значительно усложняется.

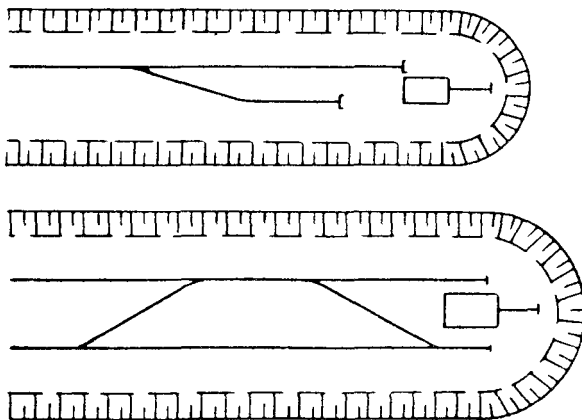


Рис. 313 Схемы расположения путей при проходке траншей

Схемы откаточных путей при траншейных работах показаны на рис. 313.

Рельсовые пути имеют основные прямые участки, которые соединяются друг с другом круговыми и переходными кривыми. Трассировка рельсового пути зависит от глубины, размеров и формы карьера, рельефа местности и способа разработки месторождения. Если в пределах карьерного поля имеется значитель-

ная разность отметок, то трасса развивается в виде тупиковых (рис. 314, а), спиральных (рис. 314, б), петлевых (рис. 314, в) съездов или их комбинаций (рис. 314, г) (см. главу XIX).

Перемещение рельсовых путей является трудоемкой работой, выполняемой путевыми кранами или специальными машинами — путеперекладчиками и путепередвижателями. Прежде чем приступить к перемещению, планируют площадку. Грубую зачистку выполняют экскаваторами, а окончательное выравнивание — бульдозерами.

Существуют два способа перемещения рельсовых путей:

Переукладка, когда путь разъединяют в стыках и переносят до новой трассы отдельными звеньями. Шаг переукладки на уступах равен ширине экскаваторной заходки, на отвалах — 22—24 м. Обычно для этой цели пользуются кранами с грузоподъемностью, достаточной для отрыва звена от земляного полотна (вес звена стандартной колеи при длине рельсов 12,5 м 3 т, с учетом веса налипающего грунта и сопротивления отрыву 4—4,5 т). Лучшая сохранность пути при сравнительно небольшой трудоемкости достигается переукладкой тракторным краном, который, подхватив звено за середину, приподнимает примерно на метровую высоту и переносит на новое место. В среднем за смену кран переукладывает 300—400 м рельсового пути.

Передвижка заключается в последовательном сдвигении рельсового пути до нового положения без разъединения его в стыках. Шаг передвижки не более 2—3 м. Ее применяют обычно на многорельсовых путях многочерпаковых экскаваторов и на плужных отвалах. Для передвижки используют путепередвижатели консольного, мостового и комбинированного типа, прерывного или непрерывного действия. Путепередвижатели бывают самоходные и прицепные. Производительность путепередвижателя прерывного действия 150—250 м²/ч, непрерывного действия 1000—2000 м²/ч. Путепередвижатели последнего вида не могут работать в кривых радиусом менее 700 м и передвигать пути в тупиках (примерно на расстояние 10 м), требуют специальных рельсовых креплений и не обеспечивают передвижение стрелочных переводов. Высокая их производительность обуславливает широкое их применение в будущем, особенно на высоко-мощных карьерах.

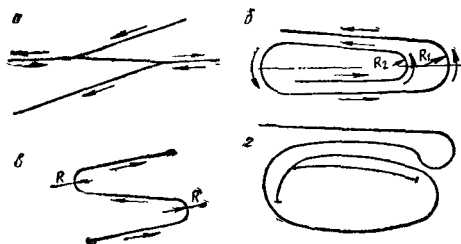


Рис. 314. Схемы рельсовых путей в карьерах

Схемы забойных путей для погрузочно-разгрузочных участков разрабатывают с учетом влияния длительности обмена составов на производительное использование экскаваторов.

Наиболее часто при работе одного экскаватора пользуются схемами, представленными на рис. 315.

Однопутная тупиковая схема (рис. 315, а) является самой простой, но возможна при небольшой протяженности пути. Обмен составов происходит в пункте, находящемся в начале уступного пути.

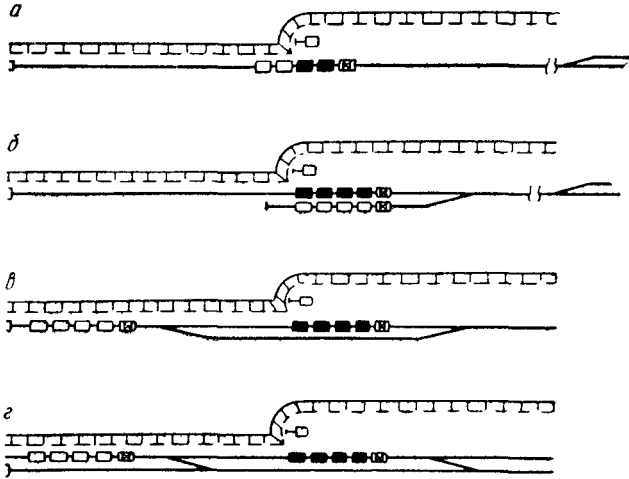


Рис. 315. Схема забойных путей на погрузочно-разгрузочных участках при применении одного экскаватора

Схемы с переносным тупиком (рис. 315, б) или с разъездом (рис. 315, в) целесообразны при значительной длине фронта; они позволяют резко сократить время обмена. Вариант с переносным тупиком проще, но требует намного больше маневров.

Организация работ при двухпутной схеме (рис. 315, г) самая простая, но она связана с большими затратами и конструктивно сложнее.

При работе нескольких экскаваторов применяют схемы, изображенные на рис. 316.

При однопутной схеме (рис. 316, а) порожняк подают одновременно к каждому экскаватору, также одновременно выводят и груженные составы. При всей своей простоте схема имеет существенный недостаток: если останавливается один экскаватор, то погрузка прекращается по всему фронту.

При тупиковой схеме (рис. 316, б) погрузка производится независимо каждым экскаватором, что дает значительное преимущество по сравнению с предыдущей.

Двухпутная схема со съездами (рис. 316, *в*) дает наибольший эффект, так как позволяет вести погрузку непрерывно.

Однопутная схема с самостоятельными тупиками (рис. 316, *г*) применяется при нижней и верхней экскаваторной погрузке. Ее достоинство состоит в том, что каждый экскаватор, имея погрузочный тупик, независим от перебоев в

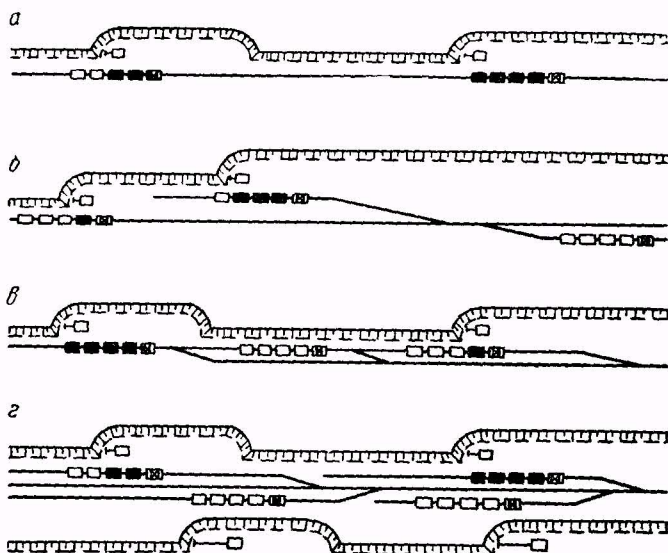


Рис. 316. Схема забойных путей на погрузочно-разгрузочных участках при применении двух или более одноковшовых экскаваторов

работе других. На отвалах на разгрузочных участках чаще всего используется однопутная тупиковая схема, реже — кольцевая. При длине тупика более 1,5—2 км обычно устраивают дополнительный разъезд, кроме основного — в пункте, где от главных путей отходит отвальный и где производится обмен составов.

Железнодорожный подвижной состав

Локомотивы. На карьерах применяют три основных вида локомотивов: паровозы, электровозы и мотовозы.

Паровозы были широко распространены до появления электровозов. В настоящее время они сохранились в основном на старых карьерах. Недостатки их по сравнению с электровозами заключаются в меньшей экономичности (большой расход топлива, низкий к. п. д.), в возможности работы только при ограничен-

ном уклоне путей — не больше 0,030, в сложности эксплуатации в зимних условиях, в высоких эксплуатационных расходах из-за частых остановок на промывку.

Известны тендерные и танковые паровозы. В тендерных необходимый запас воды (20—25 м³) и топлива (720 т угля) помещается в прицепном тендере, а в танковых — в ящиках или баках, расположенных на самом паровозе. Танковые паровозы отличаются малыми размерами и могут проходить по более крутым закруглениям, но мало производительны из-за малых запасов воды (7 м³) и топлива (2 т). Сцепной вес и тяговое усилие их невелики. Бестендерный паровоз 9П, применяющийся на некоторых карьерах, имеет сцепной вес 54 т и часовую силу тяги 10 800 кг.

Из узкоколейных на нерудных небольших карьерах известны паровозы серий ПТ-4, № 157 и 159.

Электропоезда по сравнению с паровозами имеют ряд важных преимуществ: они просты в обслуживании, хорошо работают в тяжелых климатических условиях, развивают большую силу тяги при трогании с места и легко преодолевают крутые подъемы.

Из электропоездов наибольшее применение на открытых разработках имеют троллейные. Ток, идущий от подстанций по контактному проводу, поступает через токоприемник электропоезда к моторам постоянного тока, расположенным между осями. Преобразование переменного тока в постоянный производится на преобразовательных подстанциях с помощью мотор-генераторов или чаще ртутных выпрямителей. Троллейный провод подвешивается над откаточными путями на высоте не меньше 2,2 м.

Троллейный провод, подвешенный над серединой пути, мешает погрузке вагонов экскаваторами, поэтому его на карьерных путях располагают сбоку пути, а электропоезда оборудуют боковым токоприемником.

Техническая характеристика электропоездов, применяемых на открытых разработках, приведена в табл. 47.

Перспективным видом карьерных локомотивов являются тепловозы. Они имеют высокий к. п. д. (25—27%) и в отличие от электропоездов не требуют контактной сети. Отечественной промышленностью выпускается тепловоз ТЭ-2 со сцепным весом 170 т и мощностью двигателей 2000 л. с.

Мотовозы на открытых работах имеют незначительное применение. Маломощные мотовозы иногда используют на маневровых работах.

Вагоны. Наиболее часто для откатки по путям узкой колеи применяют вагоны с емкостью опрокидного кузова от 1 до 2 м³, разгружаемые путем опрокидывания кузова вручную; для путей широкой колеи — большие грузовые вагоны.

Вагоны с опрокидывающимся кузовом — думп-кары применяются в карьерах большой производительности.

Техническая характеристика электровозов

Колея, мм	Тип электровоза	Напряжение тока, в	Сила тяги при часовом режиме, кг	Скорость при часовом режиме, км/ч	Сцепной вес (вес, передаваемый на ведущие оси колес), т	Длина, мм	Колесная формула
900	Электровоз с пониженным кузовом	1100	—	13—18	80—70	—	20—20
1000	ПКА-3А	550	4600	19,0	35	10 700	20—20
1524	Е-2	1500	16650	30,5	100	13 770	20+20
1524	Е-1	1500—3000	24900	30,5	150	20 100	20+20 +20
1524	ВЕ-1	1500	19800	28,0	150	20 960	20+20 +20
1524	1V-КП-1	1500	12000	24,7	80	12 300	20+20
1524	ПЭ-150	1100	22—500	23,4	150	18 940	20+20 +20

Опрокидывание думпкаров производится автоматически от локомотива при помощи сжатого воздуха. Автоматическое опрокидывание может быть повагонное, либо одновременно целым составом.

Все большее распространение на карьерах получают думпкары, емкость которых должна быть, при условии производительного использования, не менее 4—6-кратной емкости ковша экскаватора. На карьерах СССР применяют думпкары тяжелой конструкции, выпускаемые заводами им. газеты «Правда», Калининградским; на карьерах США — типа Вестерн, Магор. Грузоподъемность думпкаров для тяжелых условий работы (разработка крепких пород, дающих глыбы весом в 2—3 т); четырехосных 40—80 т, шестиосных 95 т; думпкаров для легких условий работы (мягкие породы) — до 120 т (восьмиосный). Грузоподъемность думпкаров с каждым годом повышается и в ближайшее время достигнет для скальных пород 100—120 т, для мягких 140—150 т. Современные отечественные думпкары изготовляют с откидывающимся бортом.

Вагоны с глухим металлическим кузовом (гондолы и хопперы) емкостью до 90 т с разгрузкой через дно применяют для перевозки полезного ископаемого. Разгрузка их может осуществляться также через круговой опрокидыватель.

Техническая характеристика вагонов с опрокидывающимся кузовом (думпкаров) и неопрокидных вагонов с глухим металлическим кузовом (гондол и хопперов) дана в табл. 48.

Техническая характеристика основных типов вагонов, применяемых на карьерах

Тип	Грузо- подъем- ность т	Емкость кузова м ³	Гара, т	Кэф- фициент тары	Длина между авто- сцепка- ми, м	Число люков
Гондола шестиосная	90	107	31,5	0,34	16,4	16
Гондола четырехосная без тормозной площадки	60	66,8	22,7	0,378	13,92	14
с тормозной площадкой	60	64	23,2	0,387	14,41	14
Гондола четырехосная цельнометал- лическая	60	65	23,2	0,387	14,41	14
Думпкары Калининградского завода: четыреосный ЗВС-50	50	24,5	31,4	0,63	12,22	—
шестиосный ЗВС-95	95	43,6	58,7	0,619	16,1	—
Думпкары завода им газеты «Правда»	60	32,3	45,0	0,75	14,62	—
	80	38	40,2	0,5	14,62	—
Типа Хоппер: двухосный	25	26	12,2	0,49	7,14	2
четыреосный	50	59,3	21,0	0,42	10,03	2

Основные направления дальнейшего совершенствования карьерного железнодорожного транспорта: 1) применение электровозов сцепным весом 150—180 т; 2) создание новых типов более маневренных тепловозов; 3) конструирование и серийный выпуск думпкаров грузоподъемностью 100—150 т; 4) дальнейшее совершенствование автоматизации на транспорте.

Борьба с обмерзанием вагонов

В зимнее время влажная горная масса примерзает к стенкам вагона, что сильно затрудняет разгрузку вагонов и их очистку.

Чтобы предотвратить примерзание, стенки вагонов предварительно поливают насыщенным раствором поваренной соли или креозотом. Опыт показал, что при температуре 20° ниже нуля примерзание породы к стенкам вагонов не происходит, если порода находится в вагоне в течение 1—2 ч. Для приготовления насыщенного раствора поваренной соли устраивают специальные солеварки, состоящие из бака, котла, системы труб для циркуляции воды и центробежного насоса для подачи раствора к вагонам. Применяют также досыпку кузовов шлаком, обогрев днища газовыми печами, электроподогревом. На днищах устанавливают пневматические или электрические вибраторы, которые вызывают колебательные движения, предотвращающие смерзание и примерзание влажных пород.

§ 5 Отвальные работы и отвалообразователи

На современных карьерах объем вскрышных и отвальных работ обычно бывает значительным, достигая иногда десятков миллионов кубометров в год.

Отвальные работы имеют в работе карьера громадное значение, так как в случае неполадок на отвале может произойти остановка вскрышных работ, что задержит своевременную подготовку и добычные работы. Удельный вес отвальных работ в сумме расходов на 1 м³ вскрышных работ достигает до 20%.

Отвалы по месту расположения делят на внутренние и внешние. Внутренними называют отвалы, расположенные в выработанном пространстве; внешними — расположенные вне контуров карьера.

Внутреннее расположение отвалов возможно только на горизонтальных или слабонаклонных (до 15°) месторождениях. Внешнее — применяется для наклонных (более 15°), крутых и мощных месторождений.

Стоимость отвальных работ при рельсовом транспорте имеет большой удельный вес в окончательной себестоимости руды. Поэтому во всех случаях, когда это возможно, стремятся избегать отвальных работ с рельсовым транспортом. Помимо этого, организация и производство работ на внутренних отвалах с непосредственным перелопачиванием вскрыши предельно просты.

Однако внешние отвалы в практике более распространены, чем внутренние ввиду ограниченных условий применения последних.

Для размещения внешних отвалов обычно стремятся использовать: склоны гор, балки, овраги, выработанные карьеры.

Желательно, чтобы отвал был ближе к карьере и транспортирование в него породы из карьера происходило под уклон.

По способу образования различают отвалы тупиковые (рис. 317, а), веерообразные (рис. 317, б) и кольцевые (рис. 317, в).

В первом случае отвалообразование происходит параллельными полосами, располагаемыми вдоль оси отвальных путей. Расположение отвальных путей — тупиковое.

При веерообразных отвалах ширина полос увеличивается к концу их; вращение путей происходит вокруг неподвижной точки. По расположению отвальных путей веерообразные отвалы являются также тупиковыми.

Нарастивание кольцевых отвалов происходит концентрически, причем груженные и порожние составы не имеют встречных направлений движения. Кольцевые отвалы применяют редко.

Размещение пустых пород на отвалах начинается образованием так называемых первоначальных (пионер-

ных) насыпей, которые в зависимости от рельефа местности и имеющегося оборудования выполняют различными способами.

Проще всего и экономичнее в условиях горизонтального рельефа образовывать первоначальные насыпи отвалов экскаватором-драглайном (рис. 318). В зависимости от радиуса и высоты разгрузки пионерная насыпь возводится высотой 10—12 м и дальнейшее ее увеличение производят обычным, постепенным подъемом рельсового пути. Примерно по такому же принципу

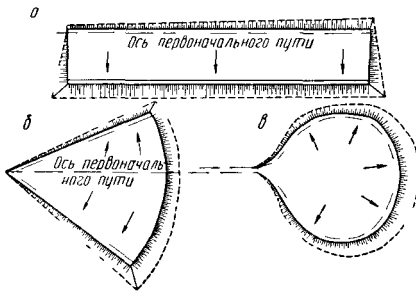


Рис. 317 Различные типы отвалов

насыпь первоначального отвала возводят механической лопатой.

Способ постепенной отсыпки породы и последовательного подъема рельсового пути (рис. 319) имеет ряд существенных недостатков: медленное наращивание высоты отвала, значительный объем работ по перекладке пути и т. п. При этом способе сначала планируют площадку под отвальные пути и настилают разгрузочные

пути. Поступающие из карьера составы разгружают по всей длине отвального тупика, затем образовавшуюся насыпь планируют отвальным плугом так, чтобы высота ее была на 0,4—0,5 м выше первоначальной отметки. После этого происходит подъем пути в новое положение.

Пионерные насыпи на пересеченной местности образовывать значительно легче. Вначале на склоне создается транспортная площадка, на ней располагаются разгрузочные пути, с которых начинается разгрузка пустых пород. Когда приемная емкость откоса оказывается использованной, переносят пути на отсыпанную породу и разгрузку продолжают. Схемы образования отвала с использованием склона горы и откоса оврага даны на рис. 320

В самом общем виде отвалообразование происходит следующим образом. Грузенные составы, прибывающие на отвал, опоражниваются и порода скатывается по откосу отвального уступа. Разгруженные составы возвращаются в карьер, а на отвал поступает следующий грузеный состав, который также опоражнивается, и т. д. Через некоторый промежуток времени наступает момент, после которого дальнейшее опоражнивание становится затруднительным, так как на уровне отвального откоса образовывается «шапка», которая засыпает пути и мешает опоражниванию вагонов. Для продолжения отвальных работ необходимо опустить «шапку» под откос и передвинуть пути ближе к бровке.

Угол откоса отвала в верхней части получается более крутой, нежели на остальных участках. Поэтому, когда откаточные пути расположены близко к бровке (рис. 321), может получиться оползание части откоса *abc*, что послужит причиной серьезной аварии.

Чтобы опустить «шапку» и крутую часть откоса или, как говорят, «спланировать отвал», пользуются специальной машиной — отвальным плугом (рис. 322).

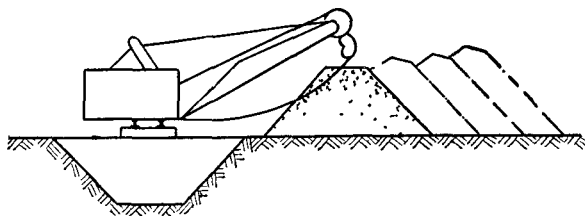


Рис 318. Схема образования пионерной насыпи драглайном

Отвалы, на которых применяют отвальный плуг, называют плужными.

Отвальные плуги бывают в виде самостоятельного механизированного агрегата или орудия, передвигающегося с помощью двигателя — паровоза, электровоза. В зависимости от размеров и веса они бывают легкие и тяжелые. Первые применяются в легких и мягких грунтах; вторые — в тяжелых и скальных. Производительность плугов зависит от вылета лемеха и от физических свойств отвальных пород.

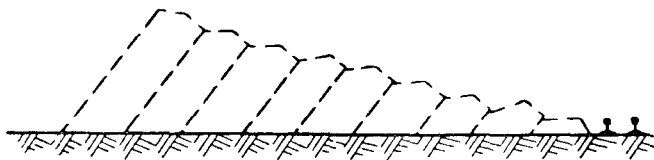


Рис. 319. Схема образования пионерной насыпи постепенным поднятием пути

При небольших масштабах отвальных работ используют отвальные плуги с ручным приводом моделей ОП-1 и РОС-1 типа «Урал». На карьерах применяют мощный отвальный плуг МОП-1 (см. рис. 322) с пневматическим управлением носовой частью, главными и откосными лемехами.

Высота плужных отвалов обычно не превышает 12—15 м, но при устойчивых породах доводят высоту отвалов до 25—30 м. После того как отвальный уступ спланирован, приступают к перекладке пути. Для этой цели служат путе передвигатели, о которых говорилось выше.

Чтобы устранить задержки в отвальных работах, целесообразно иметь не меньше двух действующих разгрузочных участков и один резервный. Ввиду того что участок, где происходит планировка и передвижка путей, не может быть рабочим, число участков надо рассчитывать так, чтобы при планировке и передвижке путей на одних другие являлись рабочими, и наоборот. Если участки расположены на разных уступах, то отвалы приобретают многоступенчатый вид.

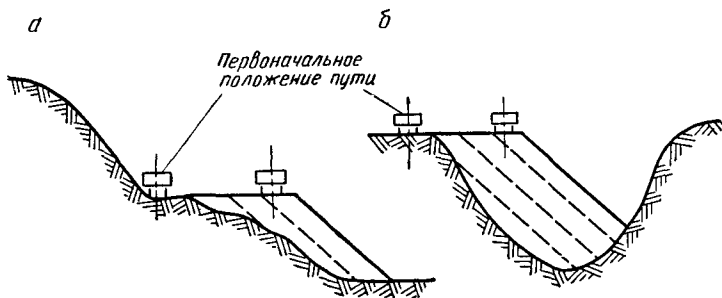


Рис. 320. Схема образования отвалов:
а — на склоне горы; б — на откосе оврага

Отвальный плуг сбрасывает выгруженную из состава опрокидных вагонов породу под откос и выравнивает насыпь для последующего передвижения железнодорожных путей.

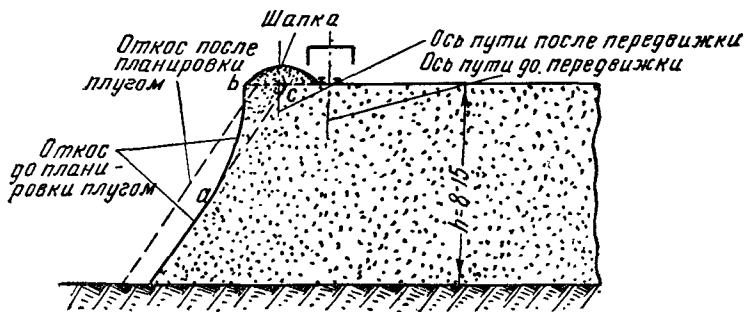


Рис. 321. Отвальный уступ

К отвальным машинам, работающим непосредственно на уступах внешних отвалов, относятся: бульдозеры, отвальные плуги, одноковшовые экскаваторы, многоковшовые отвальные экскаваторы и гидромеханизация.

Планировка отвала при автомобильном транспорте бульдозерами ведется в направлении, перпендикулярном к бровке отвала. Такие отвалы именуются бульдозерными. Производительность бульдозеров на отвале достигает 300 м^3 сваленной породы в смену.

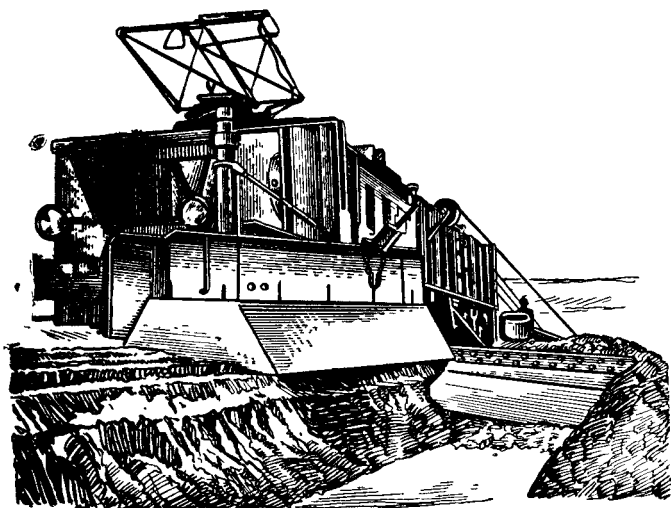


Рис. 322. Отвальный плуг МОР-1

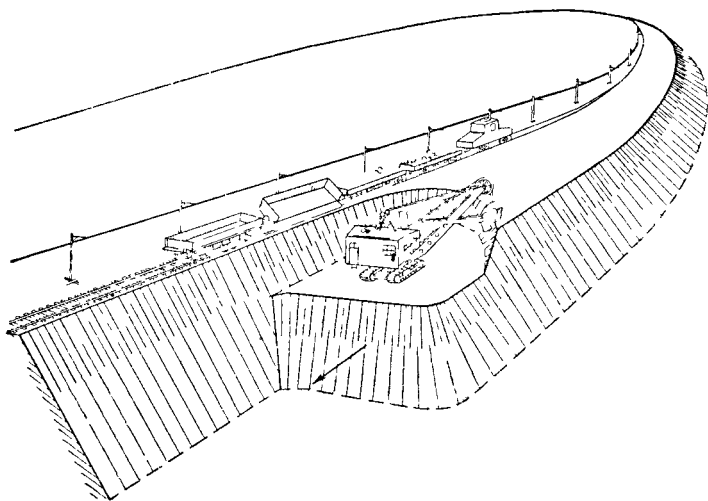


Рис. 323. Работа механической лопаты на отвале

За последние годы широкое распространение получили экскаваторные отвалы. Порода из опрокидных вагонов поступает на рабочую площадку экскаватора, расположенную на полуступе ниже уровня железнодорожных путей. Экскаватор, постепенно отступая вдоль линии железнодорожных путей, перелопачивает породу в нижний и верхний полуступы (рис. 323).

Когда экскаваторная заходка достигает конца отвала, рельсовый путь переносят на новое место и экскаватор начинает отсыпать новую ленту. Шаг отвалообразования обычно составляет 15—20 м, что позволяет редко переносить железнодорожные

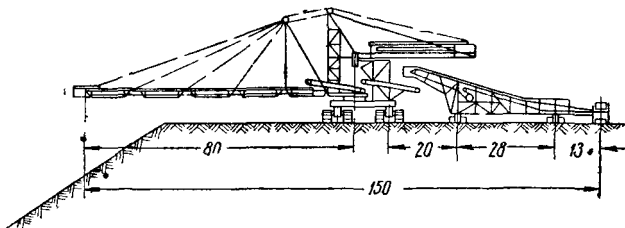


Рис. 324. Отвалообразователь с загрузочным конвейером

пути Коэффициент использования экскаватора на отвальных работах высокий, так как экскаватор не простаивает из-за отсутствия порожняка. При большом объеме отвальных работ экскаваторные отвалы экономичнее плужных.

Гидромеханизация отвальных работ возможна в рыхлых породах при достаточном количестве воды, но, как правило, в летний сезон.

Выбор схемы отвалообразования и типа отвального оборудования зависит от физико-механических свойств вскрышных пород и условий работы оборудования. В скальных породах на отвалах можно использовать плуги и одноковшовые экскаваторы, тогда как многоковшовые экскаваторы пригодны только для мягких пород; особенно они эффективны в неустойчивых глинистых породах.

Рассмотрим оборудование, применяемое при внутреннем отвалообразовании.

Отвалообразователи служат для непосредственного транспортирования добываемых экскаватором вскрышных пород во внутренние отвалы и представляют собой металлическую конструкцию с ленточным конвейером, монтируемую на специальной тележке, передвигающейся по рельсовым путям. Большинство отвалообразователей имеет консольное расположение металлической фермы, несущей ленточный транспортер (рис. 324). В некоторых конструкциях ленточный транспортер заменен скипом.

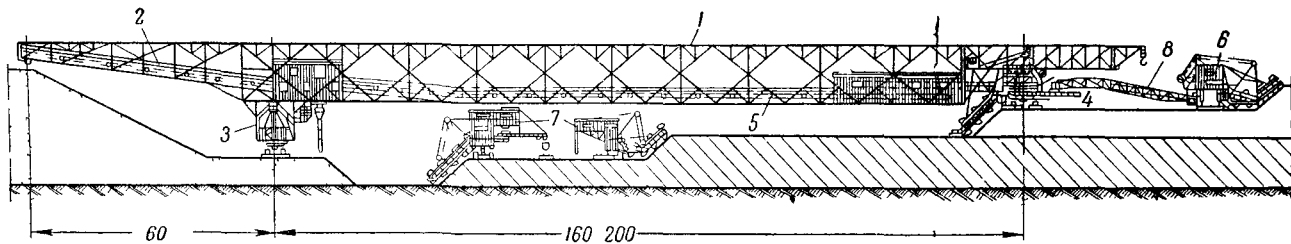


Рис 325 Схема транспортно-отвального моста

1 — главная ферма, 2 — консольная ферма, 3 — отвальная огора с ходовым устройством, 4 — забойная опора фермы моста на салазках
5 — ленточный конвейер, 6 — вскрышной многочерпаковый экскаватор 7 — добычные экскаваторы 8 — передаточный мост

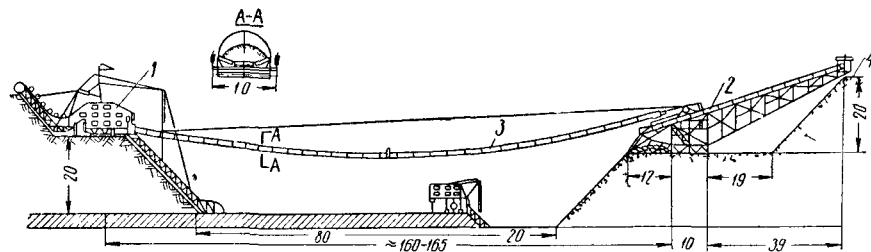


Рис 326 Схема канатно транспортного отвального моста

Отвалообразователями пользуются в тех случаях, когда параметры экскаваторов недостаточны для непосредственной перегрузки вскрыши во внутренний отвал. Благодаря большому вылету консоли или пролета моста и большой высоте разгрузки имеется возможность транспортировать вскрышные породы на очень большое расстояние от рабочих уступов, высота которых здесь не имеет существенного значения.

Отвалообразователи получили наибольшее распространение при разработке пологопадающих залежей буроугольных, фосфоритовых и других полезных ископаемых; при разработке металлических руд они применяются сравнительно редко.

Техническая характеристика ленточных отвалообразователей:

	ARS	ОШ-1
Вылет отвального конвейера, м	100	62
Высота разгрузки в отвал, м	34	20
Ширина ленточного конвейера, м	2	1,2
Скорость движения ленты, м/сек	6,0	2,5
Теоретическая производительность, м ³ /ч	8500	650
Общий вес, т	2000	190
Число пар гусениц	3	—
Мощность двигателей, квт	3190	—

Транспортно-отвальный мост показан на рис. 325. С передаточным мостом соединяется один или несколько вскрышных многочерпаковых экскаваторов, которые во время работы передвигаются (вместе с мостом) по рельсовым путям вдоль вскрышных уступов. Эскавируемая порода доставляется непосредственно в выработанное пространство карьера установленным на отвальном мосту ленточным транспортером.

Транспортно-отвальный мост полностью заменяет все оборудование, необходимое для транспортирования пород вскрыши и отвалообразования: локомотивы, вагоны, отвальные экскаваторы и т. п., составляя таким образом единый законченный технологический комплекс устройств, управляемых из одного пункта.

Пролет мостов достигает 250 м, вес 7000—8000 т, длина отвальных консолей до 173 м, производительность до 5500 м³/ч добытой и размещенной в отвал плотной породы.

На открытых рудных разработках отвально-транспортные мосты имеют сравнительно небольшое распространение.

С целью упростить и облегчить конструкцию отвальных мостов, расширить область их применения на открытых разработках построены канатные отвальные мосты.

На рис. 326 изображена схема такого канатно-отвального моста. Вскрыша производится многочерпаковым экскаватором 1, соединенным в одно целое с опорой транспортера в забое. Отвальная опора 2 снабжена дополнительным наклонным транспортером, передающим породу на верхний уступ 4 отвала. В пролете между башнями на канатах подвешена конвейерная установка 3. Галерея, покрывающая конвейер в зимнее время, обогревается паром.

Глава XXIII

ОСОБЫЕ СПОСОБЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Комбинированная открыто-подземная разработка

К числу комбинированных относится система открытых воронок. Сочетание открытой разработки и подземной откатки позволяет использовать основные преимущества открытой разработки и устранить свойственные ей трудности со вскрышей и транспортом в условиях крутопадающих залежей относительно небольшой мощности.

Месторождение вскрывают вертикальным или наклонным стволом 1 в лежащем боку на безопасном расстоянии от предполагаемого выхода на поверхность границы зоны обрушения пород (рис. 327). От ствола в сторону залежи проходят квершлаг 2, продолжением которого является орт 3. По контакту с лежачим боком проводят основной штрек 4 и рудный штрек 5 вблизи висячего бока кольцевой откатки. Штреки через определенные расстояния соединяют ортами, из которых проходят до подошвы карьера серию восстающих 6. В нижней части восстающих устраивают выпускные люки, иногда с камерами грочения.

После проведения перечисленных выработок начинают очистные работы, постепенно расширяя устья восстающих выработок и придавая им воронкообразную форму 6. Отбиваемая руда скатывается по восстающему вниз и через люки грузится в вагонетки.

Для удобства и безопасности работ в воронках создают небольшой высоты концентрические уступы. Максимальная ширина, или диаметр, воронки равна принятому расстоянию между устьями двух смежных восстающих.

Воронки углубляют до тех пор, пока их нижний уступ не достигнет кровли орта. После этого происходит отработка всех уступов до уровня откаточного горизонта.

Чтобы устранить попадание крупных кусков отбигой руды в восстающие, на дне воронок укладывают грочоты. Для пре-

дупреждения падения в восстающие рабочих снабжают специальными предохранительными поясами и веревками. Один конец веревки прикрепляют к поясу, а другой — около устья воронки. Для предохранения восстающих и люковых устройств от разрушения падающими кусками руды рекомендуется держать их постоянно заполненными.

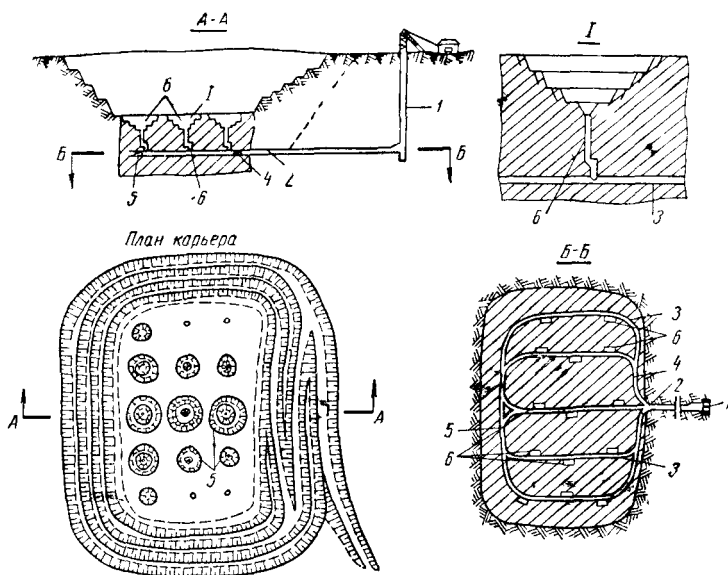


Рис. 327. Система разработки воронками

Достоинства системы: 1) небольшие капитальные затраты на оборудование; 2) возможность интенсивной разработки месторождения большим числом одновременно действующих воронок; 3) отсутствие внутрикарьерного транспорта и устранение работ, связанных с очисткой путей от снега в зимнее время, с устройством откаточных берм, переносом откаточных путей; 4) сравнительно высокая производительность труда забойного рабочего, возможность разработки месторождений сравнительно небольшой мощности на такой глубине, при которой обычные карьерные работы были бы неэкономичны.

Недостатки этой системы очень существенны; к ним относятся: 1) необходимость проходки значительного количества подземных выработок; 2) невозможность раздельной выемки; застревание горной массы в восстающих выработках и смерзание ее в осенне-зимнее время при недостаточном интенсивном выпуске; 3) опасность работы в воронках для людей, возрастающая в зимнее время года.

Приведенные недостатки настолько велики, что применяют эту систему очень редко; в суровых климатических условиях от нее, как правило, отказываются.

Успешное применение системы возможно в местностях с мягким климатом и при отсутствии или небольшом объеме работ по вскрыше пустых пород. Известны примеры использования системы открытых воронок для доработки мощных месторождений, верхняя часть которых была отработана карьером.

Система открытых воронок может оказаться эффективной для месторождений с большими вертикальными размерами в период перехода от открытой разработки к подземной. В этом случае шахтный ствол, вскрывающий месторождение ниже дна карьера и предназначенный для подземной разработки, используют попутно для вскрытия и обслуживания той промежуточной части месторождения, которую намечено отработать открытыми воронками.

Необходимо отметить, что вскрыша налегающих и боковых пород при переходе на воронки не исключается, но объем ее значительно меньше, чем в случае продолжения разработки обычным карьером; это достигается за счет изменения условий транспортирования. Уменьшение вскрыши составляет одно из существенных преимуществ, способствующих использованию системы открытых воронок в переходной стадии от обычной карьерной разработки к разработке подземным способом.

На практике система воронок иногда видоизменяется в обычную разработку карьером с горизонтальной подошвой, по которой руда в вагонетках или скреперами доставляется до устьев рудоспусков, пройденных из подземного откаточного горизонта.

§ 2. Гидромеханизация. Общие сведения и водоснабжение

При благоприятных горногеологических условиях — в частности при разработке рыхлых пород, наличии источника воды с достаточным дебитом, наличии электроэнергии, удобных условий для отвалообразования наиболее эффективным способом открытой разработки может быть гидромеханизация.

Сущность гидромеханизации заключается в разрушении и транспортировании породы струей воды, выбрасываемой гидромонитором с большой скоростью, или плавучими землесосными снарядами, всасывающими вместе с водой размытую породу и транспортирующими эту породу (пульпу) на обогатительную установку или в отвал. Благоприятный рельеф местности позволяет вести гидротранспорт самотечным способом; во всех остальных условиях его осуществляют напором воды с помощью землесосов или гидроэлеваторов. В отдельных случаях возможно применение комбинированного самотечно-напорного способа.

Гидравлический способ разработки обладает рядом важных преимуществ: 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 — возможно попутно с добычей обогащать полезные ископаемые; поточность технологического процесса, обеспечивающая непрерывное чередование рабочих операций.

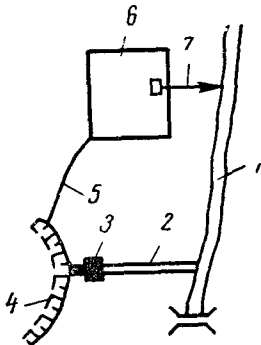


Рис. 328. Схема прямого водоснабжения:

1 — река; 2 — подводный канал; 3 — насосная установка; 4 — карьер; 5 — пульпопровод; 6 — отвал; 7 — водосброс

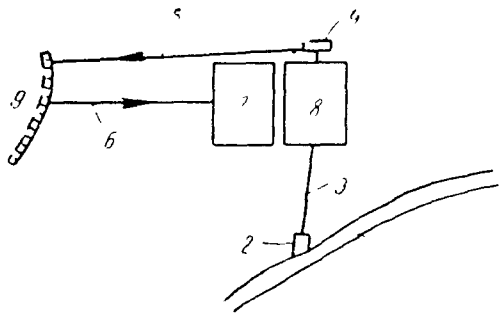


Рис. 329. Схема обратного водоснабжения с подпиткой:

1 — река; 2 — насосная подпитки; 3 — водовод, 4 — основная насосная; 5 — водовод, 6 — пульповод; 7 — отвал; 8 — водохранилище, 9 — карьер

К недостаткам гидромеханизации следует отнести: значительный расход электроэнергии, если нельзя создать естественный напор воды; возможность применения только в мягких породах, поддающихся разрушению размывом; сезонность работ в местностях с очень холодной зимой и резкое снижение производительности труда зимой в местностях, где зима умеренно холодная.

Подача воды для водоснабжения гидроустановок может происходить самотеком, если позволяют топографические условия местности, с механическим подъемом — при помощи насосов и комбинированным способом, когда есть самотечная вода, но она не обеспечивает нужного рабочего напора, который создают подкачкой насосами.

Известны два способа водоснабжения установок гидромеханизации:

прямоточный, когда использованная в процессе работы вода больше не возвращается к установкам, а уходит за пределы карьера (рис. 328);

оборотный, когда вода используется в процессе работы несколько раз; возвращаясь после отстоя и осветления к установкам тем или иным путем. Такой кругооборот воды требует периодической подпитки водохранилища, т. е. подкачки воды извне для возобновления ее запаса в объеме, необходимом для бесперебойной работы гидроустановок (рис. 329).

При подаче воды к установкам гидромеханизации самотеком водоснабжение осуществляют по следующей схеме. По каналу, трубопроводу или лоткам, (водоразборные сооружения), вода поступает в водохранилище или приемный бак (водонапорные сооружения), находящиеся на более высоком уровне, чем горные выработки. Из бака или напорного водохранилища воду подают по магистральному трубопроводу до борта карьера, по карьерным трубопроводам — внутри карьера и по забойным (разводящим) — к гидромониторам. Водозаборные и водонапорные сооружения являются стационарными. Магистральные трубопроводы обычно работают 2—3 сезона без переукладки, карьерные переукладывают 1—2 раза в сезон соответственно продвижению горных работ, забойные систематически наращивают или укорачивают в зависимости от изменения положения гидромонитора.

Основное преимущество самотечной подачи воды — отсутствие затрат электроэнергии на создание напора воды.

Наиболее распространена подача воды с механическим подъемом с помощью насосов из водозаборного сооружения.

Водозаборные сооружения (водозаборы) сооружают главным образом двух типов: свайные или ряжевые. Чаще применяются свайные водозаборы, реже — более сложные ряжевые, которые устраивают, когда невозможно использовать сваи, например при каменистом дне источников. Всасывающие трубы во всех случаях помещают на опорах. Ниже водозаборов для поддержания уровня воды, необходимого для бесперебойной работы гидравлики, сооружают водоподъемную перемышку и щиты, посредством которых регулируется уровень воды.

Основной способ гидромеханизации на карьерах — гидромониторная разработка струей воды, обладающей достаточной для размыва скоростью. Транспортировку и укладку породы в отвалы осуществляют также водой. Плотные породы приходится предварительно разрыхлять.

Иногда при разработке экскаватором или бульдозером гидромеханизацию применяют для транспортирования породы. В этом случае гидротранспортирование ведется через бункер-смеситель со специальной землесосной установкой или прямо из навала.

Основным оборудованием гидромеханизации являются гидромониторы, центробежные насосы, землесосы и трубопроводы (пульпопроводы).

§ 3. Оборудование гидромеханизации

Гидромонитор (рис. 330) предназначен для создания компактной, плотной струи воды, вылетающей из насадки с большой скоростью, и для управления этой струей.

Гидромониторы разделяют: по способу управления — с ручным и механизированным (дистанционным) управлением (гидравлическим или электрогидравлическим); по назначению — для открытых и для подземных работ.

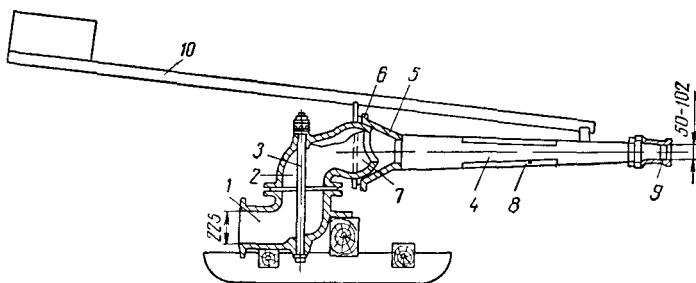


Рис. 330. Гидромонитор с центральным болтом.

- 1 — нижнее колено, 2 — верхнее колено, 3 — центральный стяжной болт, 4 — ствол, 5 — раструб, 6 — вертикальный шаровой шарнир, 7 — сальник шарового шарнира, 8 — успокоитель струи, 9 — насадка, 10 — рычаг управления — водило

Образование плотной струи осуществляют с помощью насадок. Устанавливая на ствол монитора насадки различного диаметра, можно регулировать водопроизводительность гидромонитора. Каждый гидромонитор должен снабжаться комплектом насадок с типовыми размерами на выходе. Осваиваемый в последние годы в СССР новый высокопроизводительный гидромонитор для открытых разработок ГМН-300 имеет входной диаметр нижнего колена 300 мм при допускаемом напоре 15 ат и снабжен набором насадок диаметром 90 ÷ 140 мм. В табл. 49 даны характеристики применяемых на карьерах гидромониторов.

Насосы служат для подачи воды на рабочие участки и создания напора

Применяют на открытых разработках главным образом центробежные насосы: обычные — для воды, специальные (землесосы) — для транспортирования размытой породы.

Наиболее часто применяемые насосы (6НДв, 8НДв, 12НДс, 14НДс) создают напор 50—90 м вод. ст. и обеспечивают производительность 360—1620 м³/ч.

Насос 10НМК×2 создает напор 180—200 м вод. ст. и производительность 1000 м³/ч.

Высокопроизводительными насосами являются 22НДс и 24НДс; их часовая производительность равна 3600—5000 м³.

Техническая характеристика гидромониторов

Тип	Диаметр входного отверстия, мм	Допускаемый напор, ат	Расход воды при наибольшей насадке и допустимом напоре, м ³ /ч	Вес кг		Угол подъема и опускания, град		Диаметр применяемых насадок, мм	Длина без насадки, мм	
				детали из ковкого чугуна	штампованные детали	вверх	вниз		гидромонитора	стволы
ГМ2	150	12	730	155	135	40	20	30—75	1855	1400
	200	12	1370	242	218	32	18	50—100	2385	1810
	250	12	1580	346	305	32	18	60—110	2905	2210
ГМН-250с с ручным управлением	200	15	1150	130		32	30	50—90	3355	1750
	250	15	1580	187		27	27	65—105		2280
	300	15	2800	328		30	30	(125) 90—140	3800	2600
ГМН-250с с гидравлическим дистанционным управлением	250	15	1650	234		27	27	65—105 (125)	3355	2280

Трубопроводы (водоводы и пульповоды) предназначены для транспортирования воды и пульпы.

Трубопроводы для гидромеханизации, как правило, составляют из стальных цельнотянутых труб диаметром от 200 до 800 мм и с толщиной стенок 4—5 мм. Для пульповодов, если транспортируют неабразивные породы, кроме стальных труб можно использовать асбоцементные трубы наружного диаметра от 325 до 636 мм, с толщиной обточенных стенок от 23 до 45 мм и фанерные — внутреннего диаметра от 200 до 300 мм с толщиной стенок 11—13 мм.

При транспортировании породы самотеком обычно используют открытые деревянные лотки.

Землесосы (рис. 331) — это специальные центробежные насосы, приспособленные для перекачивания жидкости, содержащей твердые частицы породы. От обычных водяных насосов они отличаются конструкцией: корпус и рабочее колесо массивные, из стального литья; имеют только одно широкое колесо с малым количеством лопастей (двумя-тремя, редко четырьмя), чтобы пропускать твердые крупные куски породы. Улитка и крышка насоса имеют ребра жесткости; во всасывающем патрубке и улитке имеются люки (лазы) для очистки от попавших туда каменных включений. Насос имеет только одно входное отверстие, съемные крышки предохраняются сменными стальными дисками; вода к сальнику подается под напором для

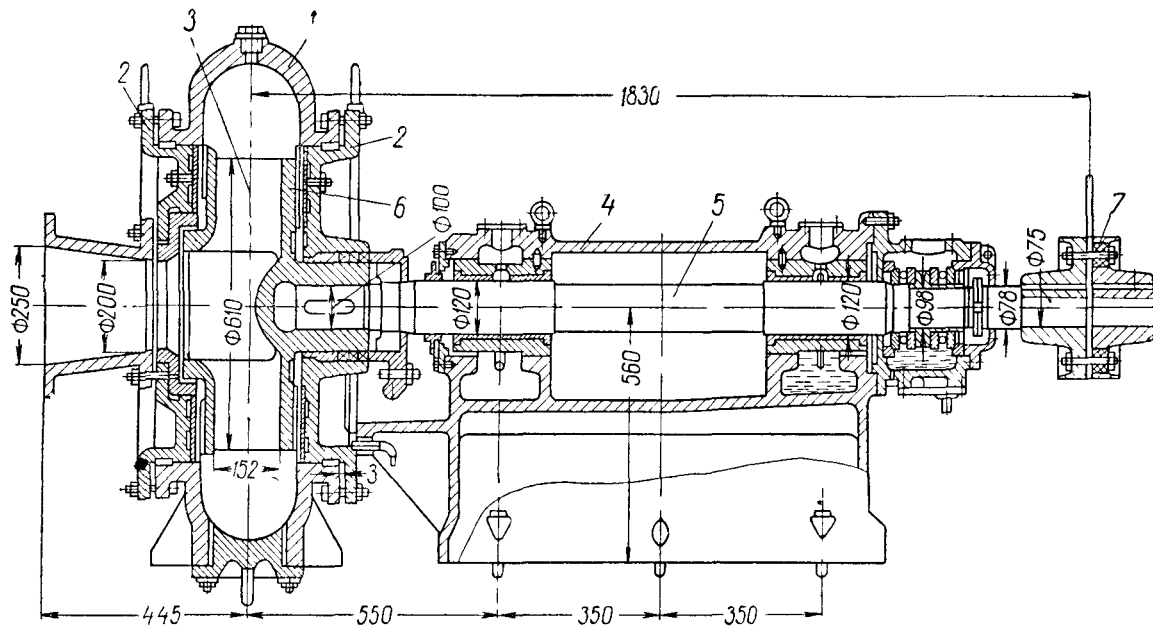


Рис. 331. Землесос 8НЗ:

1 — корпус; 2 — крышка, 3 — рабочее колесо; 4 — опорная стойка; 5 — вал; 6 — торцовые разгрузочные лопатки;
7 — муфта

уменьшения износа вала и сальника механическими примесями пульпы. Вследствие конструктивных особенностей коэффициент полезного действия землесоса в среднем не превышает 0,7—0,75. В зависимости от условий работ землесосные установки бывают стационарные (применяются исключительно для перекачки) или передвижные — на полозьях или корытообразном металлическом основании, самоходные (на гусеничном или шагающем ходу), на железнодорожной платформе, на поплавках или понтоне. Технические характеристики землесосов даны в табл. 50.

§ 4. Способы гидромониторного размыва

С наибольшей производительностью гидромонитор работает встречным забоем (рис. 332, а), когда его устанавливают на нижней площадке уступа и он размывает породу в направлении, противоположном движению пульпы. Струя воды здесь может быть направлена почти перпендикулярно забою и поэтому обладает большой разрушающей силой. Во встречном забое работу начинают с образования вруба — узкой щели, прорезаемой по подошве уступа, благодаря чему верхняя его часть обрушается. Глубина вруба для глинистых пород колеблется от 0,5 до 1,5 м, высота — от 0,3 до 0,4 м.

Ширина забоя для каждого монитора, или фронт работы монитора, в среднем составляет 20—25 м.

Ширина рабочей площадки определяется графически, руко-

Таблица 50

Техническая характеристика землесосов

Тип землесоса	Число оборотов в минуту	Производительность, м ³ /ч	Плечный напор, м	Диаметр рабочего колеса, мм	Мощность двигателя, кВт	Наибольший размер пускаемых камней, мм	Диаметр патрубков, мм			Основные размеры, мм		Вес, кг
							всасывающего	напорного	длина	ширина	высота	
6НЗ	980	400	27	400	75	80	200	150	1750	940	890	1260
8НЗ	790	800	25	610	110	100	250	250	2275	1200	1190	2200
ЗГМ-1	1200	1200	43	700	260	180	300	300	2060	1515	1540	2770
ЗГМ-2М	730	2000	60	850	570	180	350	300	2060	1525	1565	3370
ЗОР-11	490	3500	42	1100	550	280	500	500	3540	2220	2200	9250
ЗОР-11	490	4000	54	1250	1100	280	500	500	3540	2220	2200	9250

водствуясь условиями безопасности размещения мониторов, землесосов и трубопроводов, с учетом прохода для транспорта. Образующаяся в результате действия струи воды на забой пульпа по площадке уступа стекает в зумпф землесосной установки или, в случае транспортирования самотеком, к головке лотка. Для этого площадка уступа должна иметь определенный уклон, зависящий от высоты забоя, характера породы и водопроницаемости гидромонитора. На практике размеры уклонов колеблются от 0,020 до 0,045.

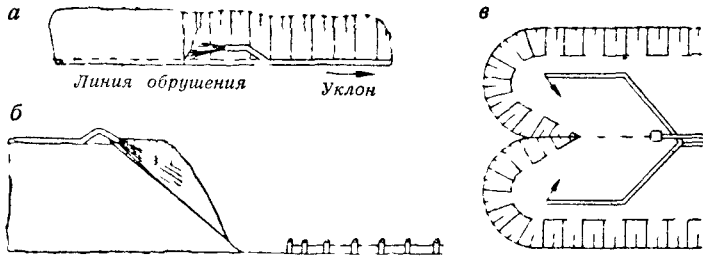


Рис. 332. Схемы гидромониторной разработки

Разновидностью схемы встречного забоя является боковой забой, в котором обрушение породы направлено в сторону, противоположную от расположенного близко к забою гидромонитора. Боковой забой рекомендуется при высоких уступах. Его достоинство заключается в безопасном положении гидромониторщика.

В рыхлых песчано-галечных породах можно вести разработку попутным забоем (рис. 332, б). Эта схема менее эффективна и требует большого расхода воды, но зато дает возможность подгонки породы, что для размыва таких пород особенно важно. Гидромонитор устанавливается на верхней площадке уступа и струя воды действует в направлении потока пульпы; размыв в этом случае происходит только за счет живой силы струи, направленной к забою под тупым углом. Работа в попутном забое начинается с размыва канавы для отвода от забоя пульпы. В карьерах эта схема применяется редко, главным образом на специальных работах, например на обрушении высоких уступов.

Схема разработки попутно-встречным забоем (рис. 332, в), имея все достоинства разработки встречным забоем, одновременно дает возможность подгонки породы. Гидромонитор устанавливается на нижней площадке уступа и действует так, как показано на рисунке.

Гидромонитор при любой схеме разработки желательно располагать на возможно близком расстоянии к забою, чтобы увеличивать разрушающее действие струи. По Правилам безопас-

ности минимальное расстояние принимают от 0,8 до 1,2 высоты уступа (в зависимости от физико-механических свойств пород).

Высота уступа не должна превышать 20 м.

Рекомендуется у забоя устанавливать два гидромонитора: один — работающий, второй — резервный, включаемый во время передвижения первого — основного работающего.

Таблица 51

Нормы удельных расходов воды и напоров у насадки гидромониторов

Категория грунтов	Грунты	Высота уступа, м					
		3—5		5,1—15		более 15	
		$q, \text{ м}^3/\text{м}^2$	$H_0, \text{ м}$	$q, \text{ м}^3/\text{м}^2$	$H_0, \text{ м}$	$q, \text{ м}^3/\text{м}^2$	$H_0, \text{ м}$
I	Предварительно разрыхленные, несслежавшиеся	5	30	4,5	40	3,5	50
II	Пески мелкозернистые		30		40		50
	Пески пылеватые	6	30	5,4	40	1	50
	Супески легкие		30		40		50
	Лёсс рыхлый		40		50		60
	Торф разложившийся		40		50		60
III	Пески среднезернистые		30		40		50
	Пески разнотернистые	7	30	6,3	40	5	50
	Супески тяжелые		40		50		60
	Суглинки легкие		50		60		70
	Лёсс плотный		60		70		80
IV	Пески крупнозернистые		30		40		50
	Супески тяжелые		50		60		70
	Суглинки средние и тяжелые	9	70	8,1	80	7	90
V	Глины текучие, тощие		70		80		90
	Песчано-гравийные		40		50		60
VI	Глины полужирные	12	80	10,8	100	9	120
	Песчано-гравийные		50		60		70
	Глины полужирные	14	100	12,6	120	10	140

Таблица 52

Оптимальные удельные давления струи гидромонитора для размыва различных пород

Породы	Характеристика породы по степени трудности размыва	Среднее значение оптимального удельного давления струи у забоя $\text{кг}/\text{см}^2$
Супесь (суглинок легкий, рыхлый)	Легкие	0,63
Суглинок средний	Средние	2,25
Суглинок тяжелый (суглинок плотный)	Тяжелые	3,90
Глина песчанистая (глина с гравием)	Очень тяжелые	5,80
Глина	Крепкие	8,00
Сланцы глинистые и песчанистые	Очень крепкие	10,00

Для того чтобы пульпа текла от забоя к зумпфу землесоса или к верхней части лотка, необходим определенный уклон площадки уступа. Такой уклон создает слой несмытой породы — недомыв. Чтобы уменьшить объем недомыва, но вместе с тем сохранить нужный уклон подошвы забоя, разработку стремятся вести с более коротким расстоянием подтекания. Это обеспечивается близким расположением зумпфа к забою и более частыми передвижками землесосных установок. В зависимости от характера разрабатываемых пород расстояние между передвижками принимается от 50 до 70 м. Недомыв убирают драглайном или бульдозером в сочетании с гидротранспортом. Породу предварительно разрыхляют и укладывают в штабель, смываемы затем гидромонитором в зумпф землесоса.

Потребный расход воды должен полностью обеспечиваться производительностью насосной станции P_n , определяемой по формуле

$$P_n = \frac{Vq}{T} \text{ м}^3/\text{ч},$$

где V — сезонный объем гидроразработки, м^3 ;

q — удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$,

T — число рабочих часов в сезоне

Удельным расходом воды называется количество ее в кубических метрах, которое затрачивается на размыв и транспортировку 1 м^3 породы. Удельный расход воды и удельное давление струи в створе забоя являются основными факторами, от которых зависит интенсивность и эффективность разработки, они служат основными показателями, определяющими качество гидромеханизационных работ.

Значения оптимальных удельных давлений струи, необходимых для размыва различных по трудности пород, и нормы удельных расходов воды и напоров у насадки даны в табл. 51, 52.

§ 5 Гидротранспорт и гидроотвалы

Транспортирование и укладка породы в отвал с помощью потока воды, переносящего частицы породы, осуществляют двумя способами. безнапорным и напорным.

Безнапорный (самотечный) гидротранспорт пульпы под действием собственного веса применяют редко. Он возможен при расположении подошвы уступа на более высокой отметке, чем расположен отвал, или при небольших длинах транспортирования путем создания специальными устройствами (эстакады и т. п.) необходимого уклона. Для безнапорного транспорта применяют канавы, лотки и трубы, уклон которых, так же как и скорость пульпы, определяют в зависимости от консистенции пульпы: для густой пульпы и более крупных частиц породы уклон должен быть больше. Величины уклонов, например, для пород лессовых, малопесчаных глин, транспортируемых по де-

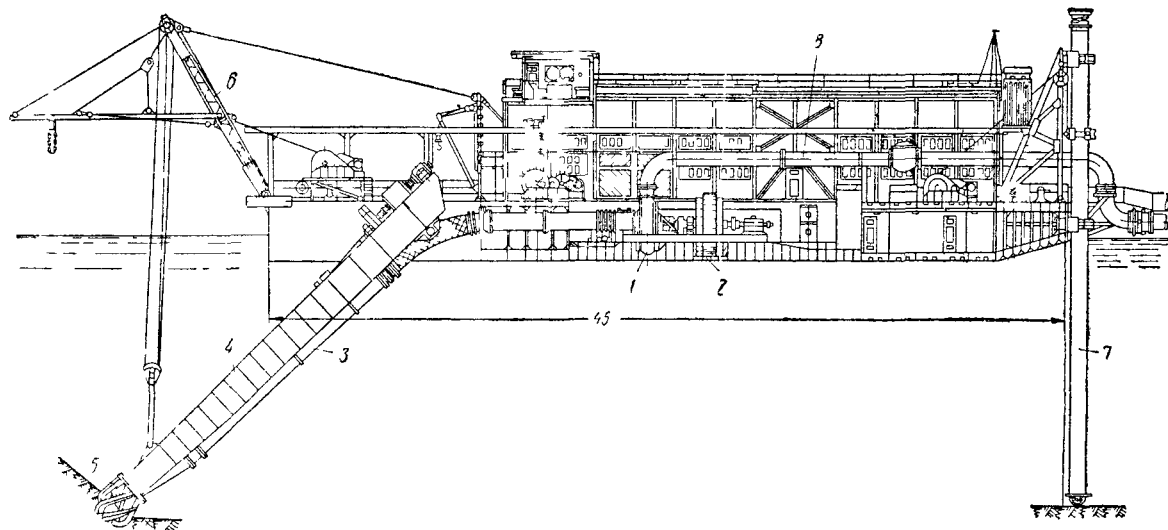


Рис 333 Сuctionный снаряд:

1 — землесос 2 — электродная сеть, 3 — всасывающая труба, 4 — рама рыхлителя и всасывающих устройств
 5 — фреза рыхлителя, 6 — стрела подъема рамы рыхлителя, 7 — пилыонажные сваи, 8 — напорный трубопровод

ревянным лоткам, равны 0,010—0,015, по земляным канавам — 0,015—0,020, для глинистых и суглинистых пород и деревянных лотков — 0,015—0,025, для земляных канав — 0,020—0,030; для крупных песков и деревянных лотков — 0,035—0,050, для земляных канав — 0,050—0,060.

Напорный гидротранспорт, осуществляемый с помощью землесосов, засасывающих пульпу из специального приемника (при гидромониторной разработке — зумпф, при экскаваторной — бункер-смеситель), наиболее распространен на карьерах. Для гидротранспортирования иногда используют не землесосы, а естественный напор воды.

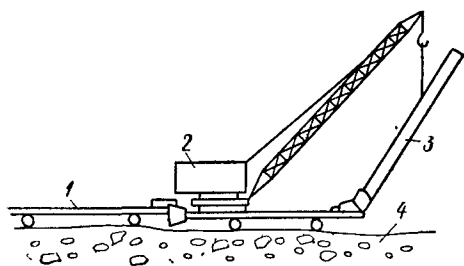


Рис. 334. Схема безэстакадного намыва:

1 — пульповод 2 — подъемный кран,
3 — наращиваемая труба, 4 — намывный грунт

Землесосные установки состоят из землесоса, электродвигателя и вспомогательной аппаратуры для пуска и управления землесосом. Установки монтируют на понтонах (рис. 333), ползьях или металлических листах, на гусеничном или колесном ходу. Они большей частью устраиваются передвижными.

По месту работы и назначению их разделяют на забойные (первой ступени), работающие непосредственно у забоя, и поперечные (второй и последующих степеней), которые работают на промежуточных уступах.

Гидроотвалы. Намываемые гидромеханизацией породы укладываются в отвалы, которые называют гидроотвалами. Их стремятся располагать возможно ближе к карьере, используя естественные емкости (балки, овраги, выработанные пространства карьера, поймы рек, озера, заболоченные площади) или создают на обвалованных с трех или четырех сторон специальных участках. Рассчитывая необходимую емкость гидроотвалов, надо прежде всего учитывать гранулометрический состав пород, так как мелкие частицы, набухая в воде, занимают в отвале значительно больший объем, чем в массиве.

Гидроотвал намывают торцовым или эстакадным способом.

Торцовый намыв бывает толстослойный и тонкослойный. При толстослойном намыве устанавливают две-три опоры высотой 3—4 м, на которые укладывают пульповод. После создания слоя, равного по мощности высоте опор, на намывной породе вновь наращивают опоры и процесс продолжается.

Тонкослойный намыв менее трудоемок и пользуется большим распространением. Пульпу на участок отвала пода-

ют непосредственно из торца пульповода, укладываемого прямо на поверхность. Как только в радиусе 8—10 м намотают слой толщиной 20—30 см, с помощью крана на шагающем или гусеничном ходу наращивают очередное звено пульповода. Когда труба достигает границы участка гидроотвала, пульповод постепенно разгибают в обратном направлении. Когда остается одно последнее звено, его приподнимают на 20—30 см и начинают наращивание в том же порядке нового слоя (рис. 334).

Эстакадный способ намыва ведут через мелкие выпуски пульповода, уложенного на опорах высотой 4—5 м. Поток пульпы рассредоточивается от дамб к центру отвала. Так же как и при торцовом толстослойном способе, после создания слоя

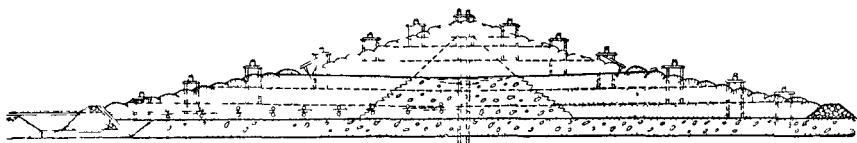


Рис 335. Схема двустороннего эстакадного намыва

толщиной 4—4,5 м на нем устанавливают новые опоры, на которые вновь переключают пульповод. Наиболее распространен двусторонний эстакадный способ намыва (рис. 335).

Сброс отработанной воды в гидроотвале производится с помощью шандорного водосборного колодца, плавучих насосных станций, сифонов и другими способами.

Наиболее простым устройством является шандорный колодец (рис. 336). Возводят его обычно за пределами внутреннего откоса ограждающей дамбы. До начала намыва породы в грунт забивают 4 сваи 1 с пазами в каждой; в пазы закладывают доски 2 (шандоры). В нижней части образовавшегося ящика-колодца помещается труба 3, по которой осветленная вода выводится за дамбу. По мере намывания породы колодец наращивают с тем, чтобы высота переливающегося слоя воды была не более 5—10 см. Общая схема расположения отвального хозяйства с ограждающими дамбами и водосбросными устройствами показана на (рис. 337)

§ 6. Системы открытой разработки способом гидромеханизации

В зависимости от применяемых способов размыва породы и гидротранспорта можно построить классификацию систем открытой разработки способом гидромеханизации.

Основные элементы системы разработки — размеры рабочих площадок и отдельных блоков, число рабочих горизонтов, типы и мощность оборудования, необходимость создания транспорт-

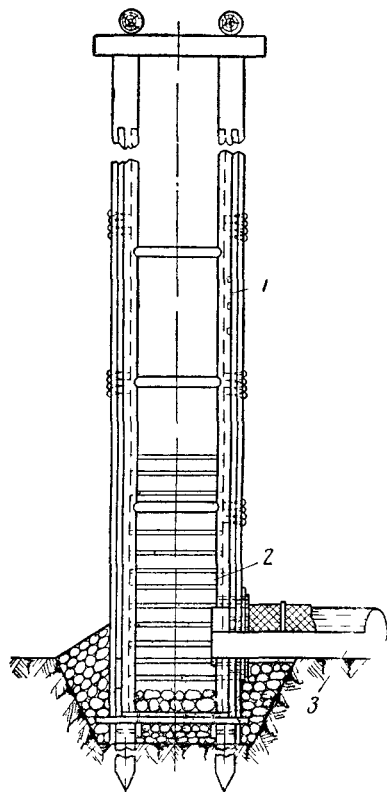


Рис 336 Шандорный водосбросный колодец

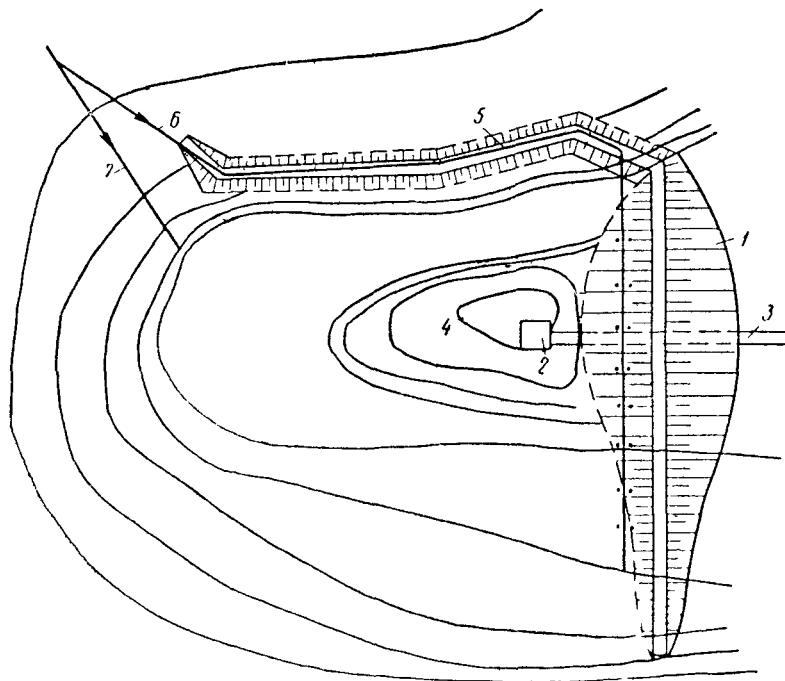


Рис. 337. Расположение отвального хозяйства:

1 — основная земляная дамба; 2 — шандорный колодец, 3 — водосбросная труба, 4 — отстойный пруд, 5 — продольная дамба, 6 — пульповод для выпуска пульпы дамбы, 7 — пульповод для выпуска пульпы вверх отвального участка

ных берм, порядок перемещения фронта работ и уборки недомыва, соотношение объемов вскрытых и подготовленных запасов и др.— определяет прежде всего способ гидротранспорта, являющийся поэтому основным признаком классификации систем открытой гидромеханизированной разработки. В свою очередь, способ размыва пород влияет на выбор следующих элементов системы: высоты уступа, типов и мощности гидрооборудования, размеров рабочих площадок.

В табл. 53 представлена основанная на этих признаках классификация систем разработки гидромеханизацией, составленная проф. Г. А. Нурок.

Т а б л и ц а 53

Классификация систем открытой разработки пластовых месторождений с применением гидромеханизации

Обозначение системы	Наименование системы	Обозначение подгруппы	Характеристика процесса размыва	Характеристика принятого способа транспортирования породы вне рабочего горизонта
А	Система разработки наклонными слоями с самотечным транспортированием пульпы	А ₁	Размыв гидромониторами с верхней или нижней площадки уступа без рыхления	Самотечный с применением лотков или пульпоприемных канав
		А ₂	Размыв гидромониторами с предварительным механическим рыхлением	
Б	Системы разработки с напорным транспортированием пульпы	Б ₃	Размыв гидромониторами с верхней или нижней площадки уступа	Напорный с применением землесосов и гидроэлеваторов
		Б ₄	Размыв породы в специальных передвижных установках при экскаваторном рыхлении	
		Б ₅	Размыв породы в навалах при механическом рыхлении	
А—Б	Системы разработки с самотечно-напорным транспортированием пульпы	А ₁ —Б ₃ А ₂ —Б ₄ А ₂ —Б ₅ и т. д.	Уступы разрабатывают как без рыхления, так и с предварительным рыхлением	Частично самотечный с применением лотков или пульпоприемных канав и частично напорный с применением землесосов

Обозначение системы	Наименование системы	Обозначение подгруппы	Характеристика процесса размыва	Характеристика принятого способа транспортирования породы вне рабочего горизонта
Б—В	Специальная система разработки с применением плавающих землесосных установок	Б—В ₆	Размыв породы за счет всасывания землесосом с применением механического рыхлителя или без него	Напорный с применением плавающего и сухопутного пульповода
		Б—В ₇	Размыв породы с применением гидромониторно-землесосных установок	

Системы разработки группы А наиболее экономичны, так как характеризуются малыми простоями гидромониторов и экскаваторов, меньшим расходом электроэнергии и меньшей стоимостью средств гидротранспорта (вместо пульповодов применяют лотки или земляные каналы, не нужны землесосы).

Для сравнения систем групп А и Б сопоставим технико-экономические показатели их применения в одинаковых условиях, %:

	Группа А	Группа Б
Часовая производительность труда рабочего	100	65
Расход электроэнергии на 1 м ³ вынутой породы	100	168
Затраты на выемку 1 м ³ породы	100	150
Использование установок во времени	100	115

Эти данные говорят о том, что системы разработки группы А имеют более высокие технико-экономические показатели, чем группы Б. Но системы разработки группы А можно применять только в условиях, когда разность отметок нижней площадки уступа H_1 и положения подачи пульпы H_2 , деленная на длину расстояния транспортирования L будет больше величины необходимого уклона для транспортирования материалов i , т. е.

$$\frac{H_1 - H_2}{h} > i,$$

Эта величина должна быть также равна или больше квадрата скорости движения пульпы v^2 , деленной на произведение квадрата коэффициента шероховатости c и на гидравлический радиус R :

$$\frac{H_1 - H_2}{L} \geq \frac{v^2}{c^2 R}.$$

Таким образом системы А применимы только при определенном, отвечающем этим условиям рельефе местности, тогда как применение систем Б не зависит от рельефа.

На выбор системы разработки существенно влияет характер залегания полезного ископаемого. При наклонном залегании возможно применение А и Б, при пологом — обычно Б, редко А—Б.

Для того, чтобы определить целесообразность применения той или иной подгруппы, можно сопоставить их на основе характеристики процесса размыва пород. Такое сопоставление в отношении подгрупп Б₃, Б₄ и Б₅ является весьма сложным из-за того, что сам процесс размыва пород еще не достаточно изучен, а взаимное влияние параметров каждой из подгрупп очень трудно учитывать. Основными показателями при этом являются: расход воды на размыв породы и образование пульпы необходимой консистенции, трудоемкость работ, расход электроэнергии, скорость продвижения фронта работ, затраты на уборку. Были проведены сопоставления отдельных показателей, что дало возможность сделать некоторые выводы.

Например, если принять удельный расход воды при Б₃ за 100%, то при системе Б₄ он будет примерно равен 25%, а при Б₅ — 35%. Система Б₄ требует значительно меньших затрат времени на передвижку землесоса и позволяет вести разработку без недомыва. Продолжительность цикла работ для системы Б₅ меньше, чем для Б₃, но больше чем для Б₄.

Практика работы карьеров Батуринского № 3 (аргиллиты и алевролиты; драглайн и землесос ЗГМ-1) и Богословского № 5 (песчано-гравелистые породы с глиной; механическая лопата и землесос 8НЗ) позволила сопоставить показатели систем разработки Б₃ и Б₅ по производительности оборудования. При этом производительность при системе Б₃ (без рыхления), принимали в обоих случаях за 100%. При системе Б₅ (с рыхлением) в Батуринском карьере производительность того же оборудования составила 186%, а в Богословском карьере — 220%.

Ниже приведены основные технико-экономические показатели систем Б-В₆ и Б-В₇ при разработке в одинаковых условиях землесосом ЗГМ-1 мелкозернистых песков и супесей, переходящих в суглинки:

	Б-В ₆	Б-В ₇
Расход электроэнергии на 1 м ³ породы, квт.ч .	3,62	3,57
Время чистой работы землесоса за сезон, ч .	6745	6630
Средняя производительность землесоса по породе, м ³ /ч	98	223
Средняя консистенция пульпы, Т. Ж .	1:11	1:4

Интересные данные получены на вскрышных работах различными способами на Ново-Кудинском карьере строительных материалов в 1958 г. Затраты на 1 м³ породы в рублях составляли: при экскаваторной выемке с железнодорожным транспортом узкой колеи 0,5—0,6, при экскаваторной с автотранспортом — 0,7—0,8, при гидромеханизации с предварительным рыхлением

драглайном и напорным транспортированием — 0,4—0,5, экскаваторной с ПЗУ—0,2—0,25.

Гидромеханизация в наше время находит все более широкое применение при разработке рудных и нерудных полезных ископаемых открытым способом и является одним из самых перспективных направлений комплексной механизации горных работ. Широкое распространение гидромеханизация получила при разработке россыпей (см. часть IV).

Дальнейшее развитие гидромеханизации должно идти по пути совершенствования технологии и оборудования. Главным направлением технологического совершенствования является автоматизация процессов гидромеханизации, что при их поточном характере имеет исключительно важное значение. Не менее важной является задача расширить применение гидромеханизации в трудноразмываемых породах путем освоения эффективных средств и способов предварительного их рыхления.

Заслуживает особого внимания более широкое использование самотечного гидротранспорта, создание гидроконвейеров, улучшение механизации трудоемких вспомогательных операций в забое.

§ 7. Общие сведения об извлечении металлов из руд в месторождении методами растворения и выщелачивания

Добыча полезных ископаемых методом растворения известна давно и применяется в широких промышленных масштабах при разработке месторождений каменной соли, серы, каолина и др.

Для всех этих ископаемых растворителем является вода, однако физико-химическая сущность процесса «растворения» для них неодинакова. Так, каменная соль действительно переходит в водный раствор, каолин же, по существу, не растворяется водой, а образует в ней взвешенную пульпу; сера в перегретой воде (до температуры 135° и выше) образует тяжелую жидкость с удельным весом 2,0.

Во всех этих случаях, т. е. при растворении в воде, переходе во взвешенное состояние или из твердого состояния в жидкое, завершающим процессом извлечения ископаемого служит обратный процесс — выпаривание (соль), осаждение (каолин), охлаждение (сера).

Рассмотрим в связи с этим способ добычи серы путем подземного ее расплавления перегретой водой. Следует заметить, что сейчас около $\frac{2}{3}$ мировой добычи серы приходится на этот способ.

Разведанное месторождение вскрывается с поверхности вертикальными скважинами диаметром около 200 мм (рис. 338). До верхней части залежи в скважину вводят обсадные трубы такого же диаметра. Затем до подстилающих пород опускается

колонна труб диаметром порядка 150 мм, заканчивающаяся двумя патрубками полутораметровой длины, разделенными диском с просверленными в нем отверстиями диаметром 19—20 мм. Каждый патрубок служит трубчатым фильтром. Третья колонна диаметром около 75 мм и четвертая — около 55 мм опускаются на 30 см ниже перфорированного диска. Через внутреннюю, наименьшего сечения трубу к залежи поступает сжатый воздух, а в пространство между второй и третьей колоннами через отверстия верхнего фильтра — перегретая до 160° вода под давлением до 17—18 кг/см². Сера, температура плавления которой 110°, при этом расплавляется и, имея удельный вес 2,05—2,08, собирается на уровне второго фильтра. Пройдя через его отверстие, она поднимается на некоторую высоту между третьей и четвертой колоннами. Здесь расплавленную серу подхватывает выходящий из нижнего отверстия четвертой трубы воздух, взмучивает (эмульсирует) серу и выталкивает ее на поверхность. Для ежесуточного извлечения примерно 300 т серы расходуется 1700—1900 м³ перегретой воды. Добытая сера имеет 99,99% чистоты.

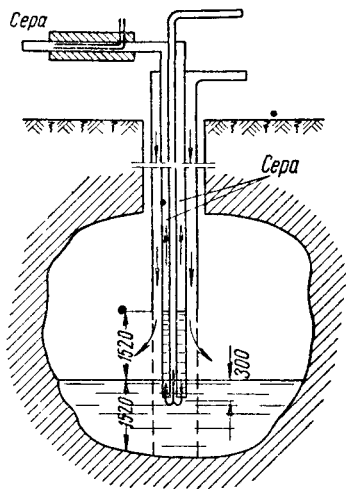


Рис. 338. Схема установки для добычи серы путем ее расплавления перегретой водой

го извлечения примерно 300 т серы расходуется 1700—1900 м³ перегретой воды. Добытая сера имеет 99,99% чистоты.

Извлечение металлов из руд методом выщелачивания также не ново. Начало его относится еще к XVI столетию, когда было установлено, что медь, содержащаяся в кислых рудничных водах, может быть легко осаждена из раствора железом.

В настоящее время находятся в эксплуатации крупные установки по извлечению меди из рудничных вод.

Так как содержание меди в рудничных водах в виде CuSO_4 достигает довольно значительной концентрации — до 3—5 г/л, а в среднем составляет не меньше 1—2 г/л, то при большой водообильности количество содержащейся в воде меди, безвозвратно и бесполезно теряемой многими рудниками, достигает многих тысяч тонн в год.

Между тем процесс извлечения (цементации) сернокислой меди из водных растворов чрезвычайно прост и дешев.

Медь осаждается из раствора железом по реакции



в виде так называемой цементной меди.

Процесс осаждения происходит в особых желобах, по которым рудничная вода, содержащая медь, протекает, непрерывно соприкасаясь с железом, или в чанах, наполнение и слив которых периодически чередуют.

Наилучшим осадителем меди — скрапом считают губчатое железо, обрезь трансформаторного железа и стружку. Расход скрапа составляет в среднем 1,2 кг железа на 1 кг извлеченной меди. Чем длиннее путь, который проходит раствор в желобах, соприкасаясь с железом, или чем продолжительнее время реакции в чанах, тем полнее извлечение меди.

В зависимости от качества скрапа, состава рудничных вод и тщательности выполнения процесса в целом, цементационная медь содержит в среднем от 50 до 70% чистой меди и 30—50% железа, ила и других примесей. Извлечение меди из раствора составляет, как правило, не меньше 90% и достигает в лучших случаях 99%.

Цементную медь из желобов или чанов выгружают систематически.

После высушивания цементационную медь переплавляют на заводе. Особенно вредны, снижают извлечение и ухудшают качество цементной меди илистость воды и наличие в ней сульфата окиси железа $Fe_2(SO_4)_3$.

Простота и экономичность добычи меди из рудничных вод послужили толчком к применению выщелачивания в качестве специального способа разработки месторождений медных руд.

Для разработки рудных месторождений методом выщелачивания необходимы следующие условия:

- 1) растворимость рудного минерала или соли металла в воде или слабом растворе серной кислоты;
- 2) проницаемость рудной массы для растворителя — наличие трещин, раздробленность рудной массы и возможность равномерного ее омывания растворителем;
- 3) отсутствие (или возможность устранения) каналов, позволяющих растворителю протекать по одному произвольному руслу, не омывая всей рудной массы;
- 4) желательно, чтобы раствор от места растворения до места осаждения металла протекал самотеком и самотеком же удалялись отработанные воды, из которых металл извлечен.

В качестве объектов для разработки выщелачиванием могут быть использованы: самостоятельно — медные месторождения, не пригодные для обычных методов разработки вследствие слишком бедного содержания металла или неблагоприятных естественных условий; аварийные участки с невыпущенной, но раздробленной рудой; участки, заброшенные вследствие происшедшего в них горения руды; участки с оставленными рудными целиками, которые нельзя отработать обычными методами; ста-

рые выработанные рудники с неполно извлеченной рудой; отвалы медьсодержащих пород на поверхности.

Опишем один из примеров успешного применения метода выщелачивания при разработке медного месторождения.

Месторождение представляет собой пластообразную залежь мощностью до 100 м и углом падения 50°. Рудные минералы — пирит и халькозин; содержание меди в руде от 0,8 до 1%.

До глубины 335 м от поверхности месторождение вскрыто штольней и разрабатывалось системой этажного обрушения, содержание металла в руде оказалось недостаточным и рудник был закрыт. За время работ очень много руды было обрушено, но она осталась невыпущенной. Общий запас оставшейся руды оценивался примерно до 40 млн т со средним содержанием меди 0,88%.

На поверхность обрушенного участка подавалось около 6 м³ воды в минуту, откуда она, омывая рудный массив и старые выработки, обогащаясь медью в виде CuSO₄, спускалась на штольню. В штольне были установлены два желоба сечением 800 × 800 мм, длиной около 0,5 км с уклоном в сторону устья 0,5%. Желоба имели двойное дно; верхнее, «ложное» дно, расположенное на 425 мм над основным, состояло из секций деревянных решеток с квадратными отверстиями размером 6 мм. Скрап укладывали на «ложное» дно.

Осажденная цементная медь собиралась на нижнем дне и выгружалась 1—5 раз в месяц.

Содержание меди в воде 0,2%; извлечение достигло 97%. Содержание металлической меди в цементной меди до 80—90%. Расход железного скрапа 1 кг на 1 кг извлеченной меди. Годовая добыча составила до 3000 т металлической меди. Полная стоимость 1 кг меди в несколько раз ниже, чем при обычных методах разработки и плавки.

Высокий экономический эффект выщелачивания на данном руднике объясняется особо благоприятными условиями, хорошей раздробленностью руды, растворимостью меди и, что не менее важно, наличием естественного стока воды и отсутствием расходов по ее откачке на поверхность.

Ряд минералов — асфальт, бура, азокерит и др.— плавится при температуре 80—90°. Их разработку возможно вести методами подземного расплавления горячей водой.

Многие труднорастворимые сульфидные минералы цинка, железа, висмута, никеля, сурьмы и др., переходят в процессе обжига в окислы металлов и сульфаты, которые уже легко растворяются в воде или слабых кислотах. Методы подземного обжига в сочетании с выщелачиванием в будущем, по-видимому, смогут быть использованы для разработки некоторых месторождений этих металлов.

§ 8. Дренаж и водоотлив при открытых разработках

Приток воды в карьерах складывается из грунтовых вод и атмосферных осадков.

Применяют два способа водоотлива: открытый и подземный.

Если породы вскрыши имеют несколько водоносных горизонтов и само месторождение сильно обводнено, применяют ком-

бинированное осушение с поверхностным и подземным способами водоотлива.

Открытый водоотлив.

Общая схема открытого водоотлива изображена на рис. 339.

В зависимости от глубины карьера, рельефа местности и почвы карьера, других условий открытый водоотлив может быть естественным или искусственным.

В первом случае для водоотлива достаточно

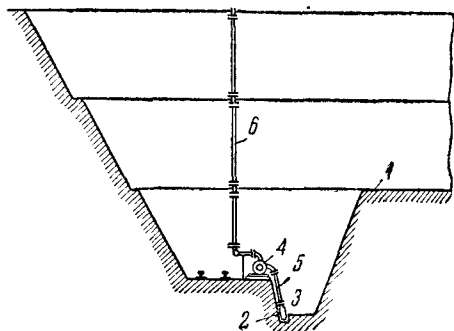


Рис. 339. Схема открытого водоотлива:

1 — почва карьера; 2 — колодец; 3 — водосборник; 4 — насос; 5 — всасывающий трубопровод; 6 — нагнетательный трубопровод

провести ряд канав, по которым вода стекает в главную канаву или траншею, находящуюся вне контура карьера. Площадь и форма сечения водоотливных канав различны и зависят от количества протекающей по ним воды и рельефа местности.

При неблагоприятном рельефе местности и большой глубине карьера сечение водоотливных канав может получиться настолько значительным, что придется отказываться от естественного водоотлива и переходить к искусственному.

В этом случае атмосферные осадки и грунтовую воду по канавам отводят от рабочих забоев и направляют к наиболее низкому месту карьера, где устраивают котлован — водосборник. Вся вода из карьера поступает в указанный котлован и соединенный с ним колодец. В последний опускают всас насоса, которым воду откачивают на поверхность и затем отводят к ближайшему водоему.

Поверхностный способ осушения осуществляют кроме канав и траншей также дренажными и горизонтальными скважинами и водопонижительными скважинами.

Дренажные горизонтальные скважины диаметром 200 мм пробуривают с помощью специальных буровых станков для осушения бортов траншей, породных и рудных уступов.

Водопонижительные скважины бурят прямо с поверхности до требующего осушения слоя породы; в мягких породах они закрепляются обсадными трубами с фильтром внутри. Откачку воды производят штанговыми поршневыми или специальными глубинными погружными насосами.

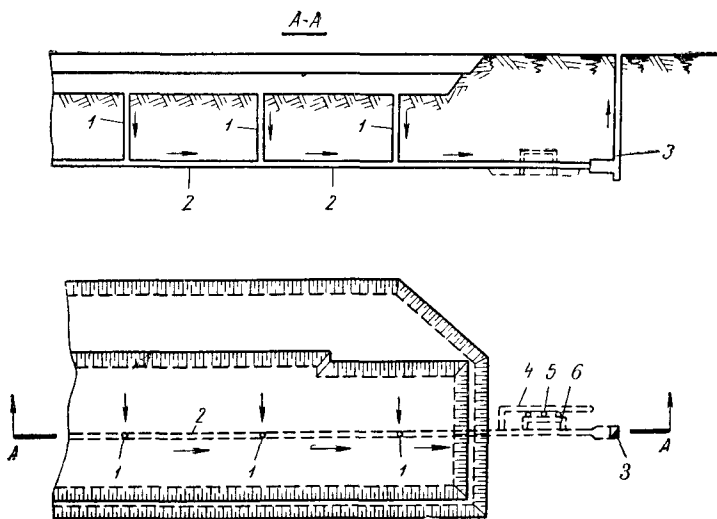


Рис. 340. Схема подземного водоотлива

При подземном водоотливе (рис. 340) воду от рабочих забоев канавами сравнительно небольшого сечения направляют к скважинам 1, которые проводят специально для водоотлива на расстоянии 50—100 м одна от другой. Нижний конец скважин выходит в кровлю подземных штреков 2, соединенных квершлагом и рудничным двором с водоотливным шахтным стволом 3. Вода из карьера по скважинам поступает в подземные водоотливные штреки и направляется к водосборнику 4 и колодцам 5 насосной камеры 6, где устанавливают насосы, подающие воду через водоотливную шахту на поверхность.

Для искусственного открытого и подземного водоотлива необходима проходка следующих горных выработок:

при открытом водоотливе — водосточные внутрикарьерные канавы для направления воды к водосборнику; водосборник для сбора поступающей в карьер воды; колодцы для помещения вса са насоса;

при подземном водоотливе — водоотливные скважины; подземные штреки; водоотливная шахта; насосная камера с прилегающими ходками и выработками — водосборником, помойницей, колодцами и пр.

Кроме того, при обоих способах водоотлива необходима проходка водооградительных канав для отвода атмосферной воды, поступающей из местности, прилегающей к разрабатываемому карьеру.

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: проходят осушительные канавы; отводят русла рек и ручьев, если последние расположены в непосредственной близости к разрабатываемому карьеру; проходят водоотводящие траншеи; производят дренаж буровыми скважинами при помощи переносных, опускных или стационарных насосов. Расстояние между скважинами зависит от характера водоносных пород и грунтовых вод.

Из неглубоких скважин воду откачивают стационарными насосами: один насос обычно обслуживает несколько скважин. При глубине скважин свыше 7—8 м применяют опускные насосы специальной конструкции и таких габаритных размеров, которые соответствуют диаметру скважин. Эти насосы должны быть закрытой конструкции для работ под водой.

Для осушения залегающих на небольшой глубине или высоте от штрека водоносных горизонтов используют забивные фильтры, представляющие собой железные трубы диаметром 52—75 мм, заканчивающиеся фильтром и вставляемые в специально пробуриваемые на расстоянии от 10 до 50 м друг от друга скважины.

Применяются также сквозные фильтры (гравийные, проволочные и сетчатые) диаметром от 56 до 150 мм с диаметром отверстий в перфорированной части трубы 10—19 мм. Устанавливаются они в буровых скважинах, которые пересекают все водоносные горизонты, так как проводятся с поверхности до подземной дренажной выработки.

РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Глава XXIV

ПОДЗЕМНАЯ РАЗРАБОТКА РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Горногеологическая характеристика россыпей

Россыпями называют вторичные месторождения, которые образовались в результате разрушения коренных рудных месторождений и представляют собой рыхлые (реже сцементированные) отложения обломочных пород, содержащих частицы какого-либо полезного минерала, как правило, с большим удельным весом.

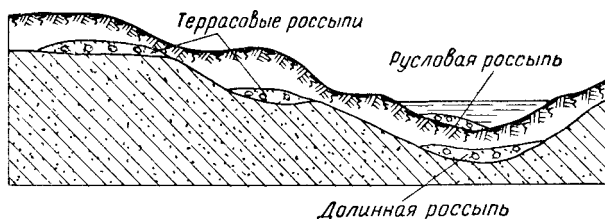


Рис. 341. Типы россыпей

Основными типами россыпей по характеру образования являются: 1) элювиальные, 2) делювиальные, 3) аллювиальные.

Россыпь называется элювиальной, если продукты разрушения остались на месте коренного месторождения. Материал элювиальной россыпи, перемещенный по склону, образует делювиальную россыпь. Основное промышленное значение имеют аллювиальные россыпи, которые слагаются из материала, перемещенного водными потоками, как правило, на значительные расстояния от места первоначального образования.

По характеру залегания аллювиальные россыпи разделяются на следующие основные типы (рис. 341): 1) русловые, 2) долинные; 3) террасовые.

Русловые россыпи приурочены к современному руслу ручья или реки.

Долинные россыпи располагаются в речных долинах, закончивших свое формирование, и бывают перекрыты более или менее мощными наносами. Долинные россыпи имеют значительную протяженность (от 1 до 20 км, а иногда и более). Ширина их составляет в среднем 100—400 м и достигает иногда 1 км.

Террасовые россыпи представляют собой остатки долинных и расположены выше уровня современного русла потока.

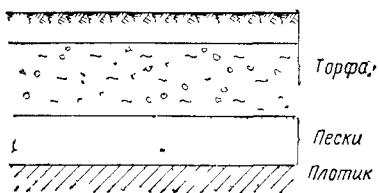


Рис 342 Строение россыпи

Кроме указанных, выделяют еще древние россыпи, для которых характерна большая глубина залегания.

В поперечном разрезе (рис. 342) аллювиальная россыпь имеет следующее строение. Породы, слагающие основание россыпи, называют плотиком. Плотик сложен из-

верженными или осадочными породами. Верхняя часть его довольно часто бывает насыщена металлом. На плотике залегает металлосодержащий слой россыпи — пески. Мощность песков колеблется в среднем от 0,5 до 3 м, в редких случаях достигает 10—15 м. В верхней части россыпи залегают торфа (наносы), не содержащие полезных минералов или содержащие их в незначительном количестве. Мощность торфов 1,5—12 м, иногда до 50—100 м.

Основными минералами, содержащимися в россыпях, являются золото, платина, алмазы, касситерит, вольфрамит, шеелит и др. Указанные минералы встречаются в россыпях в виде частиц разнообразных размеров. Например, частицы золота имеют размеры от 0,1 мм и менее (пылевидное золото) до 3—5 мм. Иногда встречаются самородки весом в несколько сотен граммов и более.

Наиболее богатая металлом часть песков носит название струи, в стороны от которой россыпь менее насыщена металлом.

Границы россыпи определяются минимально допустимым промышленным содержанием полезного минерала (бортовым содержанием). При меньшем, чем бортовое, содержании металла разработка россыпи или участка ее экономически нецелесообразна.

§ 2. Особенности разработки и осушение россыпей

Россыпные месторождения обладают следующими особенностями, влияющими на способ их разработки:

1. Незначительная устойчивость песков и торфов, которые бывают представлены растительным слоем, илом, галечником с песком и глиной, галечником с обломками сланца и другими

аналогичными породами. Указанные породы не допускают значительных обнажений, вследствие чего при проведении выработок требуется устанавливать крепь. Значительная обводненность пород уменьшает их устойчивость. Только плотик сложен более устойчивыми осадочными, метаморфическими или изверженными горными породами: глинистыми песчаниками, сланцами, известняками, гранитами, порфирами и пр.

2. Неглубокое залегание. Обычно глубина залегания россыпей составляет 2—12 м и только в редких случаях достигает нескольких десятков метров. Эта особенность залегания россыпей создает возможность широкого применения открытых горных работ.

3. Наличие мерзлоты. Россыпи, находящиеся в северо-восточной части СССР, частично или полностью сложены мерзлыми грунтами.

Мерзлые грунты представляют собой твердые минеральные частицы, сцементированные льдом. Они обладают значительной твердостью и устойчивостью, причем последняя возрастает с уменьшением температуры грунта. Мерзлые грунты водонепроницаемы.

Мерзлота может быть сезонной и вечной. В первом случае верхние слои земли, промерзшие в зимнее время на определенную глубину, летом оттаивают. Вечномерзлые грунты сохраняют отрицательную температуру и в летний период. Оттаивает только поверхностный (деятельный) слой, толщина которого зависит от многих факторов и изменяется от 0,2 до 2,5 м.

Вечная мерзлота распространяется неравномерно. Среди значительных площадей мерзлых грунтов встречаются участки таликов. Может наблюдаться и обратное явление, когда мерзлые участки встречаются в талых грунтах. Подобная перемежаемость мерзлых и талых пород усложняет разработку россыпи.

4. Обводненность. Как правило, большинство россыпей приурочено к долинам рек, вследствие чего торфа и пески в той или иной степени бывают насыщены грунтовыми водами, с которыми приходится вести борьбу при проведении подготовительных и очистных выработок. Например, приток воды на некоторых приисках Восточной Сибири достигает 2000—3000 м³/ч. Поэтому при подземной разработке предварительно проводят осушение россыпи.

Если русло реки расположено над россыпью, необходимо отвести его в сторону. С этой целью выше россыпи реку перекрывают плотиной, а воду по руслоотводной канаве отводят за пределы контура месторождения. При расчете размеров поперечного сечения руслоотводной канавы необходимо учитывать также приток в нее ливневых и паводковых вод.

Удаление воды из россыпи (рис. 343) производится либо самотеком по штольне I, пройденной с уклоном 0,002—0,005, либо

путем откачки насосами через ствол Первый способ применяется при значительном уклоне плотика (обычно не менее 0,01), так как в противном случае требуется проведение штольни значительной длины. Водоотливная штольня по достижении плотика переходит в дренажный штрек 2, который располагают по пескам, а при сильно водноносной россыпи — в породах плотика В последнем случае между кровлей дренажного штрека и

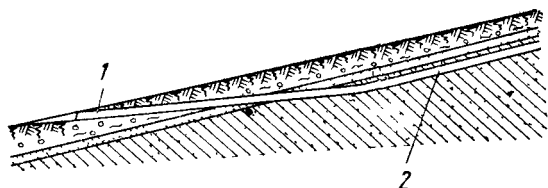


Рис 343 Вскрытие россыпи с дренажным штреком в плотике

песками оставляют потолочичу толщиной 5—8 м. Оставление более мощной потолочины значительно уменьшает дренирующую способность штрека.

Проходка дренажного штрека должна вестись с опережением по отношению к нарезным и очистным работам.

§ 3 Вскрытие россыпных месторождений

Вследствие относительно однообразных условий залегания россыпей варианты вскрытия россыпных месторождений немногочисленны.

По типу основной вскрывающей выработки различают следующие варианты вскрытия россыпных месторождений:

1) вертикальным шахтным стволом; 2) наклонным шахтным стволом, 3) штольней, 4) траншеей.

Обычно ширина шахтного поля определяется шириной россыпи, а длина принимается в пределах 80—500 м. Шахтные поля длиной 200—250 м принято называть короткими, а больших размеров — длинными.

При вскрытии вертикальным шахтным стволом его обычно располагают в центре длинного шахтного поля по тальвегу¹ россыпи. Вскрытие вертикальным стволом коротких шахтных полей применяют только при неглубоком залегании россыпей, неровном плотике, затрудняющем транспортирование песков, или в начальный период разработки россыпи для ускорения начала очистных работ. В случае большого притока воды шахтный ствол для удобства водоотлива смещают от центра шахтного поля вниз по тальвегу (рис. 344).

¹ Тальвег — наиболее пониженная часть долины

Вскрытие вертикальным стволом длинных шахтных полей целесообразно при глубине залегания россыпи не менее 15—20 м, конвейерной доставке песков, а также в тех случаях, когда по условиям дренажа месторождения откаточный штрек располагается в породах плотика.

Вскрытие наклонным шахтным стволом целесообразно при непрерывном конвейерном транспорте песков как по горизонтальным выработкам, так и по стволу. Наклонные шахтные стволы применяют также при вскрытии россыпей, расположенных в борту долины (рис 345). Обычно наклонные шахтные стволы целесообразны при глубине залегания россыпи не более 30 м.

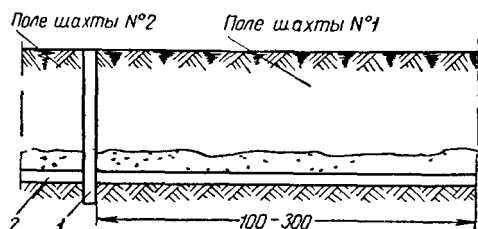


Рис 344. Вскрытие россыпи вертикальным стволом
1 — ствол, 2 — откаточный штрек

Вскрытие штольной является одним из наиболее экономичных благодаря отсутствию расходов по водоотливу и подъему песков. Его широко используют для террасовых россыпей.

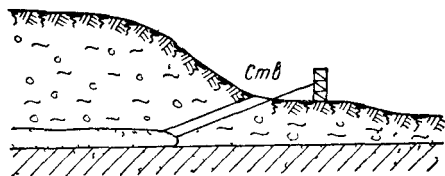


Рис 345 Вскрытие россыпи наклонным стволом

Долинные россыпи вскрывают штольнями только при значительном уклоне плотика (см. рис 343). В этом случае водоотливная штольня будет одновременно служить и эксплуатационной.

Вскрытие траншей применяют в тех случаях, когда глубина залегания россыпи не превышает 8—10 м и долина имеет достаточный уклон (не менее 0,01). Траншея проходится с таким же уклоном, как и штольня. Сечение траншеи и расположенной под нею штольни (по пласту) изображено на рис. 346.

Вскрытие траншеей имеет те же достоинства, что и вскрытие штольной, но траншея часто может быть пройдена быстрее штольни благодаря возможности применения землеройных машин.

Выбор способа вскрытия россыпей производится так же, как и рудных месторождений.

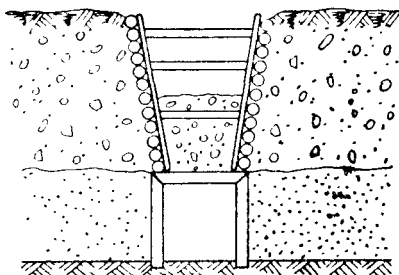


Рис. 346. Сечение вскрывающей траншеи

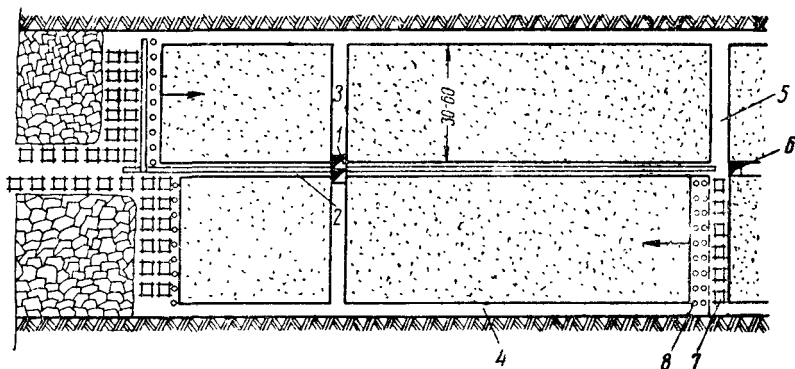


Рис 347. Сплошная система разработки

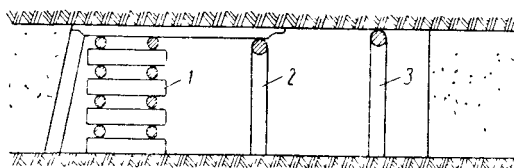


Рис. 348. Зарезка лавы;
1 — костровая крепь; 2 — подхват; 3 — стойка

§ 4. Условия применения подземной разработки россыпных месторождений

Подземным способом разрабатывают россыпи, имеющие относительно глубокое залегание, как правило, более 15—20 м. Однако в некоторых случаях подземный способ разработки применяют и на россыпях, залегающих на меньшей глубине. К условиям, благоприятствующим подземной разработке на небольших глубинах, относятся следующие:

1) наличие мерзлых грунтов; в этом случае использование высокопроизводительных способов открытой разработки — дражного и гидравлического — вызывает большие затруднения.

2) неблагоприятные для открытых работ климатические условия в районе месторождения (очень низкая зимняя температура, заносы снегом); в связи с этим в северо-восточных районах нашей страны подземную разработку применяют при глубине залегания россыпей 6—10 м.

3) небольшие запасы месторождения, когда требующиеся для открытой разработки капитальные затраты оказываются значительными.

По приведенной ранее классификации подземных систем разработки рудных месторождений системы разработки россыпей относятся к классу с обрушением вмещающих пород.

Разработка россыпей с креплением и частичной закладкой применяется только в особо неблагоприятных условиях: когда нельзя обрушать кровлю ввиду сильной обводненности торфов, а также при значительном количестве валунов в песках. Системы с креплением характеризуются низкой производительностью труда, высокой стоимостью добычи 1 м³ песков, повышенными потерями песков при добыче и др.

Рассмотрим следующие системы разработки россыпей с обрушением вмещающих пород:

1. Сплошные системы разработки.
2. Столбовые системы разработки:
 - 1) с выемкой столбов заходками;
 - 2) с выемкой столбов забоем-лавой.

5. Сплошные системы разработки россыпей

Сплошная система характеризуется ведением очистных работ сплошным забоем-лавой на всю ширину россыпи с последующим обрушением или (чаще) с плавным оседанием кровли.

Условия применения сплошной системы разработки:

1) наличие сплошной мерзлоты; включения таликов нарушают линию забоя, создают опасность прорыва воды в выработанное пространство;

2) мощность торфов не менее 8—10 м, так как при меньшей их мощности может происходить преждевременное обрушение кровли вблизи забоя;

3) малый приток воды через обрушенное пространство.

Подготовительные работы (рис. 347) состоят в проведении от ствола 1 главного откаточного штрека 2, поперечного штрека 3 и бортовых штреков 4 на границе шахтного поля. Бортовые штреки служат в качестве запасного выхода из забоя, а также для вентиляции. По длине долины шахтное поле ограничивается разрезными штреками 5, из которых начинается очистная выемка. На границах поля проходят вентиляционные шурфы 6.

Начальная стадия очистных работ состоит в зарезке лавы из разрезного штрека. С этой целью в штреке со стороны будущей лавы убирают стойки крепи, предварительно установив подхваты, а с противоположной стороны сооружают один ряд костровой крепи 7. После засечки лавы и подвигания ее на 1,5 м вдоль лавы устанавливают ряд стоек 8. Зарезка лавы показана на рис. 348.

В следующей нормальной стадии очистных работ через каждые 1,5 м подвигания лавы устанавливают аналогичные ряды стоек с расстоянием между ними в ряду 1,5—2 м. После подвигания лавы на 3 м в пространстве между подхватами и первым рядом стоек вновь сооружают костровую крепь, которую в дальнейшем через каждые 8—10 м переносят ближе к забою; выработанное пространство за кострами обрушают. Перед выемкой костров вблизи них устанавливают сигнальные стойки. При сдвигении пород стойки издадут треск, что является сигналом для прекращения работ и вывода людей в безопасное место.

Отбойка мелкошпуровая. Шпуров бурят ручными перфораторами или электросверлами. Глубина шпуров в среднем около 1,5 м, расположение их двухрядное симметричное или шахматное. Выход песков составляет 0,5—0,6 м³ на 1 шпурометр.

Следует отметить, что во многих случаях переход на бурение электросверлами позволяет улучшить показатели буровзрывных работ. Так на присиске «Шгормовой» (Магаданский совнархоз) замена перфораторного бурения электробурением снизила стоимость буровых работ на 20—25%.

Доставка отбитых песков от забоя до штрека осуществляется скрепером. Более производительна доставка песков забойным ленточным конвейером до главного конвейера, установленного в откаточном штреке. Однако существующие конструкции конвейеров громоздки и при небольшой производительности шахты неэффективны. Кроме того, эксплуатация ленточных конвейеров в условиях отрицательных температур затруднена. Таким образом, основным средством доставки песков вдоль лавы, а также, в ко-

ротких шахтных полях, и по штрекам в условиях отрицательных температур пока является скрепер.

На рис. 349 изображены три варианта сплошной системы разработки, наиболее распространенные на приисках северо-востока СССР.

Для проветривания очистных выработок служат либо вентиляционные шурфы, располагаемые через 20—25 м вдоль границы узкого шахтного поля (рис. 349, а), не имеющего вентиляционного штрека, либо (чаще) специальные вентиляционные штреки с вентиляционными шурфами (рис. 349, б).

Иногда в узких шахтных полях (не более 40 м шириной) при устойчивой кровле применяют сплошную систему с веерным (радиальным) подвижением лав. Веерное подвижение лав позволяет уменьшить вдвое объем подготовительных работ и упростить транспортирование песков скрепером; кроме того, оно дает возможность разрабатывать россыпи сложной конфигурации.

Основные показатели, полученные при разработке сплошными системами мерзлых россыпей на приисках северо-востока СССР приведены в табл. 54.

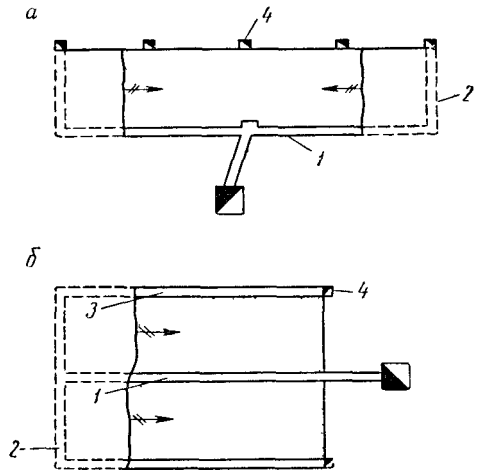


Рис. 349. Варианты сплошной системы разработки россыпи с параллельным подвижением забоя:

1 — основные штреки; 2 — рассечки; 3 — вентиляционные штреки; 4 — вентиляционные шурфы

Таблица 54

Показатели	Ширина россыпи, м							
	80—100		40—50		20—30			
	Подвижение линии очистных забоев							
	параллельное	веерное	параллельное	веерное	параллельное	веерное		
	А	Б	В	Г	Д	Е	Ж	З
Ширина шахтного поля, м	108	86	88	58	39	57	20	30
Длина шахтного поля, м	150	147	100	100	95	130	100	110
Выемочная мощность, м	1,39	1,40	1,40	1,31	1,30	1,38	1,42	1,37

Показатели	Ширина россыпи, м							
	80—100		40—50		20—30			
	Подвигание линии очистных забоев							
	параллельное		веерное		параллельное		веерное	
	А	Б	В	Г	Д	Е	Ж	З
Удельный вес добычи из подготовительных работ, % . . .	5,3	8,7	3,8	8,4	5,2	9,3	19,8	10,8
Длина фронта очистной выемки, м . . .	100	160	160	100	80	130	90	120
Месячное подвигание фронта очистной выемки, м	22,5	23,1	14,3	23,5	22,4	11,3	15,7	13,4
Среднесуточная производительность шахты, м ³	137	156	103	110	83	72	72	79
Производительность труда на очистной добыче м ³ /чел-смену	4,09	4,70	4,33	4,60	3,69	3,78	3,08	3,79

Выданные на поверхность в зимнее время пески временно складывают. В весенне-летний период пески разравнивают по слою и они под действием солнечных лучей оттаивают, после чего их транспортируют на обогатительные фабрики.

В тех случаях, когда мерзлые пески содержат большое количество ледяных прослоек, снижающих эффективность буровзрывной отбойки, иногда применяют выемку с предварительным оттаиванием паром.

Способы оттаивания пожогами и нагретым на поверхности бутом вышли из применения ввиду их опасности и низкой экономичности.

Оттаивание паром осуществляется с помощью пойнтов или труб (рис. 350).

Пойнт представляет собой пустотелый бур длиной 2—3 м, на одном конце которого имеется головка с отверстием для выхода пара, на другом — ударная головка с патрубком для пароподводящего шланга.

В предварительно пробуренные специальными забурниками вдоль забоя на расстоянии 0,5—0,2 м шпуров глубиной 15—20 см вставляют пойнты и пускают пар. По мере оттаивания пород пойнты загоняют ударами молота на глубину до 2 м, постепенно увеличивая подачу пара. Операция по забивке пойнтов длится от 2 до 6 ч. После окончания ее пойнты вынимают и вместо них вставляют другие с большим отверстием, снова увеличивая подачу пара. Эта операция, называемая пропариванием, продол-

жается от 6 до 10 ч. Затем подачу пара прекращают и начинается «потение» забоя в течение 10—24 ч, при котором происходит увеличение оттаявшей зоны.

Оттаивание песков отбивают с помощью отбойных молотков и пневматических лопат или ручного инструмента.

Оттаивание с помощью труб применяется в песках с большим количеством валунов, когда забивка поинтов затруднительна или даже невозможна. Трубы длиной 2—4 м, закрытые с обоих концов и имеющие отверстия диаметром 2—3 мм через каждые 30—40 см, укладывают в специальный вруб в стенке забоя. Затем трубы засыпают песком и через них пропускают пар в те-

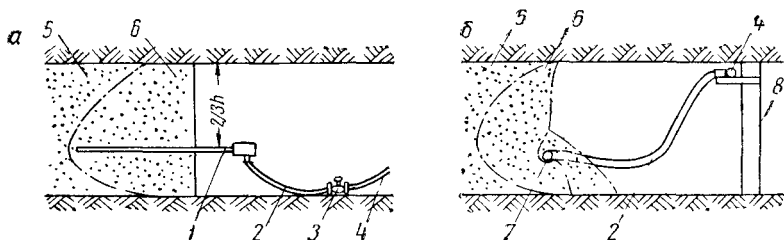


Рис. 350. Оттайка песков паром:

а — с помощью поинтов; *б* — по трубам; 1 — поинт; 2 — шланг; 3 — вентиль; 4 — паропровод; 5 — зона мерзлых песков; 6 — зона талых песков; 7 — трубы; 8 — крепежная стойка

чение 6—7 ч. Потение продолжается 8—9 ч. Подвигание за цикл около 1 м. Применение труб обеспечивает более равномерное оттаивание песков.

Паровое оттаивание даже при тщательном контроле приводит к оттаиванию песков за пределами проектного контура выработок, вследствие чего ослабевают бока и кровля и требуется установка дополнительной крепи, кроме того вывалы породы из кровли увеличивают разубоживание песков. Поэтому зарезку лавы при паровом оттаивании производят не по всей длине, а короткими заходками через 1,5—2 м, которые крепятся сплошной крепью и затем сбиваются.

Повышенная опасность работ при выемке песков с предварительным оттаиванием паром ограничивает применение этого способа и в большинстве случаев заставляет отдавать предпочтение буровзрывному способу отбойки.

§ 6. Столбовые системы разработки россыпей

При столбовых системах разработки шахтное поле разрезают штреками на столбы и обрабатывают последние заходками или лавами с обрушением кровли.

Столбовые системы разработки применяют, как правило, в талых россыпях.

Столбовая система разработки с выемкой песков заходками показана на рис. 351. Подготовительные работы состоят в проходке из нижележащего шахтного поля по тальвегу долины откаточного штрека 6, являющегося одновременно водоотливным. Из него в обе стороны до границ шахтного поля через 10—16 м проходят выемочные штреки 7. Узкую ленту песков между выемочными штреками 8 разбивают на столбы длиной 25—30 м

Применявшаяся ранее система разработки с разбивкой шахтного поля на короткие столбы размером 10×10, 12×12 м и т д.

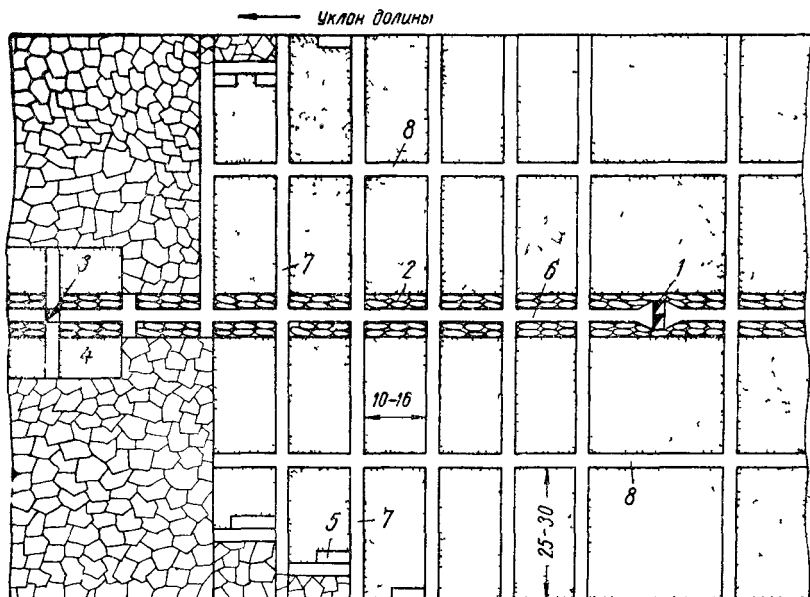


Рис. 351. Столбовая система разработки с выемкой песков заходками
 1 — главный ствол, 2 — кладка из камней 3 — вентиляционный шурф, 4 — охран-
 ный целик, 5 — заходка 6 — откаточный штрек, 7 — выемочные штреки,
 8 — вспомогательные штреки

в настоящее время применяется редко ввиду большого объема нарезных работ и низкой производительности труда.

В тех случаях, когда тальвег россыпи извилист, по нему проходят водоотливной штрек, а прямолинейный откаточный штрек располагают на расстоянии 8—10 м от него. Все подготовительные выработки крепят сплошными крепежными рамами, а стенки водоотливного штрека, имеющего наиболее продолжительный срок службы, — каменной кладкой.

В условиях значительной обводненности россыпи и недостаточной устойчивости кровли откаточные штреки проводят в породах плотика (см. рис. 343) и сбивают с выработками в песках

вертикальными сбойками. Проходка откаточного штрека в плотике позволяет вести разработку россыпи очень длинными шахтными полями — до 1 км.

Очистные работы состоят в выемке столбов заходками, проходимыми из выемочных штреков. Под относительно устойчивой кровлей столбы обрабатывают встречными заходками и ширину их увеличивают до 20 м.

При проведении заходки в талых грунтах выемка песков тесно связана с креплением. Отбойка песков начинается с верхней

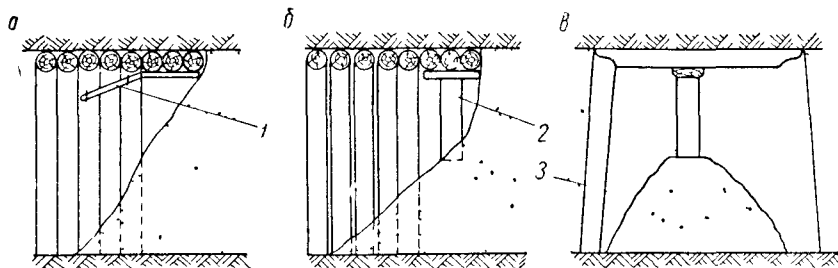


Рис 352 Отбойка песков сверху вниз

части забоя (рис. 352). Отбитые у кровли пески располагают на почве забоя, под кровлю подводят два-три верхняка. Верхняки поддерживают ломами 1, прикрепленными к стойкам ранее установленных крепежных рам (рис. 352, а). После подвески верхняков образованный вруб расширяют вниз примерно на половину высоты забоя, а для поддержки верхняков устанавливают короткую стойку 2 (мальчик), с подлапником (рис. 352, б). Убрав частично навал песков, отбивают пески у стенок заходки, после чего устанавливают стойки 3 под верхняки и убирают мальчик (рис. 352, в). Под защитой вновь установленной крепи отбивают остатки песков и зачищают почву. За смену выполняют два-три цикла, подвигание за цикл 0,4—0,6 м.

При относительно устойчивой кровле применяют более производительный способ отбойки песков снизу вверх. В нижней части забоя делается горизонтальный вруб на глубину 0,4—0,6 м, после чего пески отбивают послойно до кровли забоя. Подвесив на ломах два-три верхняка, зачищают почву и устанавливают стойки. Отбойка песков и выдача их из забоя ведутся в этом случае непрерывно, что создает благоприятные условия для повышения производительности труда.

Пески из забоя до откаточного штрека доставляют конвейерами или в тачках по настилу. По откаточному штреку пески транспортируют конвейерами, либо в вагонетках.

Выемка столбов заходками начинается от границ шахтного поля и бортов россыпи. Пройденные заходки обрушают, извлекая от 30 до 60% крепежного леса.

Столбовая система разработки с выемкой столбов забоем-лавой применяется при достаточной устойчивости кровли (рис 353).

Подготовительные работы в этом случае такие же, как и при выемке столбов заходками У бортов россыпи проходят разрезные штреки, из которых нарезают лавы на ширину столба (10—16 м).

Отбойка и доставка песков производится так же, как в описанном выше варианте Для поддержания кровли устанавлива-

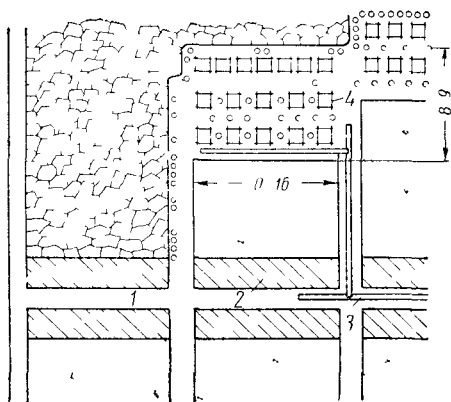


Рис 353. Вариант отработки столба забоем-лавой

1 — откаточный штрек, 2 — каменная кладка, 3 — конвейер, 4 — костры

ют ряды костровой крепи и стоек с интервалами меньшими, чем в лавых с мерзлыми породами. Обрушение ведется с оставанием от забоя на 8—10 м.

§ 7. Сравнительная оценка систем подземной разработки россыпей

Сплошная система разработки лавами имеет относительно высокие технико-экономические показатели вследствие незначительного объема подготовительных работ, благоприятных условий

проветривания забоев и возможности механизации наиболее трудоемких процессов очистной выемки Сменная производительность на одного рабочего по шахте составляет от 2,5 до 4,5 м³.

Столбовые системы разработки, имеющие бóльший объем подготовительных и нарезных работ и значительную трудоемкость крепежных работ, дают худшие по сравнению со сплошными системами разработки технико-экономические показатели Производительность одного рабочего по шахте при выемке заходками составляет 1,2—1,6 м³/смену При выемке столбов лавами сменная производительность возрастает до 1,5—2 м³. Расход крепежного леса 0,1—0,15 м³ на 1 м³ песков

Несмотря на более высокие технико-экономические показатели открытой разработки россыпей и на все более расширяющуюся область ее применения, в настоящее время не представляется возможным отказаться от подземного способа разработки Поэтому необходимо непрерывно совершенствовать существующие системы разработки и изыскивать новые, более производительные. Первоочередной задачей в усовершенствовании очист-

ной выемки являются механизация доставки песков путем широкого внедрения конвейерной доставки и усовершенствование работ по креплению, в частности, за счет внедрения металлической крепи. Необходимо также изыскание более производительных способов проведения выработок в весьма неустойчивых водоносных песках.

§ 8. Основы техники обогащения песков

Выданные на поверхность из подземных выработок пески подлежат обогащению. Основным методом обогащения песков является гравитационный, основанный на разделении минералов вследствие разности их удельных весов. Обычно процесс обога-

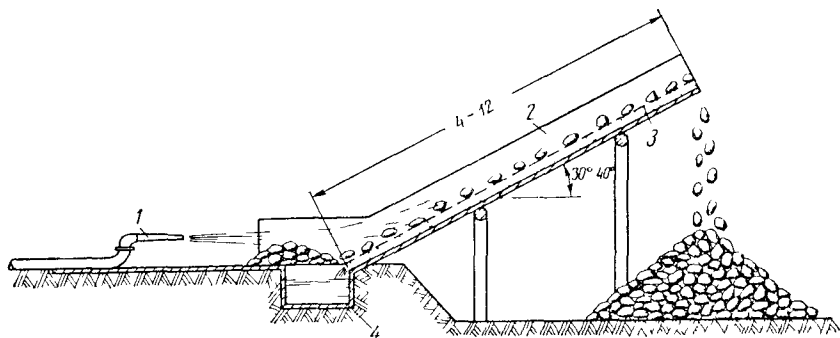


Рис. 354. Наклонный грохот

щения ведут в водной среде, т. е. осуществляют промывку песков. В этом случае разность относительных удельных весов разделяемых минералов больше, чем при обогащении в воздушной среде.

В процессе промывки песков можно выделить следующие основные операции:

- 1) разрыхление песков с одновременным отделением крупных кусков пустых пород (гальки); эта операция именуется размывом;
- 2) сокращение песков, заключающееся в отделении более легких минералов от тяжелых; в результате этой операции выделяют серые шлихи — смесь минералов с большим удельным весом;
- 3) доводка шлихов, заключающаяся в выделении из них конечного продукта (золота, платины и др.).

Размыв песков осуществляется на наклонных грохотах, гидравлических вашгердах, в бочках, в скрубберах и протирочных чашах.

Наклонный грохот (рис. 354) представляет собой желоб 2 шириной 0,8—1 м, на некотором расстоянии от дна кото-

рого установлены перфорированные стальные листы 3 с отверстиями диаметром 10—25 мм. Струей воды из гидромонитора 1 с напором 1,4—4 ат производится размыв песков; галька сбрасывается с верхнего конца грохота в отвал, а мелочь с водой через отверстия грохота попадает на шлюзы 4, где осуществляется сокращение песков. Расход воды составляет 8—10 м³ на 1 м³ песков. Производительность грохота 200—400 м³ в сутки.

При значительной производительности пески размывают в барабанных грохотах (бочках) или скрубберах. В последнее время большее распространение получили скрубберы, позволяющие хорошо размывать пески с большим количеством глинистых частиц.

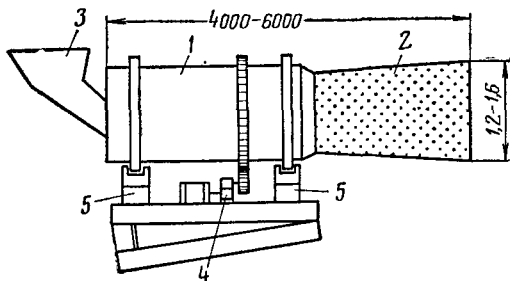


Рис. 355. Скруббер

Скруббер (рис. 355) в отличие от бочки имеет удлиненный верхний глухой став 1, с которым соединен второй став 2, имею-

щий отверстия диаметром 15—25 мм. На футеровке цилиндрической части скруббера для лучшего измельчения песков укрепляются штыри из стали высокой прочности; иногда штыри заменяют ножевыми выступами (наборинами). Загружаются пески в бункер 3.

Во вращение скруббер приводится двигателем 4. Глухой став 1 имеет роликовые опоры 5.

Уклон барабанов 4—6°. Число оборотов в минуту 20—25. Производительность скруббера 25—30 м³/ч.

Особо глинистые, трудно размываемые пески протирают в чашах Камарницкого, где разрыхление их осуществляется механическим способом в присутствии воды. Протирачные чаши обладают незначительной производительностью (4—18 м³/ч) и большим расходом воды.

Сокращение песков осуществляется в промывных колодах (шлюзах) или отсадочных машинах.

Шлюз (рис. 356) представляет собой наклонный деревянный или металлический желоб 1 шириной 0,5—1,5 м, установленный с уклоном в 3—12° в зависимости от характера пропускаемого по нему материала. Дно шлюза застилается матом, коврикками из волокнистого материала, рифленой резиной 2 и пр. Выше мата укладывается трафарет 3. В простейшем случае это ряд планок, соединенных между собой двумя продольными брусками. При движении по шлюзу пульпы, поступившей на него, например, из скруббера, тяжелые частицы задерживаются ма-

том и трафаретом, а легкие выносятся со шлюза потоком воды и в дальнейшем транспортируются в эфельные отвалы.

Удельный расход воды при промывке на шлюзах изменяется в пределах 15—25 м³ на 1 м³ породы. При наличии глинистых пород расход воды увеличивается, достигая иногда 50 м³ на 1 м³ породы.

Степень сокращения песков в шлюзах колеблется от 1:500 до 1:2000.

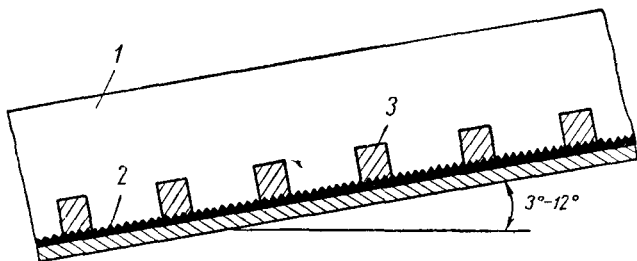


Рис. 356. Участок шлюза

При наличии в песках очень мелких, трудно улавливаемых частиц металла применяют шлюзы в сочетании с отсадочными машинами (рис. 357).

Принцип работы отсадочной машины заключается в следующем. Размытые пески, протекая над решетом 1 отсадочной машины, подвергаются воздействию колебательных движений воды, которые создаются перемещением поршня или диафрагмы. Тяжелые частицы (металл), проникая через «постель» 3, состоящую из гальки с большим удельным весом или чугунных шаров, и решето, опускаются на дно машины. Концентрат 4 периодически выпускается. Для обогащения песков применяют двух- и четырехкамерные отсадочные машины. Зерна, не прошедшие через решето предыдущей камеры, поступают в следующую камеру, где процесс повторяется. Хвосты выносятся из машины водой. Разжижение материала, поступающего в машину, не должно превышать 10:1.

Ниже приводится характеристика отсадочной машины ОМДСД-2м, применяемой на драге.

Число камер	4
Размер камер, мм	1000×1000
Полезная площадь камеры, м ²	1
Постель — стальная дробь, мм	4—5
Максимальная крупность поступающих кусков, мм	16
Число качаний в минуту	111, 150, 224
Производительность (для извлечения золота), м ³ /ч	4—6

В последнее время получили распространение цельнометаллические переносные промывочные приборы МПД-3, МПД-4, МПД-5 и др.

Техническая характеристика прибора МПД-5

Суточная производительность, m^3	500—800
Длина конвейера для подачи песков от приемного бункера до головок промывочного прибора, м	78,5
Скруббер	ДС 55
Число шлюзов	3
Площадь шлюзов, m^2	25,9
Мощность двигателей, <i>квт</i>	111,0
Удельный расход воды (Ж:Т)	8:1

Схема промывочного прибора МПД-5 показана на рис. 358. Пески с водой поступают в скруббер 1, имеющий внутренний 2 и внешний 3 решетчатые ставы. Диаметр отверстий во внутреннем ставе 40 мм, во внешнем — 13 мм.

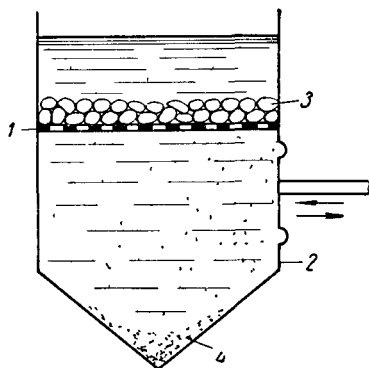


Рис. 357. Схема отсадочной машины:
1 — решето, 2 — корпус; 3 — постель;
4 — концентрат

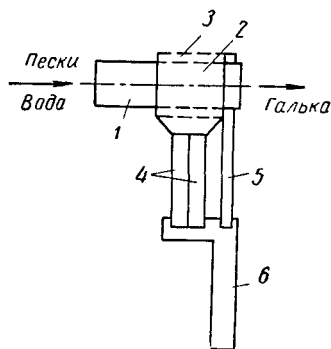


Рис. 358. Схема промывочного прибора МПД-5:
1 — скруббер; 2 — внутренний решетчатый став; 3 — внешний решетчатый став; 4 и 6 — шлюзы; 5 — гидрожелоб

Частицы, прошедшие через внутренний и внешний грохоты, поступают на основной шлюз 4, а частицы, не прошедшие через внешний грохот, по гидрожелобу 5 поступают во второй шлюз 6, являющийся продолжением шлюза 4. Раздельная обработка на этом приборе различных по крупности фракций обеспечивает высокое извлечение мелкого металла.

Ниже приводятся показатели работы промывочного прибора МПД-4м и МПД-5 на прииске им. Берзина (Магаданский совнархоз) в 1961 г. *:

Объем промывки, m^3	МПД-5 16180
Число рабочих дней	30
Суточная производительность, m^3	542
Производительность труда, $m^3/ч.см$	72,0
Расход электроэнергии, $квт.ч/m^3$	3,38
Неплановые простои, ч	21
Себестоимость 1 m^3 промывки, руб.	1,05

* Производственно-технический бюллетень «Колыма», 1961, № 11, стр. 4.

По окончании промывки определенного количества песков из шлюзов вынимают трафареты и маты и собирают задержанные ими тяжелые минералы — черные шлихи.

Доводка шлихов. Способы извлечения металла из черных шлихов различны и зависят от рода полезного ископаемого.

При выделении золота черные шлихи подают на доводочный вашгерд (рис. 359), где в слабом водном потоке их перегребают деревянным гребком или щеткой. В результате доводки выделяют крупное золото почти в чистом виде, черные шлихи со значительным содержанием мелкого золота и хвосты.

Из полученного шлихового золота (или другого полупродукта) магнитом удаляют магнитные породы, а оставшиеся немагнитные породы, отбивают вручную или отдувают.

Указанный способ доводки малопроизводителен, поэтому чаще все доводочные работы ведут с применением ртути, используя свойство золота растворяться в ней, образуя амальгаму. Собранную амальгаму отжимают через плотную материю и затем нагревают в чугунной реторте до температуры 750° . Пары ртути осаждаются в холодильнике, а в реторте остается шлиховое золото в виде пористой массы. При амальгации извлекается 95—98% всего золота, содержащего в шлихах.

Общая схема извлечения металла при дражной разработке рассматривается в гл. XXVII, а при гидравлической — в гл. XXVI.

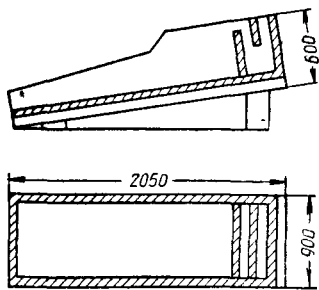


Рис. 359. Доводочный станок (вашгерд)

Глава XXV

ЭКСКАВАТОРНЫЙ И СКРЕПЕРНЫЙ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

§ 1. Общие сведения; вскрытие месторождений

Экскаваторами и скреперами разрабатывают россыпи, залегающие неглубоко, чаще террасовые, обычно при незначительных притоках воды или после основательного дренажа. Долинные россыпи, вследствие их обводненности, разрабатывают экскаваторами реже. При экскаваторной разработке применяют механические лопаты с ковшом емкостью 0,5—3 м³ и драглайны с ковшом емкостью до 1 м³.

Для глубоко залегающих россыпей, которые в настоящее время разрабатывают подземным способом, перспективным является применение мощных шагающих экскаваторов.

Разработка россыпей открытым способом состоит из следующих основных стадий: 1) предварительных работ; 2) вскрытия россыпи; 3) вскрыши торфов; 4) добычи песков.

Предварительные работы включают осушение месторождения (проходку канавы для естественного водоотлива, нагорных и руслоотводных канав), а также очистку поверхности от леса, пней, валунов и пр.

Разработку россыпей часто ведут с бестраншейным вскрытием и транспортированием песков по поверхности россыпи. Добычной экскаватор при этом устанавливают на кровле пласта. Для траншейного вскрытия обычно проходят две траншеи: одну — для вскрыши торфов, другую — для песков или одну общую. Как правило, траншеи внешние. Вскрытие внутренними траншеями применяется в исключительных случаях.

При экскаваторно-скреперной разработке добычные и вскрышные работы зависят в значительной степени от типа обогатительных (золотоизвлекающих) устройств, поэтому различают следующие основные системы экскаваторной разработки россыпей:

1) со стационарными промывочными приборами; 2) с сухопутными передвижными мойками; 3) с плавучими мойками.

§ 2. Экскаваторная разработка со стационарными промывочными приборами

Экскаваторная разработка со стационарными промывочными приборами наиболее распространена из всех вышеуказанных экскаваторных систем и имеет несколько вариантов.

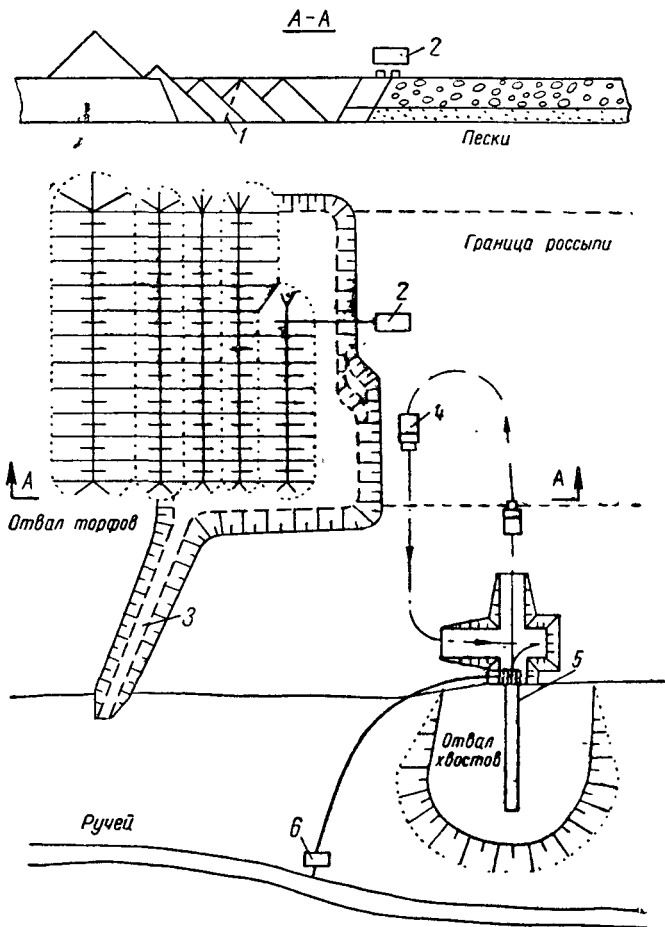


Рис. 360. Бестранспортная система разработки террасовой россыпи:

1 — борт разрезной траншеи; 2 — драглайн; 3 — водосточная канава; 4 — автосамосвал; 5 — промывочный прибор; 6 — насос

На рис. 360 изображена бестранспортная система разработки террасовой россыпи с перевалкой торффов в выработанное пространство драглайном 2. Здесь предварительные работы состоят

в осушении россыпи путем проведения водосточной канавы 3 и ограждения участка разработки нагорными канавами. Выемка торфов и песков ведется вверх по восстанию россыпи. На нижней границе участка поперек россыпи драглайном проходится разрезная траншея по торфам и пескам со складированием торфов на борт траншеи 1 и доставкой песков автотранспортом 4 до промывочного прибора 5.

В дальнейшем выемку торфов ведут параллельными заходами шириной 6—12 м в зависимости от рабочих размеров

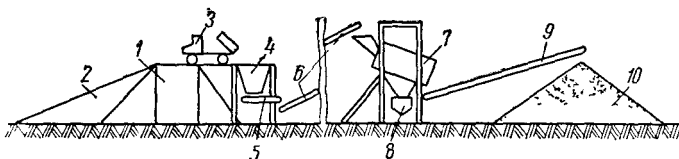


Рис. 361. Схема стационарного промывочного прибора:
1 — въезд, 2 — съезд, 3 — автосамосвал, 4 — бункер, 5 — питатель
6 — бочечный транспортер; 7 — бочка (скруббер), 8 — отсадочная машина, 9 — галечный транспортер, 10 — отвал гальки

экскаватора. При отсутствии транспорта экскаватор перелопачивает торфа в выработанное пространство, а при подходе транспорта — вынимает пески. Торфа складировать только на тщательно зачищенный плотик. Автомобильный транспорт требует хороших дорог, поэтому его часто заменяют конвейерным. В этом случае над конвейерной лентой устанавливают передвижной бункер, в который и разгружают пески. При указанной системе разработки возможен также рельсовый транспорт.

Применение канатных экскаваторов нецелесообразно, если торфа и пески плотные, требующие предварительного рыхления буровзрывными работами, или мерзлые, вынимаемые без предварительного оттаивания. В этом случае разработку ведут двумя отдельными уступами с помощью прямых механических лопат. Вскрышной экскаватор размещается на кровле пласта, а добычной — на плотике. Торфа транспортируются автосамосвалами (или ленточными транспортерами) во внутренние отвалы, а пески — на промывочный прибор.

Указанная система разработки требует хорошего осушения россыпи ввиду размещения добычного и вскрышного экскаваторов и транспортных средств на нижних площадках уступов.

При открытой разработке россыпей небольшой мощности обычно устанавливают легкие стационарные промывочные приборы, которые обслуживают прииск 2—3 года, а затем их переносят на новое место, ближе к экскаваторным забоям. При значительной мощности песков или дешевом транспорте возможно обслуживание прииска одной центральной промывочной установкой в течение всего срока его существования.

На рис. 361 дано схематическое изображение стационарного промывочного прибора. Пески из самосвалов разгружаются в приемный бункер, перекрытый колосниками с отверстиями между ними 120—150 мм. Валуны большего размера, чем 120—150 мм, скатываются по колосникам и бульдозером отодвигаются в сторону, а прошедшие через бункер пески доставляются ленточным транспортером в барабанный грохот. Дальнейшее обогащение размытых песков осуществляется в промывных колодах (шлюзах); галька из галечного бункера грузится в автосамосвалы и транспортируется в отвал.

Сменная производительность легких стационарных промывочных устройств составляет 100—200 м³ и крупных 500—1500 м³.

§ 3. Экскаваторная разработка с сухопутными передвижными мойками

Сухопутная передвижная мойка представляет собой платформу на гусеничном или колесном ходу с приемным бункером и необходимым для обогащения песков оборудованием: барабанными грохотами, промывочными колодами, отсадочными машинами или центробежными чашами, системой конвейеров и пр. Вода для промывки песков подводится к мойке по гибкому резиновому рукаву, соединенному со стационарной водопроводной линией, проложенной вдоль разреза.

Средняя производительность сухопутных моек 250—500 м³/смену; она должна быть увязана с производительностью экскаватора.

Предварительные работы и вскрытие россыпей при экскаваторных системах с передвижными мойками и при системах со стационарными мойками аналогичны.

На рис. 362 изображена схема бестранспортной системы разработки россыпи драглайном.

Процесс разработки заключается в следующем. Экскаватор в течение 20—60 мин непрерывно подает пески в приемный бункер мойки, где происходит их промывка. Хвосты с мойки по отвальному конвейеру перемещаются в выработанное пространство. Затем промывка прекращается и мойка перемещается в новое положение. Экскаватор в это время производит

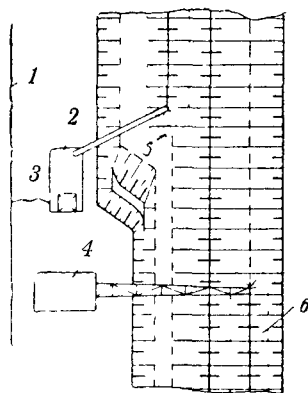


Рис. 362. Экскаваторная разработка с сухопутной мойкой:

1 — трубопровод; 2 — сухопутная мойка; 3 — гибкий рукав, 4 — драглайн, 5 — отвал хвостов; 6 — отвал торфов

перелопачивание торфов в выработанное пространство, а затем тоже перемещается в новое положение.

При выемке песков прямыми механическими лопатами сухопутная мойка устанавливается на плотике. Торфа в этом случае либо перелопачиваются в выработанное пространство драглайнами со стрелой большой длины, либо перемещаются автомобильным или конвейерным транспортом.

Существенным недостатком сухопутных моек является сложность их водоснабжения вследствие необходимости прокладки по поверхности водопровода, периодического переноса его и опасности замерзания воды в нем при наступлении заморозков.

Экскаваторная разработка с передвижными мойками целесообразна в тех случаях, когда россыпь имеет незначительную ширину и мощность. Применение в указанных условиях стационарных моек потребует очень частого их переноса вследствие значительной скорости подвигания фронта работ.

§ 4. Экскаваторная разработка с плавучей мойкой

Экскаваторная разработка с плавучей мойкой по условиям применения во многом сходна с дражной разработкой. В обоих случаях разрабатываются в основном обводненные русловые или долинные россыпи. Дражная разработка, однако, более целесообразна при значительных запасах песков.

Плавучие мойки не имеют черпающих устройств, поэтому более просты по конструкции, менее громоздки и перенос их на новое место после отработки россыпи значительно проще и дешевле, чем драг. Это позволяет применять их при относительно меньших запасах песков и россыпи.

Основное преимущество плавучих моек по сравнению с сухопутными заключается в том, что у них отсутствует водопровод, проложенный по поверхности. Расположение насосов на понтоне позволяет сократить штат рабочих для обслуживания водоснабжения.

Поскольку плавучие мойки применяются только в сочетании с канатными экскаваторами, пески и торфа должны быть некрепкими, а поверхность россыпи ровной и незаболоченной.

Разработка с плавучими мойками целесообразнее дражной также при значительных уклонах долины вследствие небольшой осадки понтона мойки. Так, применение плавучих моек возможно при уклонах до 0,06.

Предварительные работы заключаются в осушении поверхностного слоя путем проведения неглубоких канав. К этим работам относится также обводнение россыпи, осуществляемое при недостатке воды.

Вскрытие состоит в проходке котлована, в который спускается плавучая мойка. Экскаватор подает в бункер мойки не только

пески, но и торфа. Лишь небольшая часть торфов у границы россыпи может перелопачиваться экскаватором за ее пределы.

Если мощность торфов значительна или они сложены вязкими породами, подавать их на мойку нецелесообразно. В этом случае выемку ведут двумя уступами. Торфа, в зависимости от их мощности, убирают бульдозерами (рис. 363), колесными скреперами или экскаваторами и грузят в транспортные средства. Пески канатным экскаватором перелопачивают в бункер плавучей мойки.

Вскрытие состоит в удалении на определенной площади торфов и проходке в песках котлована для мойки. В дальнейшем

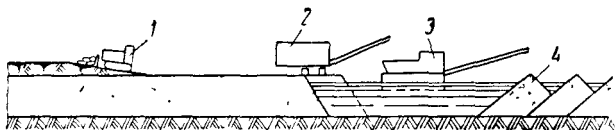


Рис. 363. Экскаваторная разработка с плавучей мойкой:
1 — бульдозер; 2 — драглайн; 3 — плавучая мойка; 4 — отвал хвостов

работы по вскрытию торфов ведут с опережением по отношению к уступу по пескам.

Экскаваторные заходки располагают вдоль или поперек россыпи. Продольные заходки целесообразны в узких россыпях. Ширину заходок принимают максимально возможной — до 1,5 радиуса разгрузки экскаватора.

Разработку средних и широких россыпей производят преимущественно поперечными заходками шириной 6—10 м. В этом случае создаются условия для частичного или полного перелопачивания торфов экскаватором в выработанное пространство, минуя мойку.

С целью уменьшения потерь металла при подводной добыче необходимо делать задирку плотика на глубину 0,3—0,6 м. При крепком плотике эта операция занимает много времени и значительно снижает производительность экскаватора.

Производительность разреза при экскаваторных системах разработки с плавучими мойками составляет в среднем 500—1500 м³/сутки. Этот способ находит широкое применение в США и Канаде.

В Советском Союзе до последнего времени экскаваторная разработка с плавучими мойками не применялась, хотя у нас имеется несколько сот мелких и средних месторождений, разработка которых может быть успешно осуществлена этим способом. В ближайшее время намечено применение моек на многих россыпях в нашей стране.

§ 5. Разработка россыпей колесными скреперами и бульдозерами

Колесные скреперы при разработке россыпей применяют главным образом на вскрыше. Выемка песков колесными скреперами производится обычно лишь при небольшой мощности россыпи, когда производительность экскаваторов снижается вследствие плохого наполнения ковша. Колесные скреперы применяют также при разработке небольших, территориально разбросанных участков. Расстояние транспортировки от забоя до стационарной мойки при разработке колесными скреперами

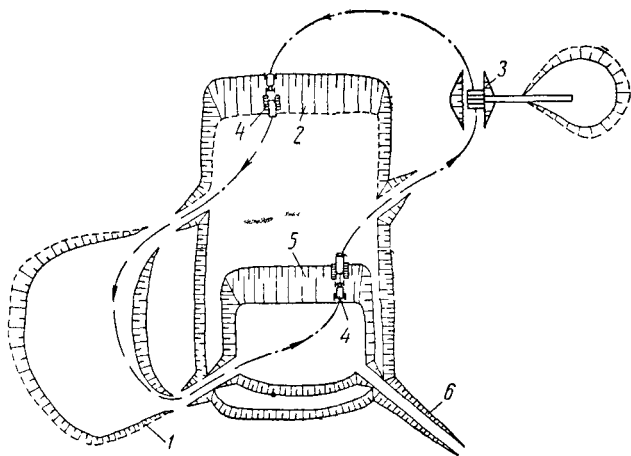


Рис. 364. Разработка россыпи скреперами:

1 — отвал торфов; 2 — забой по торфам; 3 — промывной прибор;
4 — скрепер, 5 — забой по пескам; 6 — водоотливная канава

не должно превышать 500—600 м, а для скреперов емкостью более 10—12 м³ — 1000 м. Колесные скреперы могут эффективно работать только в хорошо осушенных грунтах, с влажностью не выше 15—20%. Наличие значительного количества глинистых частиц в породах препятствует применению скреперов.

Существенное достоинство колесных скреперов состоит в возможности выемки пород тонкой стружкой по мере естественного оттаивания их в весенний период, а также легкости организации селективной выемки песков.

Предварительные работы при скреперной разработке состоят в основательном осушении россыпи. Вскрышу торфов осуществляют скрепером на участке россыпи такого размера, чтобы можно было приступить к выемке песков. В дальнейшем работы ведут одновременно двумя забоями: по торфам и пескам (рис. 364).

Торфа складываются за пределами границ россыпи, а пески транспортируются обычным скрепером до приемного бункера стационарной мойки. При скреперной разработке обычно устанавливают легкие стационарные мойки, так как их через каждые 600—800 м приходится переносить на новое место. Выезды из разреза и съезды переносят по мере подвигания забоя.

Плотные торфа и пески подвергают предварительному рыхлению. Зачистку плотика производят бульдозером.

Колесные скреперы часто используют в сочетании с канатными экскаваторами и прямыми механическими лопатами, а также для производства вскрышных работ при дражной разработке.

Сезонная производительность скрепера при среднем расстоянии доставки 300 м достигает 150—200 тыс. м³.

Бульдозеры используются при:

1) расчистке поверхности россыпи, валке леса, корчевке пней и прочих работах по планировке поверхности;

2) зачистке плотика и кровли пласта;

3) вскрыше торфов с отвалообразованием за пределами россыпи.

Применение бульдозеров для добычи песков связано с необходимостью частого переноса бункера, так как максимально допустимое расстояние транспортировки бульдозерами составляет 50—70 м.

Одна из возможных схем ведения добычных работ бульдозерами представлена на рис. 365. Предварительные работы состоят в проходке траншеи для установки ленточного конвейера и котлована для приемного бункера. Бульдозер транспортирует пески к бункеру в радиусе 50—70 м, иногда 100—150 м.

Иногда транспортирование навала торфов (или песков) осуществляется двумя-тремя бульдозерами одновременно. Этот способ транспортирования, позволяющий увеличивать производительность бульдозеров на 15—25%, находит все более широкое применение. Годовая производительность одного бульдозера достигает 100—120 тыс. м³.

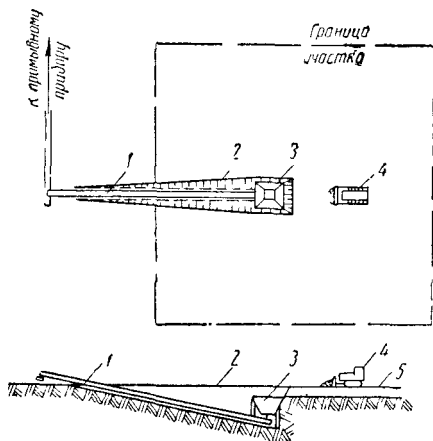


Рис. 365. Схема разработки россыпи бульдозерами:

1 — транспортёр; 2 — траншея; 3 — бункер; 4 — бульдозер; 5 — пески

Промывочная установка, на которую транспортируются пески, переносится либо по мере передвижения бункера (через 150—200 м), либо через большее расстояние. В последнем случае увеличивается общая длина доставки песков ленточными конвейерами. При добыче песков бульдозерами целесообразно применение передвижных сухопутных моек.

Работами на прииске «Комсомолец» установлено, что себестоимость вскрыши торфов колесными скреперами при расстоянии транспортировки 300 м равна стоимости вскрыши бульдозерами при дальности транспортировки 120 м.

Проходка наклонной траншеи, котлована, установка бункера, повторяемая через каждые 150—200 м подвигания забоя, значительно удорожают бульдозерную разработку. Поэтому в некоторых случаях, например при очень малой мощности россыпи, экономичнее доставлять пески до экскаватора, который грузит их в бункер передвижной или легкой стационарной мойки.

§ 6. Предохранение грунтов от промерзания и оттаивание мерзлоты

Открытая разработка россыпей в зимний период намного сложнее, чем в летний, вследствие снижения производительности землеройных машин, необходимости выемки мерзлых пород и борьбы с заносами снегом. Поэтому вскрышу зимой производят только в исключительных случаях, для сохранения постоянного штата рабочих. Производство вскрыши и добычи только в летний период требует раннего начала вскрышных работ вследствие необходимости создания определенного резерва готовых к выемке запасов песков. Чем меньше глубина промерзания грунта за зимний период, тем раньше можно начать разработку россыпей.

Для предохранения грунтов на разрабатываемом участке от промерзания применяют различные способы. Одним из эффективных способов является снегозадержание в сочетании с укрытием поверхности хвоей, торфом и другими теплоизолирующими материалами.

Если разработку намечено вести, например, драгами или экскаваторами с плавучими мойками и требуется обводнение россыпи, то полигон затапливают водой. Уровень воды при затоплении устанавливают такой, чтобы слой воды между льдом и поверхностью торфов был не менее 300—500 мм.

В вечномерзлых грунтах применяют искусственное оттаивание пород паром или водой.

Оттаивание паром ведется, так же как при подземных работах, путем подачи пара через пойнты, забиваемые в грунт. Этот способ очень дорог и применяется редко.

Оттаивание водой применяют чаще. Сущность его состоит в насыщении грунта водой с положительной температурой, как правило, не менее 6—8°.

Различают два способа оттаивания: гидроиглами и дренажный. Первый способ сходен с описанным ранее паровым оттаиванием, но через гидроиглы нагнетается не пар, а вода под давлением 1,5—2 ат, которая, отдавая тепло грунту, вызывает его оттаивание. Этот способ позволяет в короткие сроки оттаивать россыпь на большую глубину.

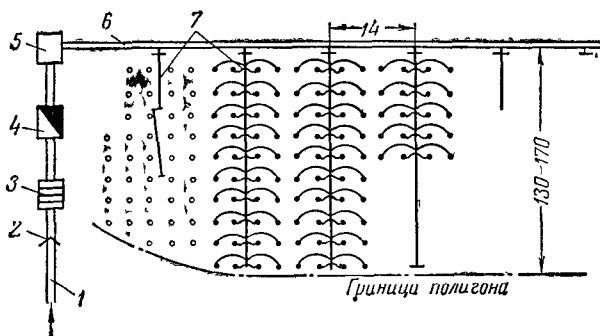


Рис. 366. Схема расположения оборудования при оттайке гидроиглами

На рис. 366 показана схема расположения оборудования при оттаивании гидроиглами одного из полигонов Соловьевского прииска¹.

Мощность россыпи указанного полигона 7—8 м, температура мерзлых пород —1,5°.

Источником водоснабжения служила речка с дебитом в летний период 2—2,5 м³/сек, от которой до полигона была пройдена водозаборная канава 1 длиной 18 км.

Пройдя водоспуск 2 (использовалось только 0,5—0,6 м³ воды в секунду) фильтры 3 и отстойник 4, вода поступала в напорный бак 5 и затем через магистральный трубопровод 6 диаметром 700 мм и разводящие трубопроводы 7 — в гидроиглы.

Гидроиглы из газовых труб диаметром 25 мм с наконечниками устанавливали на расстоянии 3,5 м одну от другой. Периодически (обычно через сутки), по мере оттаивания грунта, иглы забивали. Через 10—20 суток иглы достигали плотика. После этого их оставляли в песках еще на 6—8 суток, а затем извлекали и переносили на новое место. За весь сезон оттаивания, продолжающийся 108—110 дней, каждая игла использовалась 5—6 раз.

¹ Р. И. Блинныеков. Игловая оттайка россыпей с естественным напором воды. «Горный журнал», 1960, № 7.

Расход воды на иглу 0,3 л/сек, при напоре 13—15 м вод. ст. Отсутствие расходов на нагнетание воды, постепенное заглубление игл без предварительного бурения обусловили высокие технико-экономические показатели: себестоимость оттайки иглами составила 7,8 коп/м³ (обычная себестоимость 40—70 коп/м³), а производительность труда — 183 м³/чел.-смену.

Достигнутые показатели свидетельствуют о том, что оттаивание иглами, при определенных условиях и правильной организации, может оказаться экономичнее описываемого ниже дренажного способа оттаивания.

Дренажное оттаивание применяют, если грунты имеют высокий коэффициент фильтрации (свыше 50 м в сутки).

Для этого способа оттаивания проходят канаву глубиной 0,5—0,6 м и подводят к ней воду. Ниже по уклону на расстоянии 50—70 м, параллельно первой, проходят вторую канаву глубиной 5—6 м. В результате просачивания воды из верхней канавы в нижнюю через верхний оттаявший слой происходит теплообмен между водой и мерзлым грунтом, вследствие чего увеличиваются размеры оттаявшей зоны. Дренажное оттаивание обычно намного дешевле оттаивания гидроиглами.

Скорость оттаивания россыпи по высоте зависит от количества льда, содержащегося в грунте, фильтрационной способности грунта и температуры воды.

Вода для оттаивания должна быть чистой и иметь температуру не менее 6—10°. Расход воды на 1 м³ грунта составляет 8—13 м³.

Средняя скорость дренажного оттаивания по высоте составляет 3—6 м за сезон; полное оттаивание россыпи продолжается два-три сезона.

При дренажном способе необходимо иметь первоначально по всей оттаиваемой площади талый слой мощностью 1—1,5 м. Такой слой создается естественным путем за счет теплоты солнечной радиации.

Для ускорения естественного оттаивания грунта проводят ряд мероприятий: снимают верхний растительный слой или предварительно рыхлят поверхностный слой грунта.

В последнем случае бурят неглубокие шпурсы на расстоянии 2,5—3 м друг от друга, в которые закладывают 1,5—2 кг ВВ. В результате взрыва в мерзлом грунте образуются трещины, в которые проникают теплый воздух и вода и происходит оттаивание грунта.

Как самостоятельный способ, оттаивание теплом солнечной радиации требует длительного времени и применяется обычно в тех случаях, когда возможно послойное снятие оттаявшего грунта, как например при скреперной и бульдозерной работе.

ГИДРАВЛИЧЕСКИЙ СПОСОБ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

§ 1. Сущность и условия применения гидравлического способа разработки россыпей

Основные сведения о гидравлическом способе разработки были приведены раньше (гл. XXIII). В настоящей главе приведены особенности гидравлической разработки россыпей.

Общая схема гидроустановки с естественным напором воды и самотечным транспортированием песков показана на рис. 367. Вода подводится к разрабатываемому участку по каналу (водозаборной канаве) 1 и через водонапорный бак 2 и трубы 3 поступает к гидромониторам 4. Размытые пески транспортируются водой до шлюза 5, где улавливается металл; прошедшие шлюз пески поступают в отвал 6.

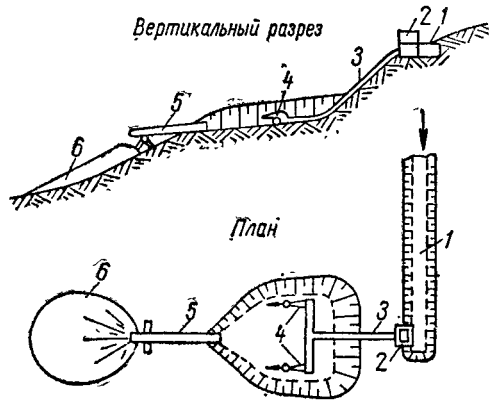


Рис. 367. Общая схема гидравлической разработки

Если невозможно обеспечить необходимый напор естественным путем, вода подается к гидромониторам насосами; при недостаточном уклоне россыпи пески транспортируются к шлюзам по трубам с помощью землесосов или элеваторов.

Являясь одним из наиболее экономичных, гидравлический способ разработки имеет особенно широкое распространение при разработке террасовых россыпей. Реже его применяют в долинных россыпях.

Главным условием высокой экономичности гидравлической разработки является значительный уклон плотика россыпи —

не менее 0,05—0,08 и небольшая крепость разрабатываемых пород. Наличие валунов снижает эффективность применения гидравлик; количество валунов в размываемых породах, как правило, не должно превышать 10—15% общего объема породы. Необходимое условие гидравлической разработки — наличие близости от россыпи водного источника с достаточным дебитом.

Применение насосных гидравлик возможно в районах с дешевой электроэнергией, так как расход ее составляет от 6 до 25 квт · ч на 1 м³ грунта.

§ 2. Водоснабжение гидравлик и применяемое оборудование

Потребление воды при гидромеханизации. Потребность в воде для гидравлической разработки зависит от производительности гидроустановки по породе и удельного расхода воды на 1 м³ разрабатываемых пород. Последний показатель зависит в основном от характера разрабатываемых пород и условий залегания россыпи.

В табл. 55 приводится сокращенная классификация пород Главлзолота и нормы расхода воды при средних напорах (30—50 м вод. ст.).

Таблица 55

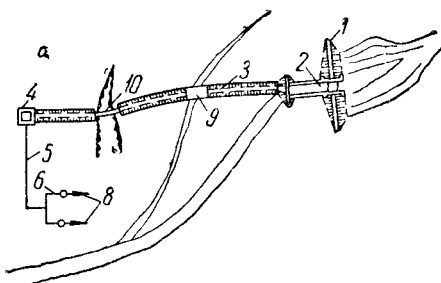
Классификация пород при разработке россыпных месторождений гидравлическим способом
(сокращенная классификация Главлзолота)

№ классов	Характеристика пород	Расход воды на 1 м ³ породы, м ³
I	Рыхлый растительный грунт, старые торфяные, галечные, эфельные отвалы, несвязанные пески, несвязанные песчано-глинистые грунты. Песчано-галечные грунты	12
II	Песчано-галечные или галечные уплотненные или связанные (цементированные глиной) лисниковатые грунты с небольшим количеством гальки и щебня (до 30%)	20
III	Вязкие глины с валунами до 50 см, с содержанием их до 15% Разрушенные мелко-разборные глинистые, песчано-глинистые, слюдистые, известковые сланцы с наличием корней от деревьев и кустарников	36
IV	Вязкие глины с валунами диаметром более 50 см с количеством их до 30%, неразрушенные мергели и песчаники на глинистом цементе. Изверженные породы с весьма частыми трещинами, конгломераты со слабым цементом. Наличие островной мерзлоты до 30 %	65
V	Исключительно вязкие глины с наличием до 50% валунов диаметром выше 50 см. Полуразрушенные крупно-разборные песчаники. Сильно-трещиноватые в разных направлениях изверженные породы. Наличие до 50% островной мерзлоты	70

Следует отметить, что приведенные нормы несколько завышены по сравнению с практическими показателями работы отечественных гидравлик, однако, как правило, расход воды при разработке россыпей выше, чем при вскрыше угольных и рудных месторождений. Это объясняется главным образом необходимостью тщательного размыва песков для хорошего улавливания из них металла.

Водоснабжение гидравлик с естественным напором схематично показано на рис. 368, а.

Вода от плотины 1 через регулирующее устройство 2 поступает в водозаборную канаву (канал) 3. По каналу вода поступает в водонапорный бак 4 и из него через магистральный 5 и распределительный 6 трубопроводы подводится к гидромониторам 8. При пересечении канавой речек, оврагов устраивают плотки 9 или виадуки 10, устройство которых будет описано ниже.



Водоснабжение гидравлик с искусственным напором показано на рис. 368, б.

Вода из водозаборного сооружения 1 по лотку 2 или трубе поступает в колодец 3, из которого насосами 4 по трубопроводам 5 подается к гидромониторам 6. Иногда всасывающие трубы насосов располагают непосредственно в водоеме и колодца 3 не делают. При недостаточной глубине реки или недостаточном притоке воды сооружают водоподъемную плотину 7.

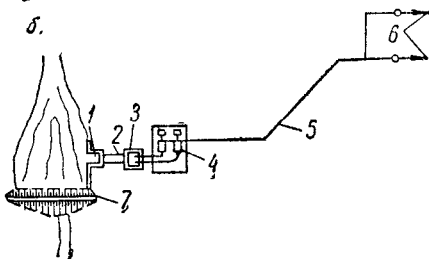


Рис. 368. Схема водоснабжения

Плотина представляет собой насыпь из однородных или разнородных грунтов, оборудованную водосливными и водоспускными сооружениями, служащими для направления воды в водозаборную канаву, сброса паводковых вод, частичного или полного опораживания водохранилища.

Устройство водозаборных канав и плотков и принципы их расчета были приведены раньше, в гл. XXIII.

В конце канавы сооружают водонапорный бак (рис. 369). Для улавливания песка, гравия и прочих частиц перед водонапорным баком иногда устанавливают отстойный ларь. Между баком и ларем ставят решетку.

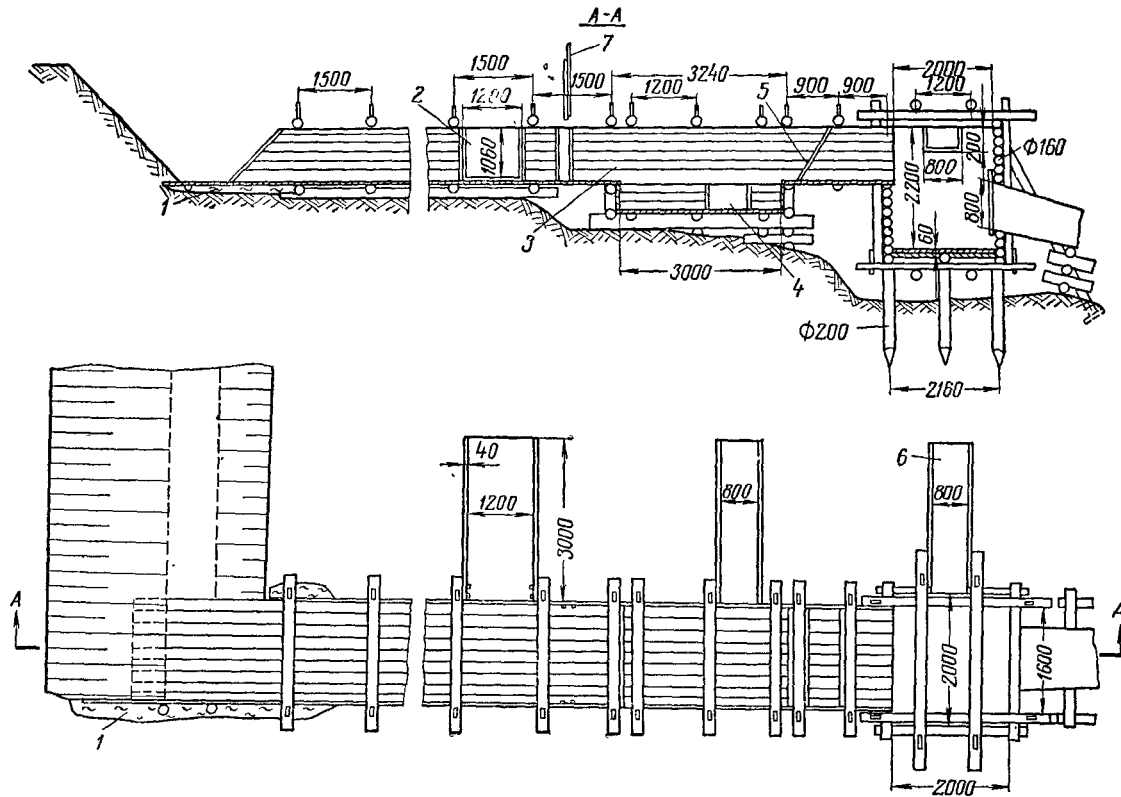


Рис. 369. Конструкция водонапорного бака и отстойного ларя:
 1 — глиняная трамбовка; 2 — холодный водоспуск; 3 — отстойный ларь; 4 — выпускное отверстие отстойника;
 5 — решетка; 6 — запасной водоспуск; 7 — цинк

В конце канавы или в сплотках непосредственно перед устойчивым ларем устраивают холостой водоспуск, который открывают в случае переполнения бака или необходимости прекращения подачи в него воды.

Чаще применяют центробежные насосы производительностью 400—1200 м³/ч с напором 40—100 м вод. ст. (8НДВ, 12НДС, 14НДС).

Для обеспечения бесперебойной работы гидравлик на каждые два-три рабочих насоса принимают один резервный.

Подача воды от насосов к гидромониторам осуществляется по стальным трубопроводам (водоводам) диаметром 200—300 мм. Иногда применяют деревянные трубы диаметром 300—800 мм.

В последнее время на гидравликах получили распространение гидромониторы типа ГМН с диаметрами входного отверстия 150, 200, 250 и 300 мм.

Напорный транспорт песков производят по трубам диаметром 250—500 мм. Напор создается землесосом или гидроэлеватором. Характеристики землесосов 6НЗ, 8НЗ и гидроэлеваторов приведены в гл. XXIII.

При разработке россыпей чаще применяют гидроэлеваторы, так как они имеют по сравнению с землесосами ряд достоинств:

1) простота устройства и возможность изготовления непосредственно на прииске;

2) использование в качестве источника энергии только напорной воды, что имеет большое значение для районов, в которых ощущается недостаток в электроэнергии;

3) отсутствие необходимости постоянного наблюдения за работой.

§ 3. Вскрытие россыпей для гидравлической разработки

К предварительным работам при гидравлической разработке россыпей относится осушение россыпи путем проведения руслоотводных и нагорных канав. На террасовых россыпях обычно нет необходимости в осушении и предварительные работы ограничиваются только расчисткой полигона от леса, кустарника и пр.

Вскрытие россыпи заключается в проведении выработок для первоначальной установки гидромониторов. В дальнейшем по вскрываемым выработкам транспортируются пески до промывочного прибора.

При значительном уклоне россыпи (местности) гидромонитор устанавливают непосредственно на поверхности, без предварительного проведения каких-либо выработок. Это возможно в основном на террасовых россыпях. В аналогичных же условиях иногда применяют траншейное (канавное) вскрытие, при кото-

ром с поверхности до плотика россыпи проходят траншею с уклоном 0,04—0,07 для выноса песков. Проходка этой траншеи осуществляется с помощью гидромонитора.

Если применение указанных выше способов вскрытия невозможно ввиду недостаточного уклона поверхности, то в месте наиболее низкого расположения плотика проходят котлован (колодец), в котором устанавливают землесосную или элеваторную установку для подачи песков к промывочному прибору.

Элеваторы применяют для подъема песков на высоту 5—8 м. При большей высоте подъема предпочитают использовать землесосы, обладающие большим к. п. д. и требующие меньшего расхода воды. Глубина колодца принимается на 1—1,5 м больше мощности песков. Сверху колодец перекрывают переносной решеткой для задержки крупных валунов. Для направления потока песков в колодец в плотике проходят каналы (почвенные) и устанавливают щитовые заборы высотой 1,5—2 м.

Размеры участка, обслуживаемого одним колодцем, зависят в основном от уклона плотика и составляют от 200 до 2500 м².

§ 4. Системы гидравлической разработки россыпей

В зависимости от положения гидромонитора относительно забоя различают две основные системы разработки:

- 1) с попутным забоем;
- 2) с встречным забоем.

При системе разработки с попутным забоем (рис. 370) направление движения струи гидромонитора совпадает с направлением транспортирования разжиженных песков.

Подготовительные работы в этом случае состоят в проходке разрезной траншеи с помощью гидромонитора попутным забоем. Когда разрезная траншея готова, на плотике устанавливают гидромонитор. Отбитые пески направляются в песковую (вскрывающую) траншею, которая была пройдена раньше разрезной траншеи по одной оси с ней. Далее пески самотеком поступают на промывочный прибор.

При этой системе условия транспортирования песков благоприятны, поэтому ее можно применять, когда уклон плотика незначителен.

Направление подвигания забоя (вдоль или поперек россыпи) определяется уклоном россыпи. Если россыпь имеет значительный поперечный уклон (что характерно для террасовых россыпей) подвигание забоя происходит поперек россыпи; при продольном уклоне забой подвигается вдоль россыпи.

Наличие большого количества подготовительных выработок — разрезных траншей, при проходке которых производительность гидромонитора ниже, чем при очистной выемке, является существенным недостатком этой системы, особенно

заметным в условиях разработки мощных россыпей. Поэтому систему разработки с попутным забоем применяют, как правило, при мощности до 4—6 м.

Россыпи мощностью 1—3 м часто разрабатывают без разрезных траншей. В этом случае гидромонитор устанавливают на поверхности пласта и отработку ведут забоем шириной до 15 м.

При системе разработки с встречным забоем (рис. 371) пески перемещаются свободным потоком воды, скорость которого определяется уклоном плотика. Следовательно, эту систему можно применять при значительном уклоне плотика. Если уклон недостаточен, приходится устанавливать дополнительный гидромонитор для подгонки отбитых песков к колодцу или траншее.

Система разработки со встречным забоем имеет существенное преимущество, которое заключается в отсутствии подготовительных работ.

Выбор направления отработки россыпи определяется, так же как и при системе с попутным забоем, направлением уклона плотика.

Для облегчения перемещения песков применяют переносные лотки, которые подводят возможно ближе к забою. От лотков сооружают переносные щиты. Вместо лотков устраивают иногда почвенные каналы с уклоном в сторону пескового колодца большим, чем уклон плотика.

Гидромонитор для подгонки песков должен устанавливаться на наиболее возвышенных местах плотика.

Участки плотных пород, встречающиеся среди массива рыхлых песков, предварительно рыхлят взрывным способом.

Систему разработки следует выбирать отдельно для каждого участка россыпи; применение различных систем для отдельных участков одной и той же россыпи — обычное явление при гидравлической разработке.

Для бесперебойной работы гидравлики необходимо иметь запасные забои с установленными в них гидромониторами. Работа в этих забоях производится, когда в основном забое ве-

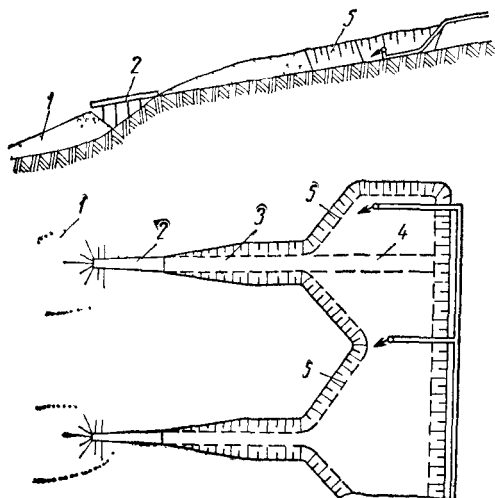


Рис. 370. Система разработки с попутным забоем:

1 — отвал хвостов, 2 — шлюз; 3 — вскрывающая траншея, 4 — разрезная траншея, 5 — забой

дуются зачистка плотика, уборка валунов, наращивание труб и прочие вспомогательные работы. Общее число работающих гидромониторов 3—4.

Расход воды при гидравлической разработке составляет 20—40 м³ породы. Иногда при недостатке воды прибегают к работе на оборотной воде.

Производительность одного рабочего в значительной степени зависит от масштаба работ, физико-механических свойств отбиваемых пород и условий залегания россыпей. На средних гид-

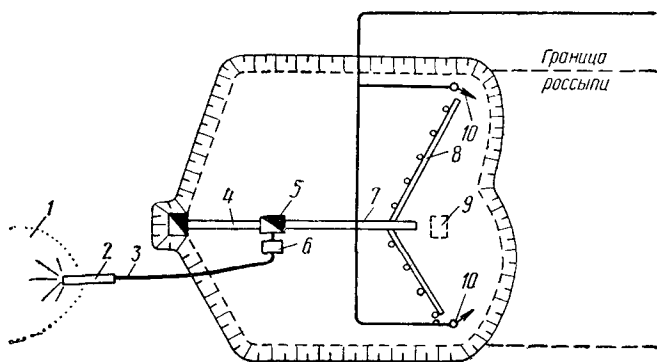


Рис. 371. Система разработки с встречным забоем:

1 — отвал хвостов; 2 — шлюз; 3 — пульповод; 4 — вскрывающий котлован; 5 — песковый колодец; 6 — землесос; 7 — песковая канава; 8 — щиты; 9 — новое положение пескового колодца; 10 — гидромониторы

равликах она составляет 15—25 м³/смену, а на крупных в благоприятных условиях — до 50 м³/смену.

§ 5. Вспомогательные работы

Струей воды из гидромонитора нецелесообразно, а в некоторых случаях и невозможно транспортировать крупные валуны. Вследствие этого валуны скапливаются на подошве забоя и затрудняют размыв и транспортировку пород от забоя. Для уборки их приходится приостанавливать работу гидромонитора. Валуны отвозят от забоя в установленные места, иногда за пределы разреза. Для механизации этой трудоемкой операции применяют бульдозеры, снабженные лемехами с зубьями для захвата только крупных валунов. Наиболее крупные валуны предварительно взрывают.

Работы по уборке очень трудоемки, вследствие чего при большом количестве валунов гидравлический способ разработки россыпи нерентабелен.

К вспомогательным работам относят и зачистку (задирку) плотика. При движении разжиженных песков по поверхности плотика тяжелые частицы (металл) задерживаются в трещинах и неровностях плотика, поэтому для уменьшения потерь металла необходимо производить его задирку. Способ задирки зависит от характера плотика. Для плотика с относительно ровной поверхностью возможно применение бульдозера. В известняковом плотике, имеющем большие впадины (глубиной до нескольких метров), зачистка выполняется вручную. Трудоемкая работа по зачистке обычно оправдывается извлечением из впадин и трещин плотика большого количества богатых песков и металла.

§ 6. Извлечение металла из песков и размещение отвалов

Простейший способ улавливания металла при гидравлической разработке — улавливание с помощью вскрывающей (песковой) канавы. В этом случае для съема металла зачищают дно канавы и собранный материал направляют на дальнейшее обогащение. Однако такой примитивный способ улавливания обычно сопровождается потерями мелкого металла. Чтобы избежать этого при траншейном способе вскрытия на дно канавы укладывают шлюз. Размещение шлюза непосредственно на почве канавы возможно только в том случае, если имеется удобный крутой склон местности, на котором могут быть расположены хвостовые отвалы. Если таких условий нет, то шлюзы сооружают на козлах или стойках. Высота установки шлюза над поверхностью земли определяется объемом хвостовых отвалов, размещаемых с одной установки шлюза, рельефом поверхности и способом подачи песков на шлюз (самотеком или землесосами).

Особенность обогащения песков, добываемых гидравлическим способом, определяется тем, что на шлюз эти пески поступают хорошо размытыми, так как они проходят с водой значительный путь от забоя. Но, вместе с тем, на шлюзы поступают также и крупные валуны, которые при других способах обогащения предварительно отсортировываются. Это вынуждает создавать на шлюзах высокую скорость потока струи, что, в свою очередь, ведет к потерям мелких частиц металла. Удлинение шлюзов (иногда до 50—100 м) не всегда приводит к желаемым результатам.

На рис. 372 изображен промывочный прибор с вспомогательными колодами (подшлюзками) для улавливания металла. На дне основного шлюза 1 устанавливают грохот 2 с отверстиями до 25 мм. Мелкие частицы попадают на подшлюзки 3, установленные с меньшим уклоном, и затем вновь на основной шлюз. Такая схема приводит к значительному обезвоживанию крупной фракции песков на основном шлюзе ниже грохота и затрудняет

их транспортирование. Чтобы избежать этого ниже грохота дополнительно подводят воду или участок основного шлюза от грохота до места возврата песков со вспомогательных шлюзов делают круче, что, однако, не всегда возможно по условиям размещения отвалов.

Организация отвального хозяйства во многом определяет эффективность гидравлической разработки. Наиболее благоприятны для отвалообразования крутые склоны, непосредственно спускающиеся к реке. Такие склоны в практике встречаются редко

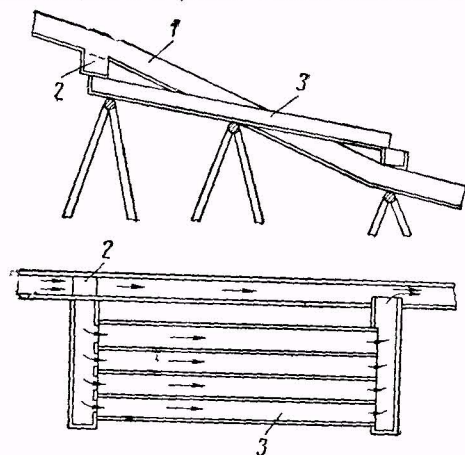


Рис. 372. Шлюз со вспомогательными колодами

и обычно для размещения отвалов требуется значительная площадь. Отвал образуют с помощью переносных хвостовых желобов, изготовляемых из дерева или листового железа. Желоба имеют длину 3—5 м и вставляются один в другой. С помощью таких желобов возможно устройство отвалов с предельным углом откоса 4—5° (при самотечном размещении хвостов угол откоса 10°).

На некоторых гидравликах при хороших условиях водоснабжения

желоба не устраивают, а устанавливают на отвале хвостовой гидромонитор, струей которого отбрасываются накапливающиеся у конца шлюза хвосты. Поверхность такого отвала имеет уклон 2—3°.

На некоторых гидравликах при хороших условиях водоснабжения

§ 7. Эффективность гидравлической разработки россыпей

Показатели эффективности гидравлической разработки россыпей зависят от многих факторов: горногеологических условий залегания россыпи, крепости пород, условий водоснабжения, климата района и др.

Практика показала, что для Урала и Западной Сибири средняя продолжительность сезона работы составляет 6 месяцев (с 25 апреля до 25 октября).

В табл. 56 приведены средние данные о производительности труда основного рабочего при гидравлической разработке. Категории пород указаны в соответствии с классификацией пород, приведенной в § 2 данной главы.

Таблица 56

Производительность труда при гидравлической разработке

Тип гидроустановки	Сменная производительность труда рабочего, м ³
Самотечные гидроустановки с естественным напором. Разрабатываемые породы относятся ко II и III классам	17—25
Самотечные гидроустановки с естественным напором. Разрабатываемые породы относятся к IV и V классам	13—19
Гидроустановки с принудительным транспортированием и естественным напором. Разрабатываемые породы относятся ко II—III классам	16—20
Гидроустановки с насосным водоснабжением и принудительным транспортированием пульпы. Разрабатываемые породы относятся ко II—III классам	8—12

В табл. 57 приведены фактические технико-экономические показатели, достигнутые на некоторых отечественных гидравликах.

Таблица 57

Технико-экономические показатели гидравлической разработки россыпей

Гидроустановка	Удельный расход воды на 1 м ³ грунта, м ³	Расход электроэнергии на 1 м ³ породы, квт · ч	Сменная производительность труда, м ³
Уральские гидроустановки с естественным напором	20—25	—	15—20
Уральские гидроустановки с искусственным напором:			
№ 1	—	7,5	25,7
№ 2	—	9,0	31,7
№ 3	—	15,0	13,6
№ 4	—	18,5	38,2
№ 5	—	26,7	11,3
Гидроустановки Магаданской области	60—70	—	23—24
Гидроустановка Кадали-Макитская (Лензолото)	29,5—49,9	—	14,6—22,3

Среднесменный коэффициент использования гидравлических установок во времени:

При отсутствии резервных забоев, насосов, гидромониторов 0,6—0,75
 При наличии резервных забоев, насосов, гидромониторов 0,75—0,85

Для гидравлик с естественным напором характерно следующее распределение расходов по добыче 1 м³ породы по статьям, %:

Заработная плата (с начислениями)	33,3—44,5
Материалы, топливо и энергия	2,7—4,1
Текущий ремонт и погашение горноподготовительных работ	42,0—24,6
Транспортные расходы	4,0—4,1
Амортизация капитальных затрат	10,0—13,7
Прочие расходы	4,6—6,3
Цеховые расходы	3,4—2,7
Итого	100%

Глава XXVII

РАЗРАБОТКА РОССЫПЕЙ ДРАГАМИ

§ 1. Сущность и условия применения дражного способа разработки

Драга — это плавучая машина, способная осуществлять все основные производственные операции по добыче и обогащению песков.

Черпающим аппаратом драга извлекает пески из подводного забоя и подает их в промывочное оборудование. Хвосты удаляются в выработанное пространство позади драги. По мере выемки песков драга перемещается вслед за забоем.

Драги применяют для разработки обводненных долинных и морских россыпей. Если россыпь недостаточно обводнена, к ней предварительно подводят воду. В зависимости от типа драги и характера забоя приток воды должен быть не менее 1,5—6 м³/мин.

Мощность извлекаемого слоя песков определяется типом драги. Наименьшая глубина разработки составляет 2—4 м от поверхности воды, максимальная — до 30—40 м. Ширина россыпи должна быть не менее 25—40 м. Вследствие больших затрат на перемещение драги с одного места работы на другое срок существования дражного разреза должен быть значительным. Для драг средних размеров этот срок составляет не менее 8—10 лет, а для крупных драг — 12—15 лет.

Подводное расположение плотика затрудняет тщательную зачистку его, поэтому наиболее благоприятным для дражной разработки является ровный плотик, без западаний.

Большое влияние на экономичность дражной разработки оказывает уклон плотика. Значительный уклон осложняет поддержание уровня воды на определенных отметках и вызывает необходимость сооружения значительного числа плотин. Наиболее благоприятен уклон до 0,003. Предельный уклон для дражной разработки 0,012—0,02.

Разрабатываемые драгой пески должны быть рыхлыми, без прослоек сцементированных пород; количество негабаритных валунов не должно превышать 1—2%.

§ 2. Краткая характеристика драги

150-литровая драга Иркутского завода изображена на рис. 373.

Понтон драги (рис. 374) служит для размещения всего оборудования и представляет собой плоскодонное судно прямоугольной формы с боковыми скосами, носовым и кормовым срезами. Отношение длины понтона к ширине составляет 2—2,5. В носовой части понтона имеется прорез для размещения черпаковой рамы. В местах возможных пробоев понтона (нос, корма, дно, черпаковый прорез) имеются водонепроницаемые отсеки.

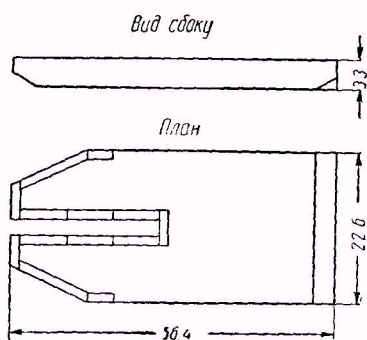


Рис. 374. Схема понтона 380-литровой драги глубокого черпания

Размеры понтона определяются весом оборудования и условиями его размещения. Высота надводной части борта должна составлять не менее 0,5 м.

Материалами для изготовления понтона служит сталь и дерево, причем деревянные понтоны в настоящее время применяют только для малолитражных драг. Понтоны для крупных драг изготавливают из дерева только в тех случаях, когда транспортировка оборудования на место производства работ затруднительна. Изготавливая понтон на месте из дерева, удается сократить общий вес транспортируемого к месту работ оборудования на 35—50%.

Толщина стальной обшивки 5—20 мм. Обычно понтоны бывают сварные или клепаные, но при небольшом сроке существования разреза предпочитают разборные понтоны, состоящие из цельнометаллических ящиков, соединенных между собой болтами.

Срок службы деревянных понтонов составляет 8—12 лет, а металлических 20—25 лет и в значительной степени зависит от того, насколько правильно ведется их эксплуатация.

Суперструктура представляет собой металлические фермы, установленные на понтоне, к которым крепятся находящиеся на драге механизмы. Суперструктура состоит из носовой мачты, кормовой мачты и центральных ферм, связанных с понтоном (главная суперструктура).

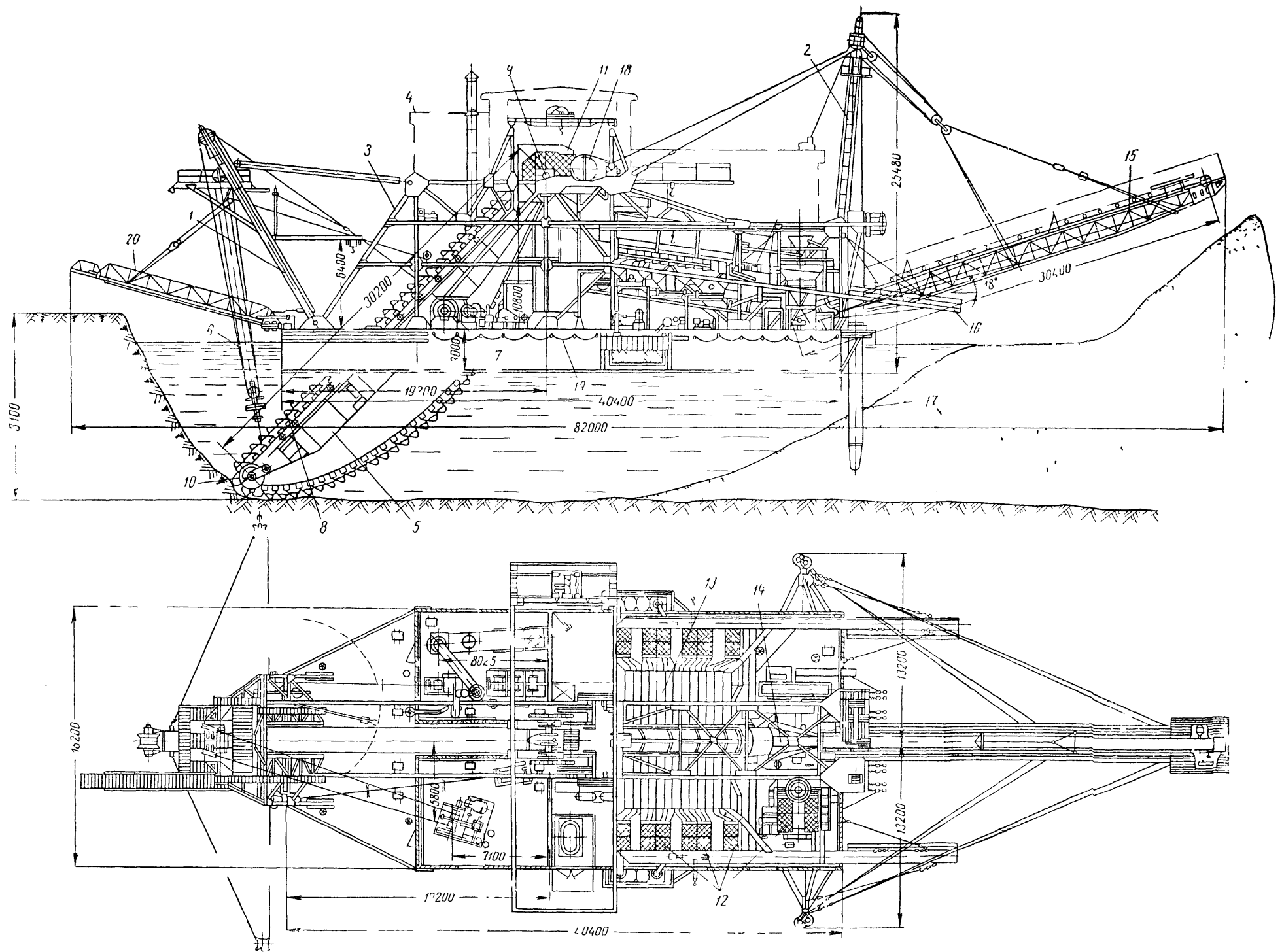


Рис 373 Общий вид драги

1 — носовая мачта, 2 — кормовая мачта, 3 — суперструктура, 4 — обшивка, 5 — черпаковая рама, 6 — полисплет
 7 — рамоподъемная лебедка, 8 — черпаковая цепь, 9 — верхний черпаковый барабан, 10 — нижний черпаковый барабан, 11 — завалочный люк, 12 — отсаживочные машины, 13 — поперечные шлюзы, 14 — галечный лоток
 15 — отвалообразователь, 16 — эфельная кося, 17 — свая, 18 — главный привод, 19 — понтон, 20 — бергшлюз

Носовая мачта является сложной балкой с четырьмя опорными ногами и служит для подвеса нижнего конца черпаковой рамы. Нижние концы ног соединяются с понтоном шарнирно посредством болтов и проушин, а на крупных драгах путем установки ног в соответствующие углубления опорных башмаков.

Кормовая мачта по внешнему виду напоминает носовую и служит для подвеса свай и хвостового конвейера.

Конструкции главной суперструктуры весьма разнообразны и определяются размером драг и применяемым на них оборудованием. К внешней стороне суперструктуры крепится деревянная обшивка.

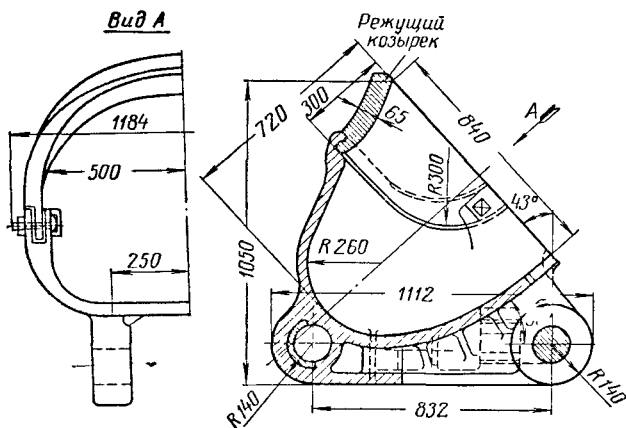


Рис. 375. Беззаклепочный черпак емкостью 210 л

К черпающему (драгирующему) устройству относятся черпачная рама, черпачная цепь и черпачные барабаны.

Черпачная рама выполняется в виде сварной или клепаной коробчатой балки, верхний конец которой имеет скобу, опирающуюся на вал верхнего барабана. К черпачной раме крепятся опорные ролики, поддерживающие черпачную цепь. Длина черпачной рамы изменяется от 12 до 66 м. Верх рамы застилается сплошь металлическими листами, на которых задерживается выпавшая из черпачков порода. Скользя по этим листам, пески падают к забю, где вновь подхватываются черпачками.

Рама подвешивается с помощью полиспастов, канаты от которых идут к рамоподъемной лебедке.

Черпачная цепь состоит из отдельных черпачков, соединенных между собой шарнирно пальцами. Черпачок (рис. 375) представляет собой сплошную отливку из марганцовистой ста-

ли, режущая кромка его представлена съемным козырьком из углеродистой стали. Черпак имеет две проушины в передней части и одну в задней. Черпаки крупных драг имеют емкость до 380—570 л. Вес черпака 380-литровой драги составляет 1900 кг. Черпак для 210-литровой драги изображен на рис. 375. Скорость движения черпаковой цепи выражают числом черпаков, разгружаемых за минуту; она изменяется от 13 до 24

Тип драги определяется емкостью черпака. Применяемые в настоящее время в СССР драги имеют емкость черпака от 50 до 380 л.

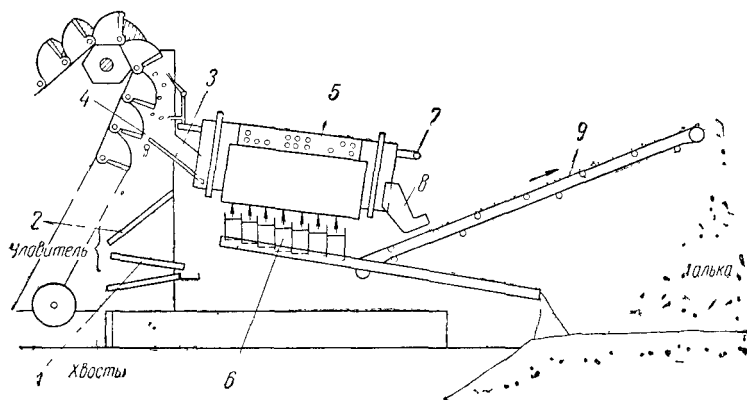


Рис 376. Схема промывных устройств на драге:

1 — колода, 2 — колосники, 3 — завалочный лоток, 4 — резиновая наклад-ка, 5 — бочка, 6 — шлюзы, 7 — водопровод, 8 — галечный лоток 9 — галечный конвейер

Верхний черпаковый барабан имеет шестигранную форму, отливается из углеродистой стали и является ведущим (имеет особые приливы). Нижний барабан имеет в сечении круглую форму и является направляющим

Для предотвращения задевания черпаков за приемный бункер бочки, когда черпаковая рама занимает нижнее положение, служит отводной (подчерпаковый) барабан.

Наружная поверхность его имеет форму черпаков и покрывается накладками из марганцовистой стали.

Главный привод черпаковой цепи устанавливается на верхней площадке главной суперструктуры. Двигатель привода располагают чаще непосредственно на понтоне. От него же приводится в действие и рамоподъемная лебедка.

На некоторых драгах главный привод и рамоподъемная лебедка имеют индивидуальные двигатели.

Промывочные устройства Общая схема размещения промывных устройств на драге показана на рис. 376.

Разгрузка черпаков в завалочный лоток происходит при проходе их через верхний черпаковый барабан 3 а в а л о ч н ы й л о т о к имеет корытообразную форму, для увеличения срока службы его внутреннюю поверхность покрывают броневыми плитами или полосами. По лотку пески поступают в промывочную бочку. Черпаки и завалочный лоток очищаются от прилипших к ним вязких песков водой, подаваемой под давлением.

Для лучшего улавливания песков по краю завалочного люка укрепляют резиновые накладки, плотно охватывающие черпаки.

Пески, не попавшие в завалочный лоток, падают вниз в специальный уловитель, установленный под черпаковой рамой и состоящий из колосников и шлюзов.

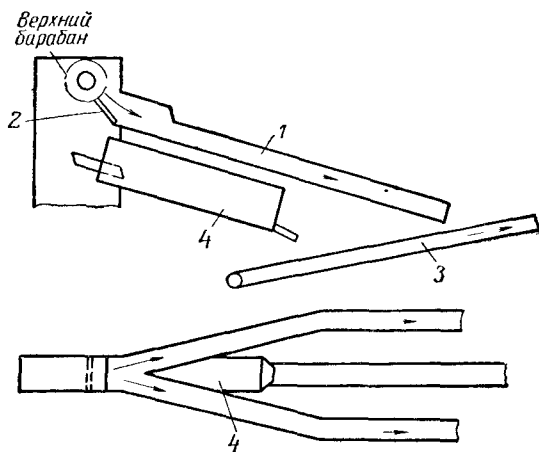


Рис 377. Завалочный люк с распределительным клапаном

Размытые на колосниках пески поступают в шлюзы. Хвосты спускаются в прорез понтона. Съем металла с уловителя составляет 2—5% от общего количества

Описанное завалочное устройство не позволяет удалять с драги пустую породу, минуя промывочные устройства. Поэтому на некоторых драгах применяют иную конструкцию, позволяющую направлять драгируемую массу и в промывочную бочку, и на конвейер (рис. 377).

Выше промывочной бочки располагается желоб 1, перекрываемый поворотным клапаном 2. При опущенном поворотном клапане пустые породы (торфа) направляются по желобу на транспортер 3 и удаляются за корму понтона; при поднятом клапане порода через завалочный люк поступает в бочку 4.

Наибольшее распространение на драгах получили цилиндрические промывочные бочки, состоящие из двух

глухих ставов (верхнего — приемного и нижнего — выпускного) и одного или нескольких перфорированных ставов в центральной части. Диаметры отверстий изменяются от 5 до 30 мм, увеличиваясь от верхнего става к нижнему. Отверстия имеют конусообразную форму (меньший диаметр на внутренней поверхности бочки), что способствует лучшему прохождению через них породы.

Бочка снабжается продольным набором из брусков, вследствие чего увеличивается высота подъема размываемой массы. Размеры бочки на 380-литровой драге 2,5×15,4 м.

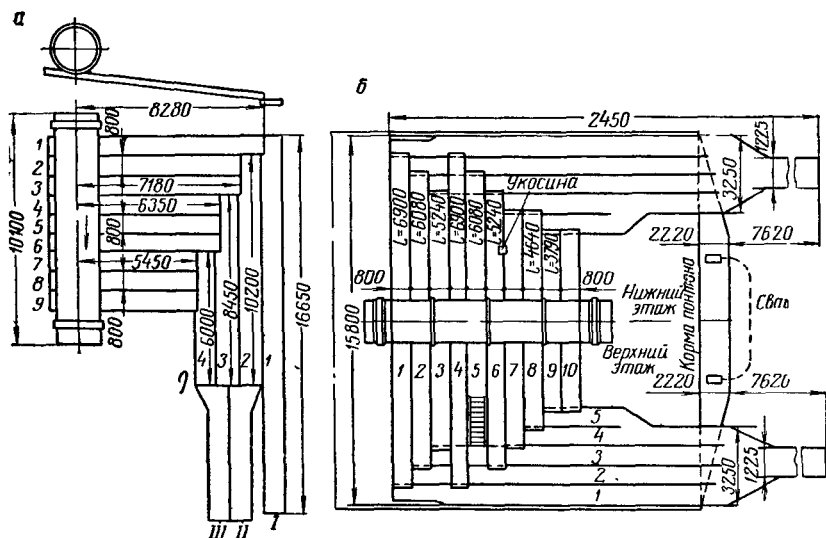


Рис. 378. Схема дражных шлюзов:

a — одностороннего одноярусного; *b* — двустороннего двухъярусного; 1—10 — шлюзы

Вода в бочку подводится под давлением 3—4 ат по оросительной трубе, входящей в бочку параллельно ее оси.

Перфорированная часть бочки охватывается кожухом, переходящим в распределитель, из которого пески поступают на шлюзы, либо в отсадочные машины.

В целях экономии места шлюзы на драгах устанавливают обычно двусторонние в два или три яруса. Распределитель должен подавать материал равномерно на обе стороны шлюзов и в равных количествах на верхние и нижние яруса.

Расположение шлюзов на драге показано на рис. 378. Ширина отдельных шлюзов 700—800 мм. Общая площадь шлюзов на 210-литровой драге составляет 316 м².

Процесс сокращения песков на шлюзах описан ранее.

Металл распределяется на шлюзах неравномерно. Практикой установлено, что основная масса его выделяется на поперечных шлюзах, причем максимальное извлечение имеет место на первых трех поперечных шлюзах.

Ниже приведены показатели распределения золота на поперечных шлюзах (см. рис. 378) 210-литровой драги:

Шлюзы	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X
Получено металла, %	7,9	29,85	37,4	13,18	4,9	1,73	1,34	0,69	0,84	2,17

Между желобами распределителя, поперечными и продольными шлюзами золото распределяется следующим образом, %:

Желоба распределителя	27,82
Поперечные шлюзы	67,41
Продольные шлюзы	4,77

Съем (сполоск) металла со шлюзов на драгах производится обычно периодически через равные промежутки времени, различные для разных шлюзов.

Съем шлихов с верхней части поперечных шлюзов производят один раз в сутки, а иногда даже раз в неделю или месяц, с остальной части поперечных шлюзов — раз в три-четыре дня. Полный сполоск со всех шлюзов производят 1—2 раза в месяц и при этом драгу останавливают.

Доводку шлихов ведут на доводочных станках, для выделения золота применяют амальгамирование.

Удаление хвостов. Выходящий из промывочной бочки крупный материал поступает на галечный лоток и по нему на транспортерную ленту отвалообразователя.

Отвалообразователь представляет собой металлическую раму, на которой установлен ленточный конвейер. Нижний конец рамы упирается в корму, а верхний подвешивается к кормовой мачте. Ширина конвейерной ленты 900—1200 мм, скорость ее движения до 1,5 м/сек. Угол наклона конвейера 15—20°. Длина его зависит от того, какое количество крупной фракции возможно разместить в отвале.

Прошедший через шлюзы продукт (эфели) направляется по эфельным колодам также в отвал. Эфельные колоды, являющиеся непосредственным продолжением шлюзов, устанавливаются под углом 6—7°, их нижний конец должен находиться над водой на высоте не менее 30—40 см.

Силовое оборудование. На драгах устанавливают электрические, редко паровые двигатели или двигатели внутреннего сгорания. Полная установочная мощность двигателей составляет

на крупных драгах 1000—2500 квт. Напряжение подводимого к электродвигателям тока 380—6000 в.

Водоснабжение драги осуществляется с помощью двух-трех центробежных насосов высокого (25—40 м) и низкого (10—15 м) напоров. В трюмах устанавливают насос для откачки воды из понтона.

Управление драгой осуществляется из драгерской будки. Общее руководство всеми рабочими на драге возлагается на драгера. Число рабочих на драге изменяется от 5 до 50 человек.

В табл. 58 приведена характеристика некоторых драг.

Т а б л и ц а 58

Техническая характеристика драг

Показатели	Драги нормального черпания				Драги глубокого черпания	
	50-литровая	210-литровая	250-литровая*	380-литровая	380-литровая	500-литровая
Емкость черпака, л	50	210	250	380	380	500
Наибольшая подводная глубина черпания, м	6	—	12	—	23,0	37,8
Длина черпаковой рамы, м	15,8	27,0	31,7	29,5	46,0	66,0
Наибольший угол наклона черпаковой рамы, град	45	—	—	45	—	48
Тип понтона	Деревянный			Стальной		
Длина понтона, м	19,5	36,0	42,8	45,5	56,4	78,3
Ширина понтона на корме, м	10,3	18,4	18,2	22,5	22,5	24,4
Высота понтона, м	1,45	2,9	3	3,3	3,3	3,36
Осадка понтона, м	0,95	2,2	2,1	2,6	2,6	—
Полная длина свай, м	—	17,3	—	19,55	25,0	21,4
Расстояние между осями свай, м	—	5,4	—	5,7	5,7	—
Длина отвалообразователя, м	15,0	32,57	34,00	47,5	57,0	—
Длина хвостовых колод, м	4,0	7,0	—	7,0	8,4	—
Конструктивный вес драги, т	153	1052	1355	1950	2250	3750

* Иркутского завода, модели 1958 г.

На иркутском заводе тяжелого машиностроения им. В. В. Куйбышева начато строительство драги с черпаками емкостью 600 л. Длина новой драги 230 м, ширина 50 м, высота 40 м. На драге будет установлено более 300 электродвигателей общей мощностью 7500 квт.

Впервые в мировой практике на этой драге будет применена схема управления и наблюдения на расстоянии с помощью промышленных телевизионных установок и специальных приборов. Широкое внедрение автоматизации позволит управлять этой машиной экипажу из нескольких человек.

§ 3 Передвижение драги и способы черпания грунта

Передвижение драги вдоль забоя и вперед может осуществляться с помощью канатов или канатов и свай. Первый способ применяют на драгах с черпаками емкостью до 150 л, а второй — на более мощных драгах.

Рассмотрим канатно-свайный способ перемещения драги.

Свая (см. рис. 373) представляет собой коробчатую балку, имеющую на конце стальной наконечник, погружаемый в породу. На драге устанавливаются две сваи. Каждая свая подвешивается на канате и может опускаться и подниматься, двигаясь

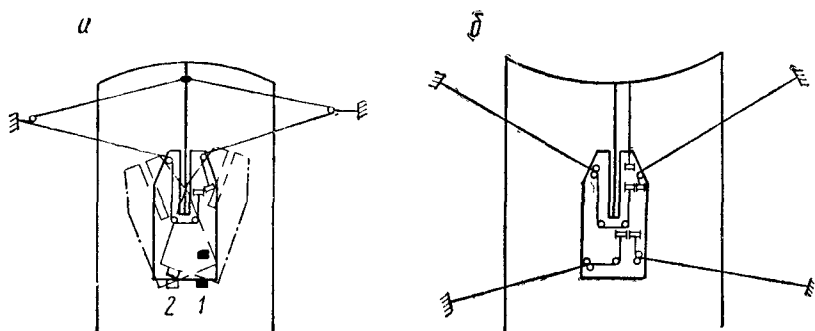


Рис. 379. Маневрирование драги

в специальных направляющих. Во время работы одна свая бьется опущена, другая поднята.

На драге установлены две маневровые лебедки, канаты от которых проходят через блоки, укрепленные на берегу, и крепятся к драге (рис. 379). Включением правой лебедки драгу поворачивают вокруг опущенной (рабочей) сваи вправо; левой лебедкой драга поворачивается влево. После выемки одной заходки драгу поворачивают до предела в сторону рабочей сваи и опускают в грунт вторую сваю, а первую поднимают. Вновь развернув драгу, но уже в противоположную сторону, опускают первую сваю, поднимают вторую и процесс шагания на этом заканчивается. Максимальный угол разворота составляет 120° , шаг драги 2—8 м.

Для перемещения драги с помощью канатов она снабжается пятью канатами: одним головным и четырьмя бортовыми. Головной канат длиной 250—500 м крепится впереди по ходу драги к бревну, уложенному в яму; бортовые канаты крепятся по бортам разреза.

С помощью канатов драга может быть установлена в любом месте разреза. Для подачи драги вперед производится навивка головного каната. Если навивать канаты с одного борта, драга

будет перемещаться вдоль забоя. Навивкой правого носового и левого кормового канатов драгу можно развернуть вправо.

Выемку песков из забоя можно вести двумя способами: по сл о й н ы м и п о д б о р н ы м.

При послыном способе после окончания подшагивания черпаковую раму опускают на забой таким образом, чтобы черпаковая цепь, двигаясь, снимала слой определенной толщины. При навивке каната на барабан соответствующей маневровой лебедки драга поворачивается вокруг сваи и черпает грунт. Сняв один слой, опускают черпаковую раму на следующий, вводят в действие вторую маневровую лебедку и, поворачиваясь в другом направлении, драга обрабатывает этот слой.

Последней операцией перед новым подшагиванием является зачистка плотика и подъем черпаковой рамы.

При выемке песков п о д б о р н ы м с п о с о б о м черпаковую раму устанавливают у плотика россыпи и подшагивание ведут во время движения черпаковой цепи, вследствие чего в нижней части забоя образуется вруб. Затем боковым перемещением черпаковой рамы на уровне плотика россыпи зачерпывают породу, обрушивающуюся с верхней части забоя. Отработку заходки заканчивают после зачистки, т. е. когда черпаки пойдут слабозаполненными.

Послойный способ выемки применяют чаще, так как он обладает рядом достоинств: 1) более высокое извлечение металла, вследствие селективной выемки; 2) возможность более тщательной зачистки плотика; 3) более равномерная загрузка черпаков и спокойная работа драги.

Однако если гранулометрический состав пород по высоте забоя неравномерен, при послыном способе происходит перегрузка шлюзов или галечных конвейеров, этого удастся избежать при подборном способе вследствие перемешивания пород. Поэтому последним способом обрабатывают старые отвалы, верхняя часть которых сложена галькой, нижняя — мелкими хвостами. При подборном способе успешная работа в большой степени зависит от глубины вруба, так как если она мала, то обрушение песков будет происходить недостаточно быстро; глубокий вруб может вызвать массовое обрушение пород и аварию драги.

Производительность драги можно определить по следующей формуле:

$$Q_{\text{час}} = \frac{60qn}{k_p} k_n \eta,$$

где $Q_{\text{час}}$ — часовая производительность драги, м^3 ;

q — емкость черпака, м^3 ;

n — скорость черпания, в черпаках за минуту;

k_p — коэффициент разрыхления породы;

k_n — коэффициент наполнения черпака;

η — коэффициент использования рабочего времени.

Коэффициент разрыхления грунта принимается равным 1,2—1,3. Коэффициент наполнения зависит от крепости пород, наличия валунов, количества глинистых частиц и колеблется от 0,4 до 1,05. В зимнее время коэффициент наполнения снижается на 20—30% по сравнению с летним периодом.

Коэффициент использования рабочего времени электрических драг составляет 0,7—0,8. В летнее время он достигает 0,85, в зимний период падает до 0,4—0,5. Паровые драги имеют меньший коэффициент использования (0,65—0,7).

Суточная производительность драги при трехсменной ее работе определяется путем умножения часовой производительности на 24, а годовая — умножением суточной производительности на число рабочих дней в году (250—350).

§ 4. Предварительные работы и вскрытие

В большинстве случаев долинныя россыпи имеют достаточный для дражной разработки уровень грунтовых вод. Иногда же необходимо искусственное обводнение россыпи.

Подвод воды осуществляется в верхнюю часть долины по каналам или трубам.

В первом случае ручей или речку преграждают плотиной, чтобы обеспечить уровень воды, достаточный для самотечного ее движения по канаве до дражного полигона и устраивают в необходимых местах сплотки, трубные переходы и другие водоподводящие сооружения.

Во втором случае, когда невозможно поднять уровень воды в долине выше уровня поверхности россыпи, подача воды в дражный разрез осуществляется насосами по трубам. На рис. 380 изображена одна из возможных схем водоснабжения дражного полигона.

При большом уклоне плотика или незначительной мощности песков для нормальной работы драги необходимо поднимать уровень воды в разрезе до определенных отметок. Это можно делать в процессе разработки созданием позади драги перевалок из материала галечных отвалов путем их разравнивания. Перевалки способны обеспечивать подъем воды на 1—1,5 м выше естественного.

Если необходим очень большой подъем воды или если разработка россыпи ведется сверху вниз, по долине устраивают плотины с водосливами. Общее количество плотин, необходимых для отработки всей россыпи, зависит от продольного уклона ее и необходимой высоты подъема воды. Увеличивая высоту плотин, можно уменьшать их число, но при этом увеличивается стоимость каждой плотины. Обычно выбирают вариант с наименьшим объемом земляных работ.

Сооружение плотин облегчает разработку россыпей с высокими надводными бортами. Кроме того, затопление поверхности россыпи водой предохраняет ее от сезонного промерзания.

Для дражной разработки применяют котлованное и плотинное вскрытие.

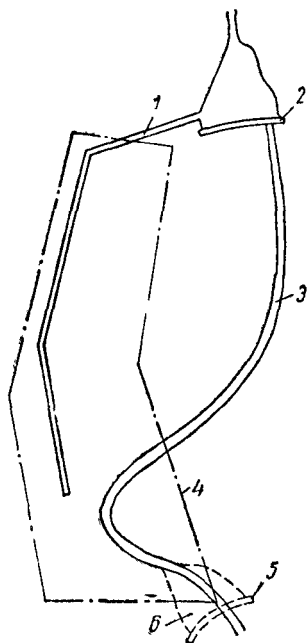


Рис. 380. Схема водоснабжения дражного полигона:

- 1 — водоподводящая канава;
- 2 — плотина; 3 — ручей;
- 4 — граница дражного полигона;
- 5 — плотина для вскрытия россыпи, 6 — место монтажа драги

Первый способ вскрытия заключается в образовании котлована до плотика. Драга монтируется на борту котлована и спускается в него после заполнения водой. Окончательная сборка драги производится на плавающем понтоне. Если котлован сухой, то драгу монтируют на дне его, а после заполнения котлована драга всплывает.

При вскрытии плотинами драга монтируется на поверхности россыпи, выше плотины; после заполнения данного участка водой драга всплывает.

Котлованный и плотинный способы вскрытия допускают обработку россыпи как вверх, так и вниз по долине. Чаще применяют первый способ. В этом случае илстые частицы уносятся от забоя, что улучшает извлечение металла, но зато требуется больший приток воды вследствие усиленной фильтрации ее через отвалы.

Разработка с перевалками возможна только вверх по долине. При выемке вниз по долине фильтрация воды меньше и возможно извлечение песков, оставшихся под плотинами.

§ 5. Системы дражной разработки

Дражная разработка является самой дешевой, поэтому во многих случаях вскрышу торфов осуществляют также драгой.

Дражная выемка торфов может оказаться нецелесообразной, когда:

1) в верхнем растительном слое имеется большое количество пней и корней, попадание которых на драгу нарушает процесс обогащения;

2) в торфах содержится большое количество глинистых частиц, попадание которых в пески ухудшает извлечение металла;

3) мощность торфов значительная, а надводный борт россыпи высокий;

4) возможно применение наиболее дешевого послыонного способа оттайки мерзлоты естественным путем;

5) торфа состоят из плотных или валунистых пород.

В указанных случаях вскрышные работы осуществляются бульдозерами, колесными скреперами, экскаваторами.

Общая схема производства вскрышных работ описана в гл. XXV. Применение бульдозеров и скреперов особенно целесообразно при удалении сезонной мерзлоты. Бульдозеры предпочтительнее в узких россыпях, скреперы и экскаваторы — в широких.

Ниже приводится перечень (классификация) дражных систем разработки.

1. Системы разработки с одинарным забоем:

1) продольными ходами;

2) поперечными ходами.

2. Системы разработки со смежными забоями:

3) продольными ходами;

4) поперечными ходами.

Разработка одинарным забоем. Ширина забоя в этом случае определяется радиусом черпания и углом разворота драги. При угле, равном 90° , ширина забоя B будет равна

$$B = R\sqrt{2},$$

где R — радиус черпания.

При радиусе черпания 45 м (380-литровая драга) максимальная ширина забоя составит 63 м.

Отработка дражного полигона одинарным забоем ведется лентами, ширина которых равна ширине дражного забоя.

В зависимости от ширины россыпи драга может двигаться как вдоль, так и поперек дражного полигона.

На рис. 381 изображены схемы систем разработки одинарными забоями при продольном и поперечном перемещении драги. Выемку продольными ходами ведут в относительно узких россыпях. Если ширина россыпи не превышает максимально возможной ширины забоя, то ее обрабатывают за один ход движения драги вверх или вниз по долине. Широкие россыпи обрабатывают за несколько ходов. Длина хода определяется уклоном плотика и принятым способом поддержания уровня воды в дражном разрезе.

При поперечном перемещении драга, отработав одну ленту, поворачивается на 180° у борта россыпи и, двигаясь к другому борту, обрабатывает следующую ленту. Время, затрачиваемое на поворот драги, составляет 5—6 ч. Отработка возможна как вверх, так и вниз по долине в зависимости от принятого способа поддержания уровня воды в разрезе.

Основное достоинство разработки поперечными ходами — более полная отработка песков в бортах россыпи, так как систематическим опробованием удастся точно определять границы россыпи. Это имеет большое значение для россыпей с непостоянной шириной. Недостаток — значительная потеря времени на повороты драги, поэтому разработку поперечными ходами целесообразно применять на узких россыпях.

При выборе направления перемещения драги необходимо учитывать также и принятый на драге способ маневрирования. Канатные драги затрачивают на поворот значительно больше времени, чем свайные, поэтому использование их для выемки поперечными ходами целесообразно только в исключительно широких россыпях (не менее 400 м).

Для электрических драг, перемещение которых требует наращивания электролиний, целесообразна разработка россыпи сразу на всю ширину.

Продольная система имеет преимущество перед поперечной в том отношении, что она позволяет в необходимых случаях отрабатывать в первую очередь наиболее богатую часть россыпи, направив драгу по струе.

Довольно часто при непостоянных условиях залегания россыпи различные участки ее отрабатывают разными системами.

Разработка смежными забоями. Работа драги 1 организуется в этом случае следующим образом. Отрабатыв заходку А (рис. 382), опускают черпаковую раму на забой в точке О. Драга займет

положение 2. Затем поднимают рабочую сваю и, навивая правый канат на барабан, устанавливают драгу в положение 3. При указанном перемещении драга поворачивалась вокруг точки О. Осадив драгу назад путем включения переднего хода черпаковой цепи, опускают рабочую сваю и отрабатывают заходки В и С. После этого переводят драгу в первый забой. На перевод драги затрачивается около 30—40 мин. В некоторых случаях количество смежных забоев достигает 5—6. Ширина разреза определяется шириной одного забоя, умноженной на их количество.

При разработке смежными забоями вследствие значительной ширины разреза отвалы располагаются более равномерно и высота их по сравнению с отвалами одинарного забоя получается

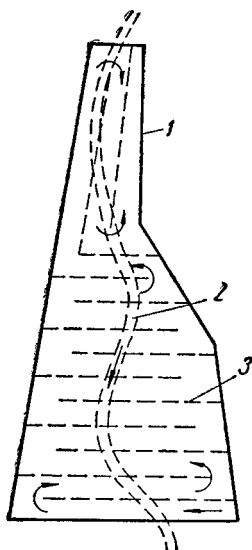


Рис. 381. Отработка дражного полигона поперечными и продольными ходами:
1 — граница дражного полигона; 2 — ручей;
3 — дражные ходы

меньше. Это особенно важно, когда россыпь имеет высокие надводные борта, вследствие чего отвалы начинают подпирать корму.

Разработка смежными забоями позволяет уменьшить количество оставляемых целиков и потери в них песков. Обычно отвалами хвостов заваливают часть песков (рис. 383) и извлечение их, как правило, связано с переработкой большого количества хвостов, по объему значительно превосходящих заваленные пески. Поэтому часто эти пески приходится оставлять. Чем уже забой, тем больше потери песков.

В широких забоях, кроме того, уменьшается объем работ по переноске бортовых канатов.

Недостаток разработки смежными забоями — увеличение объема работ по борьбе со льдом в зимнее время года. Чтобы избежать этого, зимой переходят на работу узким одинарным забоем. К числу недостатков относится также необходимость иметь длинные бортовые канаты.

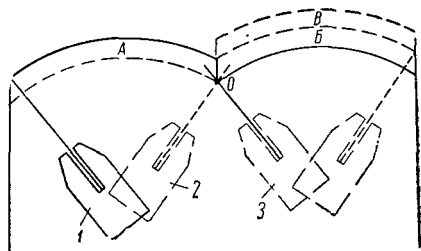


Рис. 382. Схема разработки смежными забоями при маневрировании драги на сваях

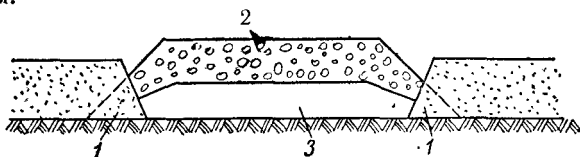


Рис. 383. Поперечный разрез дражных отвалов:
1 — потерянные целики; 2 — галька; 3 — эфели

Разработка с продольными ходами применяется в россыпях шириной до 200—300 м. Количество смежных забоев стараются принять таким, чтобы сразу отработать россыпь на всю ширину. В этом случае потери песков и потери времени на разворотах драги будут минимальными.

В россыпях шириной более 300 м и при неясно выраженных границах россыпи применяют разработку с поперечными ходами.

Если воды недостаточно, то применяют видоизмененную систему разработки смежными или одинарными забоями. Для уменьшения потерь воды на фильтрацию при выемке поперечными ходами по восстанию между дражными ходами оставляют целики толщиной от 3 до 10 м в зависимости от плотности песков (рис. 384). Иногда оставляют целики и при продольной выемке,

если в первую очередь была отработана русловая часть россыпи или россыпь имеет значительный поперечный уклон.

Оставление целиков вызывает большие потери песков и целесообразно только в тех случаях, когда потери компенсируются значительной экономией средств на сооружение плотин.

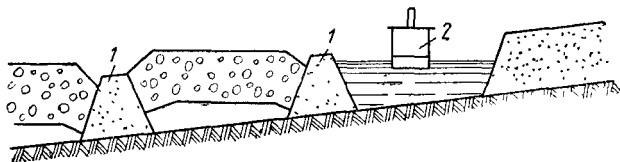


Рис. 384. Система разработки россыпи поперечными ходами с оставлением целиков:
1 — целики; 2 — драга

§ 6. Особенности работы драги в зимних условиях

В условиях отрицательной температуры до -10° драга работает без особых затруднений. Образующийся лед оттесняется к бортам разреза и за драгу и заваливается хвостами. При более низкой температуре лед образуется быстрее, заполняет весь разрез и, если не вести с ним борьбу, работа драги становится невозможной. Применяя различные способы борьбы со льдом, удается продолжительность сезона добычи довести до 300, а иногда и до 330 дней в году.

Для улучшения работы драги в зимнее время необходимо увеличение скорости ее перемещения; с этой точки зрения целесообразна разработка узкими забоями. Если к тому же мощность россыпи невелика (до 5—6 м), то драга может работать успешно и в зимнее время.

Для работы драги зимой полезно затопление полигона. В этом случае куски льда (шуга) вытесняются драгой под слой льда по бортам разреза.

Однако в россыпях значительной мощности обеспечить необходимую скорость перемещения драги не удается и основным средством борьбы со льдом остается удаление его из разреза.

Если разрез можно обеспечить значительным притоком воды, то вдоль одного из бортов разреза расчищается канава. Вода подводится к забою с противоположного борта. Образующимся водным потоком шуга уносится от забоя в канаву и затем уходит под лед в основное русло реки. На дроблении и проталкивании льда по канаве постоянно заняты рабочие.

Другим распространенным способом удаления льда из разреза является уборка его с помощью саней. Сани состоят из трех продольных швеллерных балок, загнутых с обоих концов вверх и скрепленных поперечинами. Размер саней в плане $1,5 \times 3,5$ м.

К переднему и заднему концам саней прикреплены канаты от скреперной лебедки мощностью 20—30 квт·ч, установленной на драге. Для уборки льда сани одним концом опускаются в разрез и на них баграми заводятся льдины (рис. 385). Затем скреперная лебедка транспортирует сани на берег, где они разгружаются. Вместо скреперной лебедки можно транспортировать сани трактором.

Заслуживает внимания и следующий способ борьбы с образованием льда. С помощью специальных насосов (потокообразователей) производят перекачку более теплой воды со дна

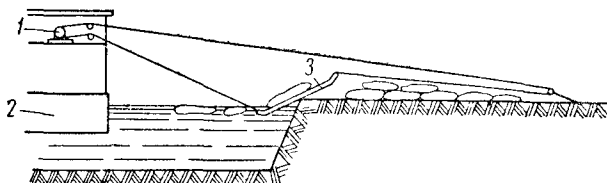


Рис. 385. Уборка льда из дражного разреза с помощью саней:

1 — скреперная лебедка; 2 — понтон драги; 3 — сани

водоема на поверхность, вследствие чего температура воды на поверхности несколько поднимается. Образующееся волнение воды также препятствует образованию льда.

Применение этого способа при работе одной из драг на прииске им. Фрунзе (Магаданская область) позволило полностью отказаться от применявшегося ранее механического способа удаления льда из дражного разреза.

Довольно распространен способ удаления льда с помощью маневровой лебедки. В отличие от санной уборки здесь по канату скользит блок, к которому прикреплен крюк. Льдины с помощью петли крепятся к крюку, когда канат маневровой лебедкой ослаблен. При натяжении канат принимает наклонное положение и блок с льдиной скользит к берегу, где льдину отцепляют.

В зимнее время приходится также вести борьбу с обмерзанием драги. Особенно подвержены обмерзанию черпаковая рама и хвостовой транспортер. Вследствие обмерзания в значительной степени увеличивается вес драги и снижается ее плавучесть. Образующийся лед скалывают ломом или оттаивают паром. Для поддержания внутри помещений драги положительной температуры драга оборудуется паровым отоплением.

Сезонная мерзлота в значительной степени осложняет работу драги ранней весной, поэтому необходимо проводить профилактические мероприятия по борьбе с промерзанием: снегозадержание, затопление дражного полигона и др.

§ 7. Сборка драги и ликвидация аварий

Размеры котлована, в котором ведется монтаж драги, должны обеспечить свободное маневрирование драги после подъема ее на воду; при сборке крупных драг объем котлована достигает $50\,000\text{ м}^3$. Где это возможно, для котлована используют старые горные выработки. Выемку котлована ведут канатными экскаваторами или колесными скреперами. Минимальная глубина его в зависимости от типа драги составляет 3—4,5 м. В котловане выкапывается водоотливный колодец, около которого устанавливаются насосы.

Для сборки драги приходится выполнять разнообразные слесарные, монтажные, сварочные, котельные и другие виды работ. Поэтому на сборочной площадке должны быть сооружены различные производственно-технические здания: слесарно-механическая мастерская, котельно-компрессорная, кузница, склады и прочие помещения.

Продолжительность монтажа драги от 6 до 20 мес. Расход рабочей силы на сборку 380-литровой драги достигает 40 тыс. чел-смен.

В процессе эксплуатации драги ее необходимо своевременно ремонтировать. Ежегодно драга останавливается на зимний ремонт продолжительностью от 0,5 до 3 мес. Капитальный ремонт производят через 8—10 лет работы драги; продолжительность его доходит до 6 мес.

Наиболее крупные аварии, возможные при работе драги, — это потопление драги и разрыв черпаковой цепи.

Потопление драги происходит в результате затопления понтона из-за пробоя или расхождения листов обшивки, а также при неплотном закрытых люках. Если драга опустилась днищем на дно котлована, необходимо понизить уровень воды в разрезе путем откачки ее, если водоем легко изолировать, либо путем спуска воды через плотину. Затем откачивают воду из понтона, заделывают пробоины и вновь наполняют разрез водой.

Разрыв черпаковой цепи происходит в основном вследствие изношенности проушин у черпаков или соединяющих их пальцев. Методы ликвидации этой аварии различны в зависимости от того, на каком барабане (верхнем или нижнем) произошел разрыв и удалось ли удержать часть черпаков на раме.

§ 8. Эффективность дражного способа разработки

Дражный способ разработки является одним из самых производительных и экономичных. Суточная производительность крупных драг достигает 12 тыс. м^3 , а годовая — до 4 млн. м^3 .

Производительность одного трудящегося на драгах с черпаками емкостью 380 л при благоприятных условиях достигает 90 м^3 в 1 чел-смену, редко снижается до 50 м^3 .

Средний расход электроэнергии 1,5—3,0 квт·ч на 1 м³ добытых и промытых песков. В настоящее время драги успешно применяют при добыче не только золота и платины, но и алмазов, касситерита и ряда других минералов.

При определенном содержании металла в россыпи крупными драгами можно разрабатывать и глубокие россыпи с большим экономическим эффектом, чем подземным способом.

В некоторых районах драги успешно применяют при разработке вечномерзлых россыпей. На россыпях с небольшими запасами эффективно работают малолитражные драги.

Ниже приводятся сравнительные данные о стоимости 1 м³ подготовленных и промытых песков при различных способах разработки, %:

Подземным способом	100
Колесными скреперами, бульдозерами, экскаваторами	52—70
Гидравлическим способом	50
Драгами, с емкостью черпака, л:	
50	70
210	44
380	34

Вследствие низкой себестоимости дражных работ они получили широкое распространение для разработки бедных россыпей, которые другими способами (кроме гидравлического) разрабатывать экономически нецелесообразно.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И. Разработка рудных месторождений. Металлургиздат, 1954.
2. Агошков М. И., Мухин М. Е., Назарчик А. Ф., Мамсуров Л. А., Рафиенко Д. И. Системы разработки жильных месторождений. Госгортехиздат, 1960.
3. Справочник по горнорудному делу. Том II и III. Госгортехиздат, 1961.
4. Классификация запасов месторождений полезных ископаемых. Государственный комитет по запасам полезных ископаемых при Совете Министров СССР, Москва, 1960.
5. Городецкий П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. Metallurgizdat, 1955.
6. Каплунов Р. П., Прокопьев Е. П., Стариков Н. А., Бричкин А. В. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. Metallurgizdat, 1955.
7. Стариков Н. А. Вскрытие рудных месторождений. Metallurgizdat, 1957.
8. Трушков Н. И. Разработка рудных месторождений, Т. I и II. Metallurgizdat, 1946, 1947.
9. Барон Л. И. Применение глубоких скважин для подземной добычи руды. Metallurgizdat, 1951.
10. Мочалин М. П., Звекон В. А. Самоходное оборудование на рудниках. Госгортехиздат, 1961.
11. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков. Metallurgizdat, 1952.
12. Смолдырев А. Е. Механизация закладочных работ при разработке рудных месторождений. Metallurgizdat, 1958.
13. Именитов В. Р. Высокопроизводительные системы разработки крепких руд. Госгортехиздат, 1961.
14. Иофин С. Л. и др. Принудительное этажное обрушение. Metallurgizdat, 1957.
15. Малахов Г. М., Черноус А. П. Вскрытие и разработка рудных месторождений на больших глубинах. Госгортехиздат, 1960.
16. Попов Г. Н. Разработка месторождений полезных ископаемых. Metallurgizdat, 1953.
17. Черемушников И. А., Рыжова Л. В. Применение системы этажного обрушения на полиметаллических рудниках. Metallurgizdat, 1958.
18. Агошков М. И. Определение производительности рудника. Metallurgizdat, 1948.
19. Шевяков Л. Д. Основы теории проектирования угольных шахт. Углетехиздат, 1950.
20. Павлов К. В. Основы техники безопасности в горной промышленности. Metallurgizdat, 1954.
21. Альтшуллер М. А. Подземная разработка мощных залежей крепких руд. Metallurgizdat, 1958.

22. Системы разработки мощных рудных месторождений. Материалы научно-технического совещания в г. Лениногорске. Металлургиздат, 1957.
23. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. Госгортехиздат, 1961
24. Зурков П. З. Разработка рудных месторождений открытым способом. Metallurgizdat, 1953.
25. Техника и технология открытых горных работ. Сб. статей. Углетехиздат, 1959.
26. Шорохов С. М. Разработка россыпей. Metallurgizdat, 1947.
27. Фридман Б. Э. Разработка россыпных месторождений гидромеханизацией. Metallurgizdat, 1957.
28. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Углетехиздат, 1951.
29. Александров Н. Н. Подземная разработка россыпей. Госгортехиздат, 1960.
30. Кузнецов И. К. Разработка россыпных месторождений в условиях вечной мерзлоты. Госгортехиздат, 1960.
31. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Metallurgizdat, 1955.
32. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Госгортехиздат, 1960.

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Строка	Напечатано	Должно быть
Аннотация 7 сверху	выбора	выбор
17 снизу	T_{Π}	T_{Π}
21 сверху	v_m	v (метров)
22 сверху	$A = v_m$	$A = v$
14 снизу	окупается их	не окупается
3 снизу	245	254
9 снизу	загружают	разгружают
Подпись к рисунку 273, 1 сверху	уклонов	уклоном
7 снизу	надевать	задевать
Таблица 42, 3 колонка, 2 снизу	Б — 8	В — 8
3 снизу	Б — 7	В — 7
Таблица 55, 2 колонка, 15 снизу	лиственничные	мясниковые

М. И. Агошков, С. С. Борисов, В. А. Боярский «Разработка рудных и россыпных месторождений»