

520 441-7

1 11

ТЕХНОЛОГИИ

ТЕХНОЛОГИЯ

И КОМПЛЕКСНАЯ

МЕХАНИЗАЦИЯ

РАЗРАБОТКИ

РУДНЫХ

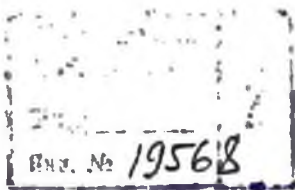
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

77 2005  
Г. Н. ПОПОВ

622.34/073,  
1758

ТЕХНОЛОГИЯ  
И КОМПЛЕКСНАЯ  
МЕХАНИЗАЦИЯ  
РАЗРАБОТКИ  
РУДНЫХ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»  
Москва 1970

*Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. ПОПОВ Г. Н. М. Изд-во «Недра», 1970, 456 стр.*

*В книге рассмотрены вопросы разработки рудных месторождений подземным и открытым способами. Описаны способы вскрытия и подготовки рудных месторождений, основные производственные операции очистной выемки, системы разработки, рассмотрена организация очистных работ на основе цикличности.*

*Книга предназначена в качестве учебника для студентов горных вузов и факультетов, обучающихся по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки» специализации «Разработка россыпных месторождений» и может быть полезна инженерно-техническим работникам горнорудной промышленности, проектным и научно-исследовательским институтам.*

*Таблиц 40, рис. 253, библиография — 45 названий.*

*Рецензенты: кафедра разработки месторождений полезных ископаемых ЛГИ и проф. Н. С. ДЕМИН*

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Целью курса является изучение вопросов, относящихся к разработке рудных месторождений в увязке с механизацией основных производственных процессов.

Курс технологии разработки рудных месторождений является технико-экономической дисциплиной. Решение технических вопросов разработки должно сопровождаться экономическими расчетами, подтверждающими целесообразность проведения тех или иных мероприятий. Решения партии и правительства по экономическому обоснованию принимаемых решений и прибыльности работы предприятия имеют непосредственное отношение ко всей горной промышленности и горнорудной отрасли в частности. Изучению данного курса должно предшествовать изучение ряда смежных дисциплин: геологии и разведки месторождений, проведения и крепления горных выработок, буровзрывных работ, физики горных пород, основ экономики и других дисциплин, имеющих отношение к разработке.

Автор считает своим долгом выразить благодарность рецензентам проф. Н. С. Демину, проф. А. П. Арсентьеву, доцентам А. И. Шаблыгину, Н. Э. Галаеву, А. Ф. Богачеву, проф. Б. П. Юматову, а также докт. техн. наук В. В. Куликову за ряд ценных замечаний, сделанных при просмотре рукописи.

## ВВЕДЕНИЕ

Горнорудная промышленность является самостоятельной отраслью горной промышленности, имеет свои особенности и сложности. Особенностью ее является тесная связь с геологией, разведкой и технологией переработки добываемой руды. Во многих случаях горнорудные предприятия являются частью комбинатов, представляющих единое хозяйство, состоящее из рудников, обогатительной фабрики, иногда металлургического завода и вспомогательных служб.

Из-за сложности многих рудных месторождений их геологическое изучение и эксплуатационная разведка имеют первостепенное значение. Не менее важное значение имеет и увязка разработки с требованиями технологии переработки руды. Засорение руды пустой породой, особенно содержащей вредные компоненты, смешивание различных сортов руд могут вызвать значительное снижение извлечения полезных компонентов и резко снизить экономические показатели предприятия. Поэтому большое значение имеет правильная экономическая оценка разработки того или иного месторождения с учетом затрат на разведку, разработку и технологию переработки руды и получаемой ценности всех полезных компонентов, извлекаемых из добываемой руды.

Кратко остановимся на значении и развитии горной и горнорудной промышленности в народном хозяйстве СССР. Как известно, запасы полезных ископаемых в недрах земли, размеры добычи минерального сырья определяют богатство страны, ее могущество и процветание. Наша страна богата почти всеми видами полезных ископаемых, а в области развития горной промышленности имеет большие достижения. За короткий исторический срок в СССР созданы тысячи угольных шахт, рудников для добычи руд черных, цветных, редких металлов и других видов минерального сырья, оснащенных передовой горной техникой и имеющих высококвалифицированные кадры рабочих и инженеров. По объему добычи угля, железной руды и выплавке стали Советский Союз занимает первое место в мире (табл. 1).

Добыча сырой железной руды в 1970 г. должна составить около 375 млн. т.

Таблица 1

Полезные ископаемые, металл	Уровень добычи и производство металла		
	Россия, 1913—1914 гг.	СССР, 1968 г.	США, 1966 г.
Уголь, млн. т . . . . .	29,2	594	500
Железная руда, млн. т	9,2	177	88,1 (1967 г.)
Нефть, млн. т . . . . .	10,3	30 <sup>9</sup>	450
Газ, млрд. м <sup>3</sup> . . . . .	0,02	171	535
Чугун, млн. т . . . . .	4,2	78,8	81
Сталь, млн. т . . . . .	4,3	107,0	122

Значительное развитие получит и цветная металлургия, которая в настоящее время выросла в крупную отрасль тяжелой индустрии. В 1967 г. на горнорудных предприятиях цветной металлургии было добыто свыше 500 млн. м<sup>3</sup> горной массы. Общий объем добычи горной массы в 1970 г. составит около 700 млн. м<sup>3</sup>.

Развитие добычи руды в отдельных отраслях цветной металлургии должно соответствовать значительному увеличению производства цветных металлов за пятилетку 1966—1970 гг. (алюминия в 1,9—2,1 раза, меди и цинка в 1,6—1,7 раза; значительно увеличится производство свинца, магния, олова, никеля, титана, вольфрама, молибдена, а также драгоценных металлов и добыча алмазов).

В цветной и черной металлургии начнется освоение ряда крупнейших месторождений, таких как медное Удоканское (на севере Читинской области) и медно-никелевое Талнахское (район Норильска), Лисаковское железорудное и ряд других.

Задачи, поставленные партией и правительством по развитию сырьевой базы горнорудной промышленности и повышению качественных показателей ее работы, требуют реализации основных технических мероприятий: дальнейшего увеличения добычи руд открытым способом, внедрения новых способов и технологических схем, применения высокопроизводительного оборудования на карьерах и подземных рудниках, добычи руды подземным способом с применением самоходного оборудования, снижения экономического ущерба от потерь и разубоживания руды, более полного извлечения всех полезных компонентов в добываемых рудах, более совершенного планирования и организации производства с использованием электронных вычислительных машин.

В результате проведения комплекса технико-экономических мероприятий должна быть значительно повышена производительность труда, снижена себестоимость продукции, повышена рентабельность работы предприятий и увеличена интенсивность разработки месторождений (производительность труда в промышленности за пятилетие увеличится на 33—35%).

В текущем пятилетии должно быть начато внедрение новейшей техники при разработке рудных месторождений — гидромеханизации при отбойке и транспортировании крепких руд, конвейерного транспорта с использованием высокопрочных лент, подземного выщелачивания металлов из руд, использования новых видов энергии при проведении вскрышных, добычных и других работ. Развитие горнорудной промышленности мыслимо без широких научных исследований с участием работников производства.

Большинство рудных месторождений представляют собой сложные формы (лизы, штоки, купола, гнезда, жилы) или комплексы сложных рудных тел. В данном курсе разработка месторождений рассматривается в основном применительно к указанным выше формам месторождений. Рудные месторождения более простой формы (пластовые месторождения) встречаются значительно реже, они свойственны месторождениям осадочного и реже осадочно-метаморфического происхождения, эксплуатация которых рассматривается с учетом практики разработки угольных месторождений.

Разработка рудных месторождений подземным и открытым способами рассматривается последовательно проведению технологических процессов.

## ОСНОВНЫЕ ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Разработкой месторождения называется совокупность работ по вскрытию, подготовке месторождения и очистной выемке полезного ископаемого. В данном курсе рассматривается разработка рудных месторождений подземным и открытым способами. Изучению разработки месторождений должно предшествовать ознакомление с общими положениями разработки, включая соответствующую терминологию, характеристику руд и месторождений, геологических запасов, потери и разубоживание руды при добыче и другие вопросы, относящиеся к общим положениям разработки месторождений.

### § I. Характеристика руд и месторождений

**Рудное месторождение** — естественное скопление рудных минералов в земной коре.

**Руда** — минеральное вещество, из которого целесообразно извлекать полезные компоненты при современном уровне техники и экономики.

**Пустые породы** — горные породы, окружающие месторождение или включенные в него, которые не содержат полезного компонента или содержат, но в небольшом количестве, недостаточном для того, чтобы добыча и переработка их была экономически целесообразна.

**Рудная масса** — смесь руды с породой, которая попадает в руду в процессе выемки.

**Жильная масса** — совокупность рудных и нерудных минералов, выполняющих жилу и смешиваемых в процессе очистной выемки.

**Горная масса** — полезное ископаемое и порода, получаемые в результате разработки месторождения как в смешанном виде, так и раздельно. К горной массе относится и порода, поступающая из капитальных и подготовительных выработок.

**Характеристика руд.** Руды разделяются на металлургические, в которых полезные компоненты представлены металлами, и неметаллургические, в которых полезные компоненты представлены



минералами и их соединениями, не содержащими металлов (апатит, слюда, графит и др.). Металлические руды делятся на руды черных, цветных и редких металлов.

Примерами руд черных металлов являются железные, марганцевые, титановые и др.

Примерами руд цветных металлов являются медные, свинцово-цинковые, никелевые, алюминийевые (бокситы) и др.

Примерами руд редких металлов являются руды, содержащие ниобий, тантал, литий, бериллий, редкие земли и др.

Урановые руды обычно выделяются из руд редких металлов в особую группу радиоактивных руд.

В зависимости от числа содержащихся полезных компонентов руды делятся на простые — содержащие один компонент (монометаллические) и сложные — содержащие ряд компонентов (полиметаллические). Чаще встречаются полиметаллические руды. Примером сложных руд являются руды Лениногорского полиметаллического комбината (Рудный Алтай), содержащие свинец, цинк, медь, золото и другие полезные компоненты.

По химико-минералогическому составу рудных минералов металлические руды делятся:

1) руды самородных металлов (меди, благородных металлов);  
2) сернистые, представленные в основном сульфидами цветных и редких металлов (халькопирит  $CuFeS_2$ , ковеллин  $CuS$ , галенит  $PbS$ , сфалерит  $ZnS$  и др.);

3) окисленные, представленные оксидами, карбонатами и сульфатами металлов (гематит  $Fe_2O_3$ , пиролюзит  $MnO_2$ , церуссит  $PbCO_3$ , касситерит  $SnO_2$  и др.);

4) силикатные, в которых рудный минерал является силикатом или алюмосиликатом (циркон  $ZrSiO_4$ , берилл  $Be_3Al(Si_6O_{18})$  и др.).

По характеру оруденения руды делятся на сплошные с четко выраженными границами с вмещающими породами и вкрапленные, представленные мелкими включениями рудных минералов в породе. Границы оруденения при вкрапленных рудах устанавливаются по данным опробования.

По объемному весу руды делятся на тяжелые ( $3,5 \text{ т/м}^3$  и более), средние ( $2,5—3,5 \text{ т/м}^3$ ) и легкие (менее  $2,5 \text{ т/м}^3$ ).

Рядовая руда — добытая руда без ее первичной обработки.

Товарная руда — продукт обработки выданной руды (сортировка на поверхности с отделением пустой породы, разделением по крупности и сортам и др.).

Валовая ценность руды — ценность, определяемая отпускной ценой металлов, содержащихся в  $1 \text{ т}$  руды.

Извлекаемая ценность руды — ценность, определяемая отпускной ценой металлов, извлекаемых из  $1 \text{ т}$  руды.

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

За основу разделения руд по ценности принимают установленные кондиции и сложность технологии их переработки (стоимость технологического передела и извлечение при переработке). В табл. 2 приведено разделение некоторых руд по их качеству.

Таблица 2

Руда, металл	Ведущие качественные признаки	Характер руд по сортам		
		Богатые	Средней ценности	Бедные
Железная	Содержание железа, состав шлакообразующих примесей, легпрующие добавки, вредные примеси	Fe более 55%, содержание вредных примесей в пределах кондиций	Руды с содержанием Fe 40—55%, не пуждающиеся в обогащении, и более бедные, легко обогатимые и самофлюсующиеся руды с содержанием вредных примесей в пределах кондиций	С содержанием железа ниже 40—45%
Марганцевая	Минералогический состав, содержание марганца и обогатимость, определяющее производственное назначение руд	Руды, пригодные для выплавки ферромарганца непосредственно или после обогащения	Руды, пригодные для выплавки марганцовистых чугунов	Руды, пригодные для подшихтовки при доменном процессе
Титановая в коренных месторождениях	Содержание $TiO_2$ , извлекаемое в концентрат при обогащении: в ильмените в рутиле	Более 15% Более 5%	10—15% 3—5%	5—10% 2—3%

При наличии в руде нескольких полезных компонентов, чтобы судить о ценности руды, следует пользоваться переводным коэффициентом по отношению к ведущему (основному) металлу и пользоваться условным металлом. Например, в практике Ленингорского полиметаллического комбината для приведения металлов к условному свинцу установлены следующие переводные коэффициенты: свинец 1,0, медь 1,12, цинк 0,64.

## § 2. Формы (морфология) рудных месторождений

На выбор способов и систем разработки и их технико-экономические показатели существенное влияние оказывают форма

месторождения, размеры по простиранию и падению, мощность, условия залегания (угол падения, характер контактов, наличие тектонических нарушений, крепость и устойчивость руд и пород) \*.

По морфологической характеристике рудные тела можно разделить на пластовые, пластообразные, столбообразные, линзообразные, жильные, штокообразные и гнездообразные. Могут быть тела и других, редко встречающихся сложных форм.

Пластовые рудные тела отличаются выдержанной мощностью и четкими контактами с вмещающими породами. Пластовые месторождения обычно осадочного происхождения. Типичными примерами таких месторождений являются Никопольское и Чнатурское марганцевые месторождения, имеющие горизонтальное и пологое залегание (0—12°). Имея много общего с угольными месторождениями, рудные пластовые месторождения сохраняют свои особенности, присущие только рудным месторождениям. Вопросы разработки таких месторождений следует решать с учетом опыта эксплуатации как рудных, так и угольных месторождений (рис. 1, а).

Пластообразные рудные тела отличаются менее выдержанной формой и мощностью. Они имеют различные углы падения и мощность (от горизонтальных до крутопадающих и от маломощных до мощных). Такие месторождения обычно осадочного или осадочно-метаморфического происхождения. Типичными примерами пластообразных месторождений являются Джезказганское медное (рис. 1, б) и Криво-рожские железорудные месторождения.

Линзообразные рудные тела имеют форму линзы. Они имеют различные размеры и углы падения. Мощность линз колеблется от 5—10 до 100 м и более. Типичным примером таких месторождений являются Уральские медноколчеданые месторождения (рис. 1, в).

Жильные месторождения могут быть простыми со сравнительно выдержанными элементами залегания и четкими контактами и сложными с невыдержанными элементами залегания с пестрыми контактами или состоящими из ряда тонких жил и множества прожилков, ветвящихся или секущих друг друга. Мощность жил ограничена и обычно не превышает 5—10 м. Типичными примерами жильных месторождений являются месторождения золота и редких металлов (рис. 1, г, д, е).

Штокообразные месторождения представляют собой рудный массив неправильной формы и большого размера (сотни и тысячи кубических метров). Примерами штокообразных месторождений являются Коунрадское медное, имеющее чашеобразную форму, Уфалейское никелевое месторождение (рис. 1, з) и ряд других.

---

\* В данном параграфе рассматривается морфологическая характеристика рудных месторождений, другие условия разработки рассматриваются в разделе систем разработки рудных месторождений (гл. III).

Штокверковое месторождение — месторождение неправильной формы, представляющее собой густую сеть различно ориентированных рудных прожилков, прорезывающих массу породы (рис. 1, ж).

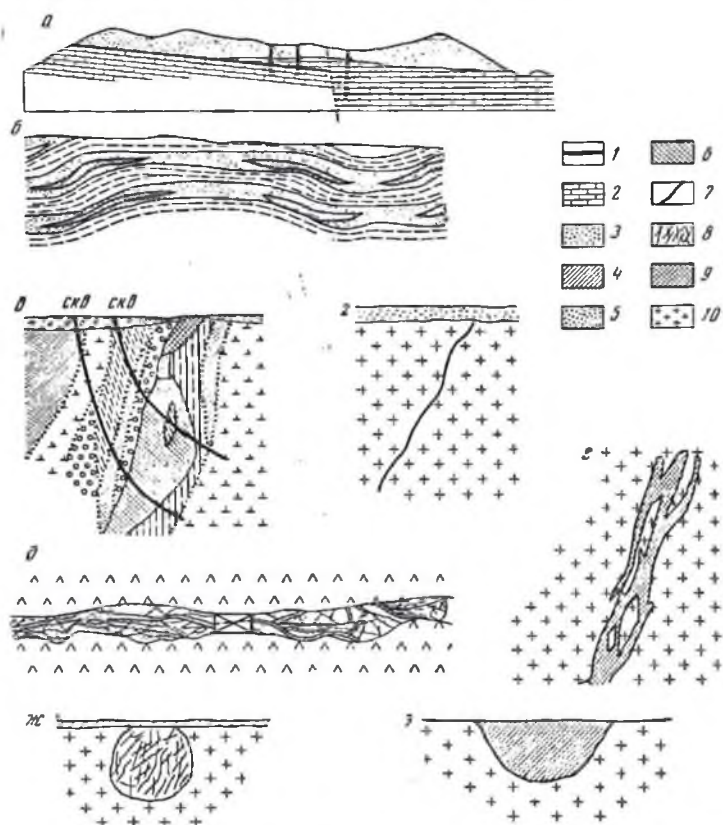


Рис. 1. Формы рудных тел:

а — Чкагурское марганцевое месторождение (вертикальный разрез): 1 — пласт руды; 2 — известняк; 3 — песчаник; б — Джезказганское пластообразное медное месторождение (вертикальный разрез): 4 — рудное тело; 5 — песчаник; в — линзообразное медное месторождение (вертикальный разрез): 6 — линза медного колчедана; г — простая жила (вертикальный разрез); 7 — жила; д — сложная сетчатая жила (план); е — сложная ветвящаяся жила (вертикальный разрез); ж — штокверк (вертикальный разрез): 8 — рудное тело; 9 — шток (вертикальный разрез); 10 — вмещающие породы

Гнездообразные месторождения — мелкие по размерам рудные тела неправильной формы. Промышленное значение, как правило, имеют месторождения, представленные большим количеством гнезд. Примерами таких месторождений являются Турбинское медное месторождение на Урале, Хайдаркауское ртутное месторождение и ряд других.

### § 3. Основы подсчета запасов и определения качества руд

При подсчете запасов важно учитывать равномерность распределения полезных компонентов в рудном теле.

Месторождения могут быть: 1) с равномерным распределением полезного компонента; 2) с непостоянным, но закономерно изменяющимся содержанием; 3) с непостоянным резко и пезакономерно пзмещающимся содержанием полезного компонента.

Для общей характеристики равномерности распределения полезных компонентов пользуются коэффициентом рудоносности (отношение объема промышленной руды к общему объему рудного тела) и площадным коэффициентом рудоносности (отношение суммарной площади промышленного оруденения к общей площади рудного тела). Продуктивность рудного тела может быть охарактеризована запасом полезного ископаемого в килограммах на единицу площади в плоскости падения рудного тела или метропроцентом, т. е. произведением мощности рудного тела в метрах на содержание полезного компонента в процентах. При подсчете запасов часто пользуются бортовым и минимальным промышленным содержанием.

**Бортовое содержание** — минимальное содержание полезных компонентов, которое принимают за основу при установлении промышленного контура залежи. Бортовое содержание часто приходится устанавливать при разработке россыпей и месторождений вкрапленных руд с уменьшающимся содержанием металлов к границам залежи.

**Минимальное промышленное содержание** — предел содержания полезного компонента, ниже которого руда данного месторождения становится непромышленной. Практически в большинстве разрабатываемых блоков содержание компонента выше минимального, что позволяет не только получить возврат затрат на добычу и переработку руды, но и создать накопления для расширенного воспроизводства.

**Опробование руд** производят для определения содержания полезных компонентов и вредных примесей. Опробование может быть произведено в массиве руды (в забое, выработках) и после отбойки руды. Способы опробования массива руды разделяются на точечное (отбор проб по квадратной или прямоугольной сетке), бороздовое (выемка борозд-каналов на поверхности забоя или стешках выработки шириной от 15—20 до 100—200 мм, глубиной от 10 до 50 мм, с расстоянием между бороздами от 1 до 5 м и весом пробы с 1 м борозды от 1 до 3—4 кг), задишкой (отбойка тонкого 5—10 см слоя руды от поверхности забоя, кровли боковых стенок или почвы выработок). Для опробования можно использовать буровые скважины и шуры — производят анализ кернов или буровой мушк и шлама.

Добытую руду чаще опробуют в рудничных вагонетках (в 4—5 точках с общим весом пробы 1—2 кг). Опробуют каждую вторую,

третью и т. д. вагонетки в зависимости от равномерности содержания полезных компонентов.

Опробование в железнодорожных вагонах производят из большого числа точек по определенной сетке с весом проб не менее 0,1 кг на 1 т руды. Повагонное опробование (в железнодорожных вагонах) проводят для контроля работы всего рудника, оно обычно сопоставляется с данными опробования на обогатительных фабриках и заводах.

Опробование в рудничных вагонетках используют для установления содержания в блоках, участках, горизонтах с организацией соответствующей службы опробования.

Более подробные данные об опробовании изучают в специальных курсах геологических дисциплин.

#### § 4. Классификация запасов полезного ископаемого

**Запасы по степени разведанности.** Запасом твердых полезных ископаемых называется весовое количество полезного ископаемого, заключенное в земных недрах на определенной площади. В зависимости от площади различают запасы твердых полезных ископаемых бассейнов, районов, месторождений, шахтных полей и т. п. Запасы полезных ископаемых по степени разведанности и изученности разделяются на три категории: А, В и С с подразделением категории А на  $A_1$  и  $A_2$  и категории С — на  $C_1$  и  $C_2$ .

Развернутое определение этих запасов дано в руководствах по прикладной геологии и разведочному делу. Разработку проектов и выделение капиталовложений на строительство горнодобывающих предприятий производят на основании балансовых запасов полезных ископаемых (см. ниже) категории  $A_2 + B + C_1$ , а по месторождениям, разведка которых до категории  $A_2$  нецелесообразна, на основании балансовых запасов категорий  $B + C_1$ .

Запасы  $C_2$  учитывают при перспективном планировании и планировании геологоразведочных работ.

Соотношение запасов категорий  $A_2$ , В и  $C_1$ , необходимое для обоснования проектирования и капиталовложений в строительство, установлено для различных месторождений соответствующими инструкциями.

Подсчеты запасов месторождений полезных ископаемых подлежат утверждению Всесоюзной комиссией по запасам (ВКЗ).

*Разделение запасов в соответствии с требованиями промышленности.*

**Геологические запасы.** Геологическими запасами в недрах называются все выявленные запасы месторождения в границах определенного контура и глубины независимо от процентного содержания полезных компонентов и возможности их промышленного использования в ближайшее время.

**Балансовые запасы.** Балансовыми называются запасы из числа геологических, которые по своей качественной характеристике и технико-экономическим показателям отвечают требованиям (стандартам и условиям) промышленности и являются рентабельными для эксплуатации их на данной стадии развития техники и экономики.

Прочие геологические запасы, которые не могут быть отнесены к балансовым по указанным выше признакам, считаются забалансовыми.

**Промышленные запасы.** В соответствии с инструкциями угольной и металлургической промышленности промышленные запасы — это запасы из числа балансовых, которые подлежат выемке и выдаче на поверхность по проектам или планам эксплуатации месторождения.

Промышленные запасы определяются путем исключения проектных потерь из балансовых запасов.

### § 5. Задачи геологической службы на рудниках и шахтах

Геологическая разведка на рудниках и шахтах осуществляется специальной геологической службой, которая занимается в основном эксплуатационной разведкой и геологическим обслуживанием горных работ (предварительная и детальная разведка месторождения обычно производится геологическими партиями и экспедициями).

Целью эксплуатационной разведки является проведение горно-разведочных выработок, бурение скважин и взятие проб для уточнения данных, необходимых при разработке месторождений. Путем бурения скважин уточняются контуры рудных тел на новых и действующих горизонтах. В случае сложного оруденения для разведки проходят дополнительно специальные разведочные выработки (орты, штреки, восстающие) или используют выработки, предназначенные для эксплуатации.

В случае опережающей проходки специальных разведочных выработок последние должны быть в максимально возможной степени использованы при последующей эксплуатации (увязка разведочных выработок с требованиями эксплуатации). Важной задачей геологической службы является максимальное использование геофизических методов разведки, которые во многих случаях позволяют резко сократить потребный объем буровых и горнопроходческих работ.

## Часть I

# Разработка рудных месторождений подземным способом

---

## I. ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, РАЗРАБАТЫВАЕМЫХ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

### Глава I

#### ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

Изучение курса «Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений» требует усвоения основных понятий и терминов, принятых в горном деле. Эти термины и понятия автор приводит, руководствуясь материалами Комитета технической терминологии при Академии наук СССР, словаря «Горное дело», изданного Институтом горного дела им. А. А. Скочинского в 1965 г., и соответствующей горнотехнической литературой.

#### § 1. Горные предприятия, разрабатываемые месторождения и их участки

**Горное предприятие** — промышленное предприятие, имеющее целью разработку или разведку месторождения полезного ископаемого.

**Шахта** — самостоятельная производственно-хозяйственная единица горного предприятия, осуществляющая добычу полезных ископаемых подземным способом. В понятие шахты включаются наземные сооружения и совокупность горных выработок, предназначенных для разработки месторождения в пределах шахтного поля.

**Рудник** — совокупность шахт и поверхностных цехов, объединенных одним административным, техническим и хозяйственным руководством.

**Шахтное поле** — часть месторождения полезного ископаемого, отведенная для отработки одной шахтой (аналогичные термины «рудное поле», «поле штольни»). Шахтные поля различны по форме: в условиях разработки пластовых месторождений значительных размеров они обычно имеют прямоугольную форму (рис. 2), в условиях разработки сложных рудных тел шахтные поля имеют более сложную форму (рис. 3). При выдержанном угле наклона и прямоугольной



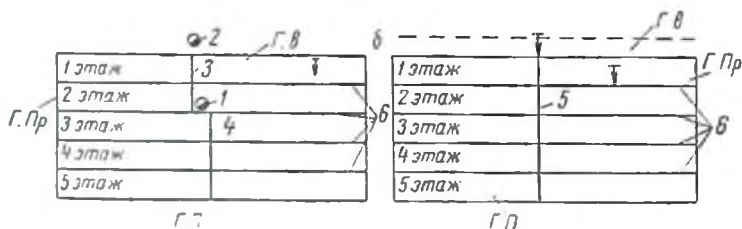


Рис. 2. Схемы шахтных полей при этапной разработке (в плоскости пласта): а — при вскрытии вертикальным стволом пологого пласта; б — при вскрытии наклонным стволом наклонного пласта; 1 — главный (подземный) ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — капитальный бремсберг (обслуживает несколько этажей); 4 — капитальный уклон (обслуживает несколько этажей); 5 — наклонный ствол; 6 — этажные штреки; Г. в. — граница шахтного поля по восставанию; Г. Пр. — граница шахтного поля по падению; Г. П. — граница шахтного поля по простиранию

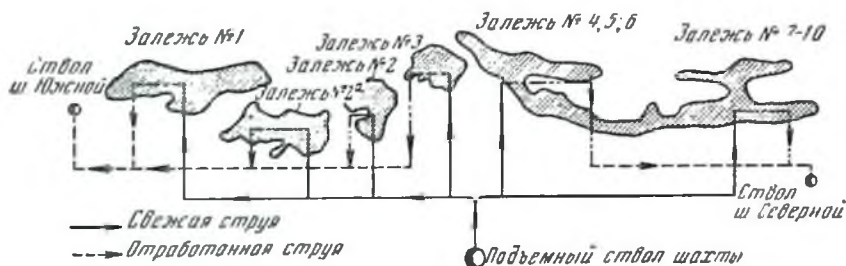


Рис. 3. Схема шахтного поля сложного рудного месторождения, представленного несколькими залежками (в плане)

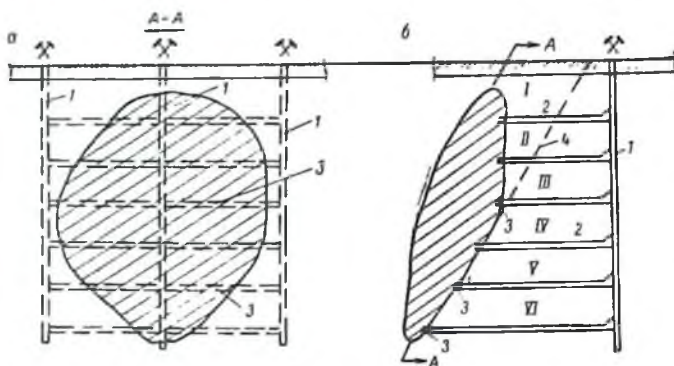


Рис. 4. Разделение шахтного поля на этажи при разработке крутопадающего рудного тела:

а — разрез по простиранию; б — разрез вкrest простирания; I — VI — этажи; 1 — ствол шахты; 2 — квершлаг; 3 — этажные рудные штреки; 4 — граница зоны сдвига пород

форме (см. рис. 1) границами шахтного поля являются: верхняя граница (граница по восстанью); нижняя граница (граница по падению); боковые границы (границы по простиранию).

Шахтное поле разрабатывают не сразу по всей площади, а отдельными частями — этажами или панелями.

Этаж — часть шахтного поля, ограниченная по восстанью и падению этажными штреками, а по простиранию — границами шахтного поля (рис. 2, 4). Этажи обычно разрабатываются в нисходящем порядке. Различают вертикальную высоту этажа и наклонную (наклонная высота этажа — расстояние по линии падения между двумя штреками, ограничивающими этаж).

Подэтаж — часть этажа с самостоятельным комплексом подготовительных, нарезных и очистных выработок, ограниченная по падению двумя подэтажными штреками (ортами).

При многих системах разработки этаж обрабатывается без разделения на подэтажи.

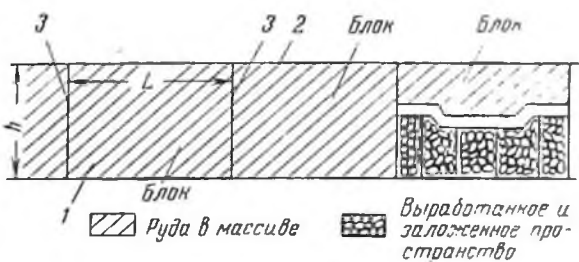


Рис. 5. Схема шахтного поля с разделением на панели при разработке горизонтальной пластообразной залежи:

- 1 — главный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — главный откаточный штрек; 4 — главный вентиляционный штрек; 5 — панельный откаточный штрек; 6 — панельный вентиляционный штрек; 7 — выемочный штрек

Рис. 6. Расположение выемочных участков (блоков) при разработке маломощного крутого рудного тела горлаоптальными слоями с закладкой (разрез по простиранию):

- 1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — восстающий;  $h$  — наклонная высота этажа;  $L$  — длина блока



Панель — часть шахтного поля, ограниченная по падению и восстанью пластов границами шахтного поля, а по простиранию — границами панели (рис. 5).

Выемочное поле — часть этажа в пределах одного пласта или пластообразной залежи, обслуживаемая одним бремсбергом, уклоном, скатом или квершлагом (на крутом падении). Выемочные поля могут быть односторонними или двусторонними. Выемочному полю

придается наименованию, соответствующее наименованию главной обслуживающей выработки, например бремсберговое поле, поле ската и поле уклона.

**Выемочный участок** — часть этажа или выемочного поля, в пределах которого ведется очистная выемка. При разработке рудных месторождений их обычно

называют блоками, при разработке пластовых или пластообразных месторождений выемочными участками часто являются столбы.

**Блок** — часть этажа, ограниченная по падению откаточными штреками, а по простиранию восстающими. Выемку блоками обычно производят без деления этажа на выемочные поля (рис. 6 и 7).

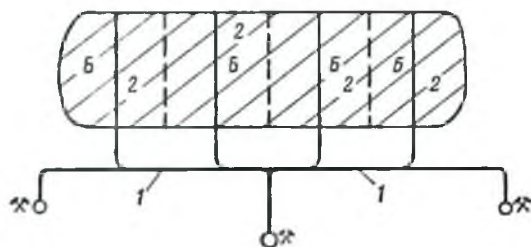


Рис. 7. Разделение этажа мощного крутопадающего рудного тела на блоки (план откаточного горизонта):

----- границы блока; Б — блок; 1 — полевой откаточный штрек; 2 — орты

## § 2. Виды горных работ и выработок в зависимости от стадии разработки, финансирования работ

**Виды горных работ и выработок.** При разработке месторождений подземным способом выполняются следующие горные работы: капитальные, подготовительные, нарезные и очистные. Соответственно называются и горные выработки, проводимые в ту или иную стадию разработки.

**Горнокапитальные** (при вскрытии) — работы по проведению выработок, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению или от какой-либо разрабатываемой части месторождения к ниже- или вышележащей его неразработанной части.

Горнокапитальные выработки — это стволы шахт, штольни, окоlostвольные выработки и камеры специального назначения, квершлагги, полевые штреки, капитальные уклоны, бремсберги, гезенки и др.

**Горноподготовительные** (при подготовке) — работы, проводимые во вскрытой части месторождения и обеспечивающие возможность выполнения очистных работ. Подготовительные выработки — это участковые квершлагги, штреки, орты, восстающие, обслуживающие отдельные блоки.

**Нарезные** (при парезке) — работы, проводимые в подготовленной части месторождения и имеющие вспомогательное назначение

при ведении очистных работ. Нарезные выработки — короткие встающие, рудоспуски, вспомогательные штреки, орты и др.

**Очистные** (при очистной выемке) — работы по извлечению полезного ископаемого из подготовленной и нарезанной части месторождения. Очистные работы могут производиться в коротких забоях или длинных забоях — лавах.

Различают два основных вида очистной выемки — валовую и раздельную (селективную). При валовой выемке одновременно вынимают полезное ископаемое различных сортов и классов без их разделения. Раздельную выемку применяют в двух случаях: 1) когда полезное ископаемое одного сорта или класса временно оставляют в педрах; 2) когда выемку полезного ископаемого различных сортов и классов производят одновременно, но раздельно. Выборочный метод выемки с оставлением в очистном пространстве пустой породы, включенной в рудное тело, следует также относить к раздельной выемке.

**Финансирование работ.** Проведение горнокапитальных выработок финансируется Промбанком СССР за счет капитальных затрат, погашаемых по установленным нормам (при коротком сроке существования предприятия по нормам, установленным проектом) в калькуляции себестоимости полезного ископаемого по специальной статье «Амортизация». При сроке существования горнокапитальных выработок менее 3 лет проведение их финансируется, как и проведение горноподготовительных выработок.

Проведение горноподготовительных выработок финансируется по основной деятельности предприятия по специальному счету «будущих лет». Затраты на горноподготовительные работы распределяются на соответствующий тоннаж подготовленных запасов полезного ископаемого (см. ниже) и погашаются по мере выемки этого запаса.

Горноподготовительные выработки, проводимые в соответствии с техническим проектом на рудниках или шахтах, находящихся в стадии строительства, до сдачи их в эксплуатацию включаются в генеральную смету. Затраты по проведению нарезных выработок включаются в себестоимость текущей добычи полезного ископаемого в соответствии с объемом выполняемых работ.

**Запасы по степени готовности к добыче.** *Вскрытые запасы* — запасы полезного ископаемого, для разработки которых пройдены все горнокапитальные выработки, предусмотренные принятой схемой вскрытия. Вскрытые запасы обычно расположены выше горизонта подсежки горнокапитальными выработками, из которых в дальнейшем проводятся горноподготовительные выработки.

Запасы полезного ископаемого в охранных целиках под транспортными путями, поверхностными зданиями и другими сооружениями учитывают отдельно, и их переводят во вскрытые при

ликвидации охраняемых объектов или после оформления в горно-технической инспекции разрешения на выемку охранного целика.

*Подготовленные запасы* — запасы полезного ископаемого в блоках, в которых полностью пройдены все горноподготовительные выработки, предусмотренные принятой схемой подготовки.

Запасы полезного ископаемого во временных целиках (междукамерных, надштрековых и др.) считаются подготовленными только после проведения горноподготовительных выработок, ликвидации пустот и выполнения других работ, предусмотренных проектом для выемки целика по принятой системе разработки.

*Готовые к выемке запасы* — запасы блоков, в которых пройдены парезные выработки, необходимые для начала очистной выемки.

При отнесении запасов к тому или иному классу по степени подготовленности следует учитывать, что вскрытые запасы составляют часть балансовых, подготовленные — часть вскрытых и готовые к выемке — часть подготовленных. Создание вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов должно быть своевременным, т. е. вскрытие должно опережать подготовку, подготовка — нарезку, а нарезные работы — очистную выемку. Несоблюдение этого условия при разработке месторождения приводит к тяжелым последствиям — невыполнению плана добычи, нарушению нормальной работы предприятия и удорожанию работ, а в некоторых случаях и к увеличению опасности работ. Необходимый резерв соответствующих запасов руды должен быть создан в начале эксплуатации и сохранен в период разработки месторождения. Для сохранения постоянного резерва вскрытых и подготовленных запасов одновременно с очистной выемкой той или иной части шахтного поля должны проводиться работы по вскрытию и подготовке других частей шахтного поля с необходимым опережением по отношению к очистной выемке.

Опережение вскрытия и подготовки по отношению к очистной выемке зависит от характера месторождения. Большое опережение должно быть принято при наличии геологических нарушений (сбросы, складки, пережимы, раздувы), требующих проведения дополнительных разведочных работ с соответствующей затратой времени. При определении величины переходящих подготовленных запасов, обычно выраженной в месяцах плановой добычи, учитываются: порядок выемки этажа (от ствола к границам этажа, от границ к стволу или одновременно по всей длине этажа); время, требуемое на вскрытие и подготовку или только на подготовку (при соответствующем опережении вскрытия), и время очистной выемки этажа с учетом наличия резервных выемочных участков.

Во всех случаях время подготовки или вскрытия и подготовки нового этажа не должно превышать времени очистной выемки разрабатываемого этажа, при этом должен быть учтен коэффициент необ-

ходимого опережения подготовки. Аналогичный подход должен быть и к определению других видов запасов.

В промышленности установлены определенные нормативы переходящих запасов. Например, при разработке рудных месторождений переходящие подготовленные запасы принимаются в пределах 12—24 месяцев работы предприятия; запасы, готовые к очистной выемке, в пределах 3—6 месяцев. Более подробные указания о нормативах запасов приведены в правилах эксплуатации разработки угольных и рудных месторождений и в специальных инструкциях.

## Глава II

### ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

#### § 1. Методы решения вопросов вскрытия и подготовки

Вскрытием шахтного поля называется проведение капитальных выработок, открывающих доступ с поверхности земли к месторождению или его части и обеспечивающих возможность проведения подготовительных выработок.

Со вскрытием связано решение многих вопросов: обоснование годовой производственной мощности и высоты этажа, целесообразных размеров шахтного поля; выбор целесообразной схемы вскрытия, места расположения основных выработок; установление размеров, стоимости и сроков проведения выработок.

При социалистическом плановом хозяйстве решение основных вопросов вскрытия, как и других важнейших вопросов разработки месторождений полезных ископаемых, производится на основе технико-экономических расчетов, исходящих из интересов всего народного хозяйства СССР, в отличие от капиталистических стран, где решение вопросов разработки базируется на частных владельческих интересах.

В практике разработки месторождений в капиталистических странах имелось много случаев, когда частновладельческие интересы приводили к неправильным техническим решениям.

Обоснованное решение вопросов вскрытия месторождений полезных ископаемых, как и других вопросов разработки, стало возможным в результате развития горной науки.

Основоположником отечественной горной науки является гениальный русский ученый М. В. Ломоносов, написавший в 1763 г. «Первые основания металлургии, или рудных дел». В этом научном труде М. В. Ломоносов впервые систематизировал и обобщил практику горного и горнозаводского дела.

Позднее, в XIX веке виднейшие русские специалисты в области горного дела, главным образом из среды профессорско-преподава-

тельского состава Петербургского горного института (А. И. Узатис, Г. Я. Дорошенко, Г. Д. Ромаповский, И. А. Тиме и др.), продолжила работу, начатую М. В. Ломоносовым, составили ряд учебников и пособий, которые широко использовались при решении различных вопросов горного дела.

На основе накопленного фактического материала, систематизированного в сводных курсах горного искусства и горнозаводской механики, стало возможно дальнейшее развитие горной науки и применение научно обоснованных методов при решении сложнейших вопросов горного дела.

В XX в. возникло так называемое аналитическое направление в русской горной науке, сущность которого заключается в том, что основные вопросы разработки месторождений полезных ископаемых решали на основе соответствующих расчетов.

Основоположником аналитического направления в горной науке является проф. Б. И. Бокий (1873—1927), который начиная с 1902 г. опубликовал ряд работ с аналитическим решением важнейших вопросов разработки пластовых месторождений (способов вскрытия, размеров шахтного поля, систем разработки и др.).

После Великой Октябрьской социалистической революции выдающиеся ученые нашей страны академики А. А. Скочинский, А. М. Терпигорев, Л. Д. Шевяков, А. П. Герман, Н. В. Мельников, члены-корреспонденты АН СССР А. О. Спиваковский, Н. А. Чинакал, М. И. Агошков, Г. И. Мапыковский, В. В. Ржевский, академики Украинской ССР Н. А. Стариков и Г. М. Малахов, академик Казахской ССР А. С. Попов, академик Киргизской ССР С. Г. Авершин, профессора Ленинградского горного института Н. И. Трушков, П. И. Городецкий и ряд других ученых и инженеров, работающих в области горного дела, дали научное обоснование решению вопросов разработки месторождений полезных ископаемых.

Расчетные методы и наблюдения при решении вопросов в горном деле. Расчетным (аналитическим) считают все методы, которые дают количественные решения вопросов горного дела, основные из которых следующие: статистический, наблюдений, экспериментов, математико-аналитический, графо-аналитический и метод вариантов.

При решении вопросов горного дела в СССР предъявляются следующие требования к разработке месторождений полезных ископаемых: месторождения необходимо разрабатывать с возможно большей экономической эффективностью;

при разработке месторождения нужно более полно и целесообразно использовать запасы недр;

при каждом техническом решении обязательно выполнение всех требований техники безопасности и обеспечение необходимых санитарно-гигиенических условий труда.

На практике обычно условие безопасности удовлетворяет не одно, а несколько решений, поэтому окончательный выбор должен



производиться с учетом этих соображений и в первую очередь экономических.

**Статистический метод.** Математической обработкой собранных статистических сведений устанавливают количественные зависимости. По совокупности отдельных точек, соответствующих исходным цифровым данным и нанесенных на чертеж с координатными осями, строят вероятные эмпирические кривые, для которых подбирают математические уравнения.

**Метод наблюдений.** Если готовых статистических данных нет или их недостаточно, то исходные цифровые материалы получают проведением соответствующих наблюдений в достаточных объемах.

**Метод экспериментов.** Так как при непосредственных наблюдениях, например производственных процессов, отдельные из них производят, как правило, в различных условиях, то, чтобы точнее установить интересующую нас зависимость, нужно поставить эксперименты, при проведении которых влияние других факторов, кроме тех, влияние которых мы изучаем, должно быть одинаковым.

**Математико-аналитический метод\*.** При этом методе искомая зависимость выражается в виде математической формулы. Пользуясь этой формулой и зная числовые значения входящих в нее величин, вычерчивают графики или составляют числовые таблицы. При решении ряда вопросов необходимо определять оптимальные значения интересующих нас величин. В этом случае применяют математико-аналитический метод, основанный на установлении функциональной математической зависимости между искомой величиной и стоимостным результатом.

Пусть  $S = f(x)$ .

Наиболее целесообразное значение искомой величины должно соответствовать экстремальному значению, т. е. математическое решение сводится к нахождению максимума или минимума функции по правилам высшей математики. Взяв первую производную и приравняв ее нулю, получают уравнение, из которого находят искомое значение.

Аналитический метод применяют для решения ряда вопросов разработки месторождений полезных ископаемых (определения размеров шахтного поля, высоты этажа, глубины открытых работ, высоты уступа и т. п.).

Решения, получаемые на основе аналитического метода расчета, увязывают с данными практики подобных предприятий. При решении вопросов аналитическим методом учитывают свойство рассматриваемой функции — мало изменяться в области минимума или максимума при значительных изменениях независимого переменного. Целесообразному значению искомой величины удовлетворяет не

\* Сокращенно этот метод называют аналитическим.

одно какое-либо значение, а целая область оптимальных значений. Это позволяет принимать окончательное решение с учетом ряда других условий разработки без существенного экономического ущерба.

При аналитическом методе недопустимо чрезмерно усложнять или упрощать расчеты, кроме того, необходимо технико-экономическими показателями пользоваться с большой осторожностью. Если нет надежных показателей, отвечающих конкретным условиям решаемой задачи, рекомендуется предварительно устанавливать их на основе укрупненного или детального расчета.

**Графо-аналитический метод.** Решение некоторых вопросов в горном деле с использованием известных приемов математики является весьма сложным: решение таких вопросов целесообразно проводить графически.

**Расчетный метод сравнения вариантов.** Большое число горно-геологических и горнотехнических факторов, трудно поддающихся математическому учету и к тому же часто меняющихся, которые необходимо принимать во внимание при решении вопросов вскрытия, усложняет, а часто не позволяет пользоваться приемами высшей математики (устанавливать функциональную зависимость и находить минимум или максимум функции). Поэтому при решении многих вопросов разработки пластовых и особенно рудных месторождений обычно пользуются другим методом — методом вариантов.

Применяя метод вариантов, необходимо задаваться несколькими значениями искомой величины и подсчитывать для каждого из них стоимостный результат. Итоги таких подсчетов могут быть сведены в таблицу или изображены в виде графика в координатах. При составлении графика в координатах искомые значения обычно откладывают по оси  $X$ , а соответствующие стоимостные результаты по оси  $Y$ .

Соединив отдельные точки стоимостных показателей различных вариантов, можно получить кривую, характеризующую изменение стоимости и область ее минимальных значений. Точность построения кривой зависит от числа точек. Метод вариантов широко применяется при выборе способа вскрытия, систем разработки и т. п.

За последние годы в горной промышленности СССР успешно применяется метод оптимизации с использованием для решения задач электронных вычислительных машин (ЭВМ).

В этом случае исходные данные могут быть приняты в широком диапазоне. Вычисления на счетной машине производятся с предварительным составлением алгоритмов. Результаты вычислений при использовании счетных машин могут быть получены в короткий срок. Перечисленные выше расчетные методы и наблюдения подробно рассматриваются в специальном курсе «Основы проектирования и научных исследований»

## § 2. Определение границ опасных зон и построение охранных целпков

При вскрытии рудных месторождений определяют границы опасных зон или охранных целпков. Ниже приведены краткие сведения об определении опасных зон и построении охранных целпков (более подробные сведения приводятся в специальных руководствах по маркшейдерскому делу), учитываемых при решении вопросов вскрытия.

**Определение границ опасной зоны.** В первую очередь определяют границы зоны, опасной в отношении расположения сооружений

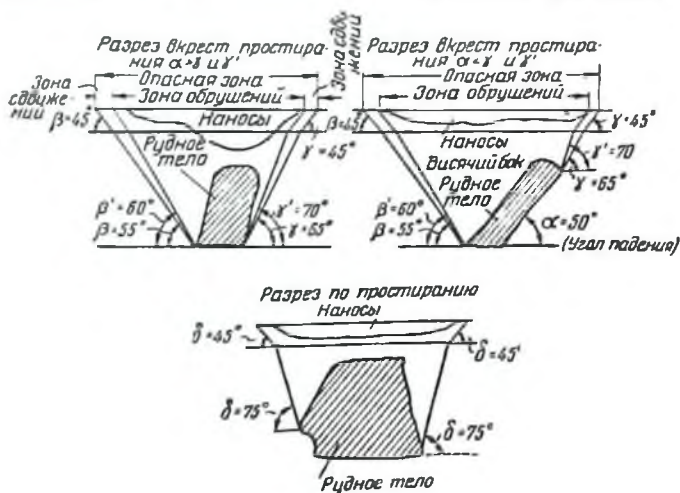


Рис. 8. Построение границ зон сдвижения и обрушения

(рис. 8). Опасная зона на поверхности, в свою очередь, обычно представлена двумя зонами — зоной обрушения (центральная часть) и зоной сдвижения (периферийная часть). Граница зоны обрушения устанавливается по трещинам на земной поверхности. Граница зоны сдвижения располагается от границы зоны обрушения в сторону к неподвижному массиву горных пород. Зона сдвижения характеризуется более равномерным смещением (осадкой) горных пород без разрыва сплошности земной поверхности. Границы зон обрушения и сдвижения пород строят, проводя линии от нижней границы очистных работ под определенными углами. Величину углов сдвижения и обрушения принимают в зависимости от геологического разреза пород и обычно устанавливают на основе длительных наблюдений или по аналогии с другими районами. Углы сдвижения в слабых породах — в пределах 30—50° (чаще 40—45°), в более крепких и устойчивых породах — в пределах 55—80° (чаще 60—65°). Углы сдвижения паносных пород принимаются в пределах 37—45° (сухие породы), 25—37° (влажные и мокрые породы) и 20—30° (очень мокрые

породы). Углы обрушения пород, обозначаемые аналогично углам сдвига, обычно превышают углы сдвига пород.

Для определения безопасного места расположения поверхностных сооружений вокруг границ опасной зоны, нанесенных в плане, очерчивают предохранительную берму шириной от 10—20 до 50—60 м и более (в зависимости от мощности рудного тела, глубины разработки и стоимости охраняемых объектов), за пределами которой могут быть расположены ствол шахты и поверхностные сооружения. Следует иметь в виду, что существует безопасная глубина, начиная

с которой сдвигения горных пород над выработанным пространством не достигают земной поверхности. В этом случае нет необходимости определять опасную зону на поверхности и строить охранные целики для поверхностных сооружений. Безопасную глубину определяют в зависимости от мощности разрабатываемого тела, умножая выемочную мощность на коэффициент безопасности. Безопасную глубину измеряют по вертикали. Величину коэффициента безопасности принимают в зависимости от мощности и угла падения тела, категории охраны объектов, состава и структуры пород, наличия или отсутствия закладки выработанного пространства. Например, в условиях Донецкого бассейна для сооружений первой категории коэффициент безопасности принимают в пределах 300—500 (при работах без закладки).

**Построение охранных целиков.** Охранный целик строят на плане и разрезах по простиранию и вкrest простирания с нанесением границ коштура охраняемых сооружений, предохранительной бермы и плоскости сдвига горных пород под определенными углами в зависимости от характеристики пород, угла падения рудного тела и категории охраны. Охраняемые объекты на горнорудных предприятиях обычно разделяют на три категории. К первой категории относят также здания и сооружения, разрушение которых может привести к несчастным случаям, остановке производства или вызвать значительные убытки.

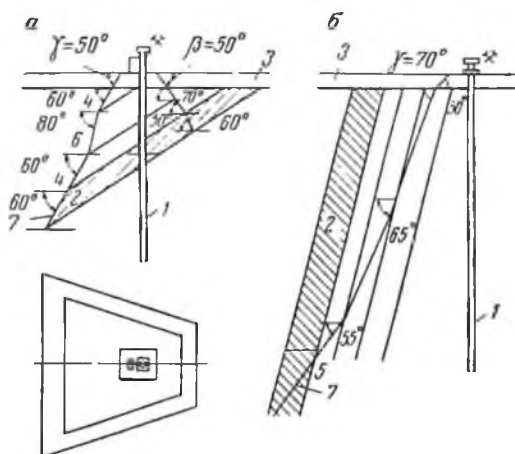


Рис. 9. Схема построения охранных целика:

а — для пологого пласта (разрез вкrest простирания); б — для круглого пласта; 1 — ствол шахты; 2 — рудное тело; 3 — наносы; 4 — сланцы средней устойчивости; 5 — сланцы слабой устойчивости; 6 — кварциты устойчивые; 7 — границы охранных целика

Для построения охранных целков пользуются правлам, устанавливаемыми для каждого горнопромышленного района. Пример построения охранного целка ствола шахты вкрест простирания в условиях разработки одного из рудных месторождений приведен на рис. 9. Охранные целки строят в трех проекциях с учетом расположения охраняемых сооружений и предохранительных берм. Контуры целка строят под различными углами в зависимости от характера пород. Границы охранного целка наклонного ствола шахты, пройденного по полезному ископаемому, определяются линиями, параллельными стволу, с общей шириной целка не менее 20—30 м.

### § 3. Размеры шахтных полей и расположение стволов шахт

Многие рудные месторождения вследствие ограниченности размеров разрабатывают одним шахтным полем. При значительных размерах месторождений их разделяют на несколько шахтных полей. Разделение месторождения на шахтные поля по линии падения встречается исключительно редко и поэтому здесь не рассматривается. Рудные месторождения обычно разрабатывают одной шахтой до выклинивания рудного тела по падению. Размеры шахтного поля по простиранию зависят от большого числа технических и экономических факторов. Практически длину шахтных полей при разработке рудных месторождений чаще принимают в пределах от 400 до 2000 м, в отдельных случаях встречаются шахтные поля до 5 км и более. Шахтные поля длиной до 4—5 км принимают при значительных размерах месторождения и запасах руды (проекты ряда новых шахт Джезказганского меднорудного района, месторождений Курской магнитной аномалии и др.). Большая длина шахтного поля при соответствующих условиях разработки позволяет снизить общие затраты на 1 т добываемой руды. Значительные технические достижения горной промышленности СССР в области скоростного проведения горных выработок и рудничного транспорта способствуют увеличению длины шахтного поля.

В Криворожском бассейне осуществляется проект объединения шахтных полей рудников им. Дзержинского, им. Кирова и К. Либкнехта с выдачей руды через два наклонных ствола шахты «Артем-2», которые будут оборудованы конвейерным подъемом. Длина объединенного шахтного поля 7,5 км (рис. 10). Максимальная годовая добыча руды трех рудников будет 30 млн т.

В условиях разработки рудных месторождений применяют центральное расположение главного и вентиляционного стволов; расположение главного ствола — в центре, а вентиляционных стволов — на флангах (рис. 11 и 12).

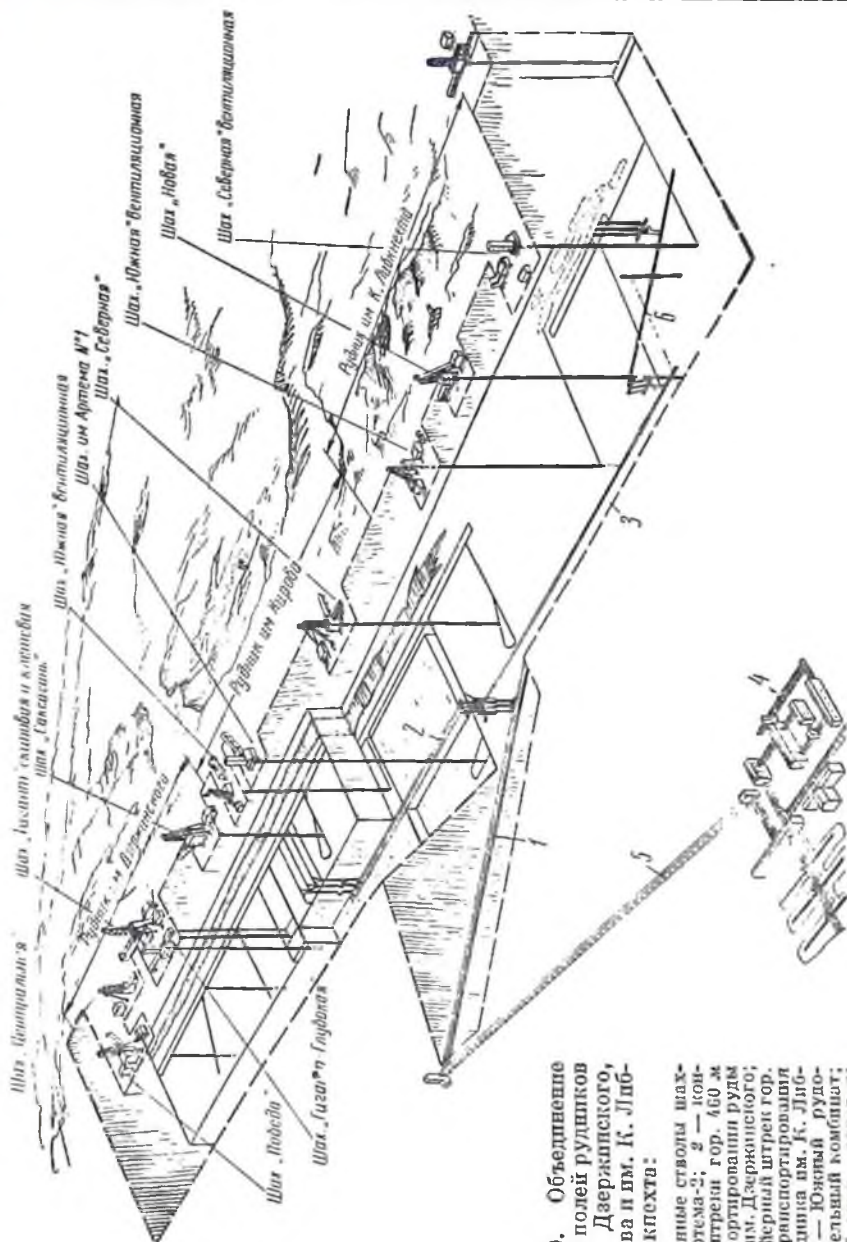


Рис. 10. Объединение шахтных полей рудников им. Дзержинского, им. Кирова и им. К. Либкнехта:

- 1 — наклонные стволы шахт им. Артёма-2; 2 — конвейерные штреки гор. 460 м для транспортирования руды с рудника им. Дзержинского;
- 3 — конвейерный штрек гор. 640 м для транспортирования руды с рудника им. К. Либкнехта; 4 — Южная рудоподготовительная комбинат;
- 5 — конвейерная галерея; 6 — наклонный ствол

На шахтах малой производственной мощности при ограниченной глубине разработки вентиляционные стволы можно заменять шурфами небольшой глубины. По мере развития горных работ на глубину с шурфами сбивают вентиляционные восстающие, пройденные в нижележащих этажах.

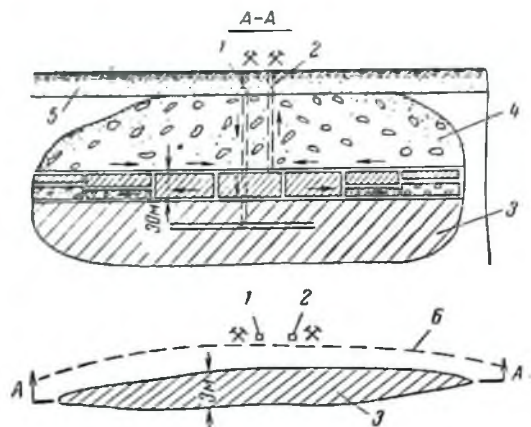
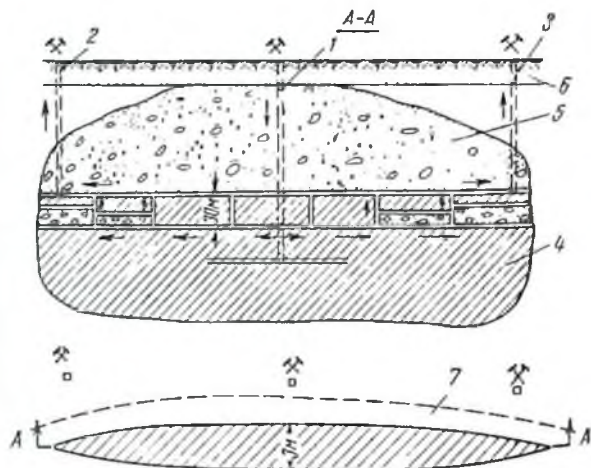


Рис. 11. Центральное расположение стволов при разработке крутопадающего рудного тела. Стволы расположены в лежащем боку за зоной сдвига горных пород:

1 — главный ствол; 2 — вентиляционный ствол; 3 — массив руды; 4 — выработанное и залеженное пространство; 5 — наносы; 6 — граница зоны сдвига пород (стрелками указано направление движения струи воздуха)

Рис. 12. Расположение главного ствола в центре и вентиляционных стволов на флангах при разработке крутопадающего рудного тела:

1 — главный ствол; 2 и 3 — вентиляционные стволы, расположенные в лежащем боку за зоной сдвига пород; 4 — массив руды; 5 — выработанное и залеженное пространство; 6 — наносы; 7 — граница зоны сдвига пород (стрелками указано направление движения струи воздуха)



#### § 4. Способы вскрытия

Способы вскрытия рудных месторождений целесообразно характеризовать по типу главных вскрывающих выработок с учетом их расположения относительно рудного тела (по месторождению, в лежащем боку, висячем боку).

Классификация способов вскрытия по М. И. Агошкову:

**I. Простые способы.** 1) вскрытие штольнями по простиранию и вкрест простирания; 2) вскрытие вертикальными и наклонными стволами.

**II. Комбинированные способы.** 1) вскрытие штольнями с переходом на слепые вертикальные и наклонные стволы шахт; 2) вскрытие вертикальными и наклонными стволами шахт с поверхности и переходом на слепые вертикальные и наклонные стволы.

Могут быть и другие комбинированные способы вскрытия.

Основными способами вскрытия рудных месторождений являются вскрытие вертикальным стволом шахты в лежащем боку месторождения и вскрытие штольней (рис. 13, а, б).

Реже применяются способы вскрытия наклонным стволом, пройденным по руде или на незначительном расстоянии от рудного тела; вертикальным стволом, расположенным на фланге месторождения; вертикальным стволом в всячем боку месторождения; вертикальным стволом, пересекающим месторождение; комбинированные способы (рис. 13, в, г, д, е, ж). Примером сложного комбинированного способа вскрытия является вскрытие Тырнаузского молибденового месторождения (рис. 13, з).

При вскрытии шахтными стволами основные квершлаг проходят в каждом этаже или один основной квершлаг на несколько этажей (групповые квершлаг). На шахтах Криворожского бассейна начиная с 1957—1958 гг. широко внедряют вскрытие групповыми квершлагами (рис. 14). При таком вскрытии увеличиваются сроки эксплуатации основных горизонтов и уменьшается объем горнокапитальных работ. На промежуточных горизонтах проводят однупутевую выработку малого сечения и околоствольный двор с минимальным объемом выработок. Целесообразность вскрытия групповыми квершлагами устанавливают соответствующими технико-экономическими расчетами. При вскрытии групповыми квершлагами руду с промежуточных горизонтов на основной перепускают по капитальным рудоспускам, обслуживающим несколько промежуточных горизонтов.

В практике канадских и других зарубежных рудников часто применяют ступенчатые капитальные спуски глубиной до 700—800 м для руды и породы, обслуживающие большое количество промежуточных горизонтов. Ступенчатые рудоспуски с уклонами в различных направлениях позволяют гасить силу падающей руды или породы.

Вскрытие вертикальным стволом в лежащем боку месторождения за зоной сдвижения пород является одним из наиболее часто применяемых способов вскрытия рудных месторождений при угле падения более 40—45°.

Вскрытие рудного месторождения штольней возможно при гористом рельефе местности (рис. 13, б). Этот вариант имеет ряд существенных преимуществ по сравнению с вариантами вскрытия стволами



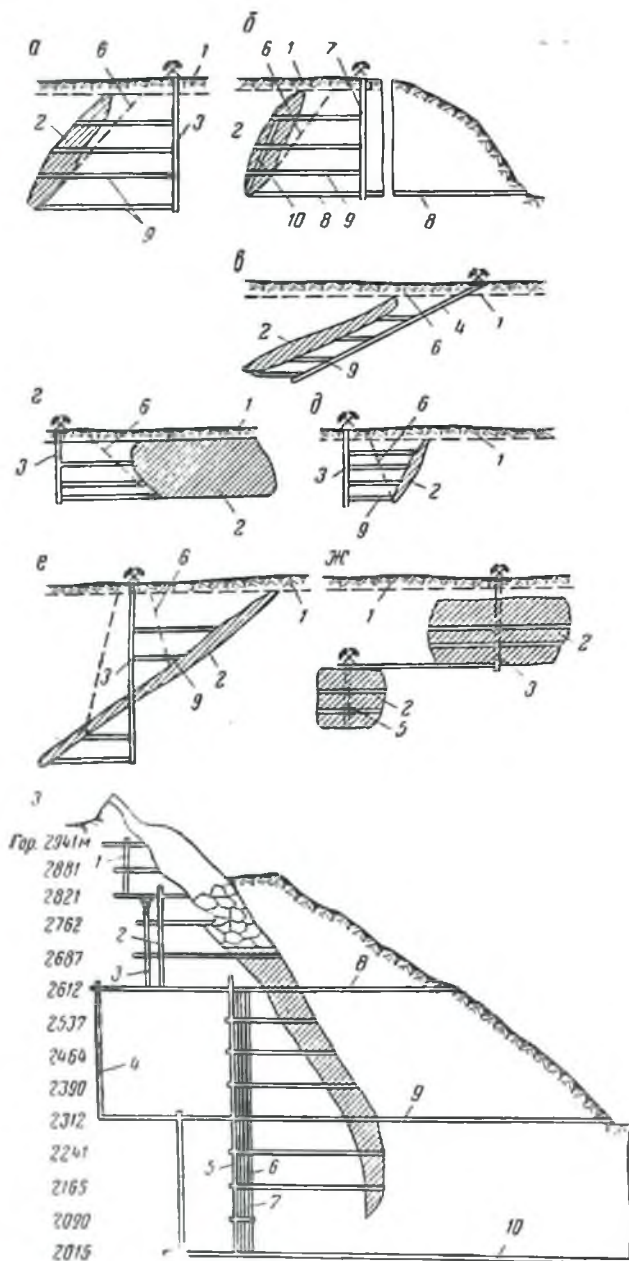


Рис. 13. Схемы вскрытия рудных месторождений:

а — вскрытие вертикальным стволом в лежачем боку; б — вскрытие штольней; в — вскрытие наклонным стволом в лежачем боку; г — вскрытие вертикальным стволом на фланге месторождения; д — вскрытие вертикальным стволом в висячем боку; е — вскрытие вертикальным стволом, пересекающим месторождение; ж — вскрытие стволом с поверхности и слепым стволом на глубине; 1 — наносы; 2 — рудное тело; 3 — главный ствол шахты (вертикальный); 4 — главный ствол шахты (наклонный); 5 — слепой ствол шахты; 6 — граница воня сдвижения пород или охраниго целика; 7 — вспомогательный ствол шахты; 8 — штольня; 9 — квершлаг; 10 — рудоспуск; а — сложный комбинационный способ вскрытия штольней, слепым стволом шахты и капитальным рудоспуском на руднике «Молибден»; 1 — ствол шахты «Пика»; 2 — слепой ствол шахты № 1; 3 — рудоспуск № 3; 4 — вентиляционный ствол шахты; 5 — слепой ствол шахты «Капитальная»; 6 — рудоспуск № 1; 7 — рудоспуск № 2; 8 — штольня «Капитальная»; 9 — штольня «Змеиная»; 10 — штольня «Главная»

шахт: отсутствуют затраты по водоотливу, за исключением незначительных затрат по содержанию водоотливных канавок; значительно уменьшаются затраты по строительству поверхностных сооружений; отпадает необходимость в строительстве копра, надшахтного здания, здания подъемной машины; можно проводить штольню с большей скоростью по сравнению со скоростью проходки ствола шахты (при вскрытии стволами шахт требуется много времени на проведение квершлагов и околоствольных выработок); отсутствуют затраты по подъему; можно организовать удобный и дешевый транспорт по штольне мощными электровозами и доставкой полезного ископаемого непосредственно на склад или в железнодорожный бункер.

Преимущества вскрытия штольней определяют целесообразность применения этого способа во всех случаях, когда горнотехнические условия благоприятны для ее проведения и эксплуатации.

По отношению к элементам залегания месторождения штольня может быть проведена вкрест простирания, по простиранию или диагонально. Угол наклона рудного тела при вскрытии штольней может быть различным. Если позволяют рельеф местности и положение месторождения, то горизонт штольни должен находиться возможно ниже, чтобы подсекались большие запасы. Для сообщения между этажами и доставки материалов и оборудования на отдельные горизонты проводят короткие этажные штольни или вспомогательный ствол шахты. Добытую руду перепускают на штольню по рудоспускам.

При выборе места и отметки устья штольни соблюдают следующие условия: уровень устья штольни располагают выше горизонта возможного поднятия воды в соседнем водоеме; площадку при устье штольни сооружают достаточно ровной с соответствующими размерами, чтобы на ней можно было расположить необходимые поверхностные сооружения, подъездные пути, бункера и склады полезного ископаемого, а также отвалы пустых пород; полезное ископаемое перепускают через бункер под действием сил собственного веса, т. е. самотеком; площадку при устье штольни защищают от обвалов грунта и снежных лавин.

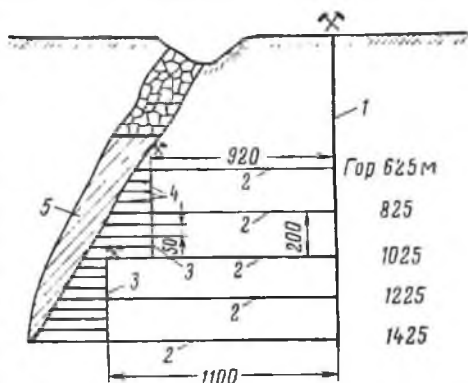


Рис. 14. Вскрытие групповыми квершлагами месторождения рудника им. Кирова:

1 — главный ствол; 2 — групповые квершлагы; 3 — слесные стволы шахт, обслуживающие промежуточные горизонты; 4 — короткие квершлагы промежуточных горизонтов; 5 — рудное тело

Как было отмечено, основным преимуществом вскрытия штольней является отсутствие расходов по водоотливу. Длина штольни, проводимой за счет экономии на водоотливе, достигает 10—20 км.

Приведем краткие сведения о вскрытии длинными штольнями одного свинцово-цинкового и одного медного месторождения в СССР.

**Пример 1.** Месторождение представлено богатой сложной свинцово-цинковой жилой простиранием около 2 км, с углом падения  $85^\circ$ , мощностью от 0,08 до 4 м, в среднем 0,8—1 м. Месторождение вскрыто рядом штолен. Основной из них является капитальная двухпутевая штольня длиной 3940 м, сечением в участках, закрепленных бетонной крепью,  $8,7 \text{ м}^2$  в черне,  $6,4 \text{ м}^2$  в свету; в участках, закрепленных деревянной крепью, сечением в черне  $8,9 \text{ м}^2$ , в свету  $6,74 \text{ м}^2$ . Штольня подсекла основные запасы месторождения (шесть этажей), упростила транспорт руды до обогатительной фабрики, заменив подвесную канатную дорогу длиной 4,5 км со сложным обслуживанием, позволила значительно увеличить производительную мощность рудника и снизить себестоимость руды.

**Пример 2.** Месторождение представлено мощной медноколчеданной линзой, залегающей в контакте кератофира и диабазы. Длина линзы по простиранию 400 м, горизонтальная мощность 30—180 м, угол падения  $45\text{--}60^\circ$ . Штольня длиной 1619 м, сечением  $10,5 \text{ м}^2$  подсекла значительные запасы руды на горизонте 373 м, соединила месторождение с дробильно-сортировочной фабрикой и позволила ликвидировать сложный и дорогой водоотлив насосами (вода имела значительное содержание серной кислоты).

Особо надо отметить удобство вскрытия штольнями при разведке рудных месторождений. При гористом рельефе местности может быть несколько штолен. Одни из них предназначаются только для разведки, а другие используются в последующем для эксплуатации.

Наклонные стволы шахт при разработке рудных месторождений чаще применяются при залегании рудных тел под углом  $20\text{--}45^\circ$ , когда в случае вскрытия вертикальным стволом требуется большая длина квершлагов.

Наклонные стволы шахт проходят по месторождению или чаще в породах лежащего бока. Дополнительным условием для применения наклонных стволов шахт по месторождению являются выдержанные элементы залегания: отсутствие сбросов, изменений угла падения и незначительная ценность руды, оставляемой в охранном целике ствола шахты. Если угол падения залежки меньше угла сдвижения пород, то ствол проходит параллельно залежки на расстоянии 30—50 м от лежащего бока. Если угол сдвижения пород больше угла падения залежки, то строят зону сдвижения пород и проходят ствол параллельно этой зоне (рис. 15) за ее пределами. Границы охранных целика наклонного ствола шахты, пройденного по месторождению, определяются линиями, параллельными стволу, с расчетом общей ширины целика 30—60 м.

Наклонные стволы шахт, пройденные по месторождению, позволяют провести дополнительную разведку рудного тела до начала очистных работ.

Вскрытие месторождений наклонными стволами осуществлено на ряде шахт с использованием клетового или скипового подъемов. Широкое применение наклонных стволов может иметь место при вскрытии глубоких горизонтов, когда подъемные возможности

Рис. 15. Вскрытие наклонным стволом, пройденным в лежачем боку месторождения:

а — угол падения месторождения меньше угла сдвижения пород; б — угол падения месторождения больше угла сдвижения пород

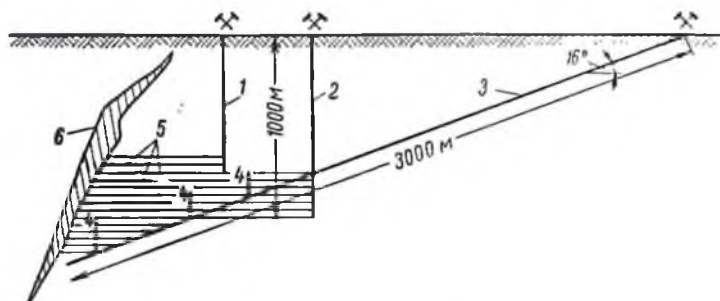
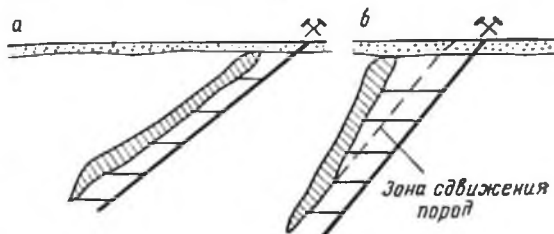


Рис. 16. Вскрытие наклонными стволами (вертикальный разрез):

1 — вертикальный ствол шахты им. Кирова, пройденный для вскрытия верхних горизонтов; 2 — вертикальный ствол шахты «Артем-Клетевал» для обслуживания нижних горизонтов (вспомогательный подъем); 3 — наклонные стволы шахты «Артем-2» для подъема руды с нижних горизонтов рудного им. Кирова, им. Дзержинского и им. К. Либкнехта; 4 — рудоспуск; 5 — рабочие горизонты; 6 — рудное тело

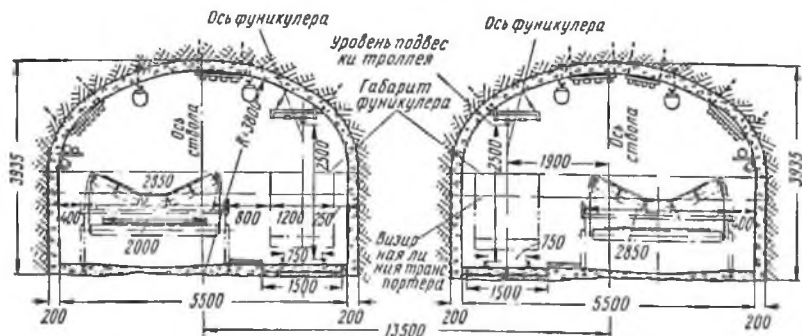


Рис. 17. Сечения наклонных стволов шахт рудника им. Кирова

вертикальных стволов, оборудованных скиповым подъемом, ограничены. Производительность наклонных стволов, оборудованных конвейерами, может быть очень высокой. В качестве примера (рис. 16, 17)

можно указать на вскрытие глубоких горизонтов рудников им. Кирова, им. Дзержинского и им. К. Либкнехта в Криворожском бассейне, которое осуществляется двумя центрально-двоенными наклонными стволами под углом  $16^\circ$  с конвейерным транспортом (две линии). Производительность одной конвейерной линии 5 тыс. *т/ч*. Для вспомогательных целей пройден вертикальный ствол шахты «Артем-1».

Для обеспечения подъемными средствами с глубины 1150 м необходимо было бы пройти четыре вертикальных скипо-клетевых ствола, оборудованных 50-тонными скипами. Объем горнокапитальных работ при этом был бы в 1,75 раза больше, чем при вскрытии двумя наклонными стволами. При дальнейшем понижении горных

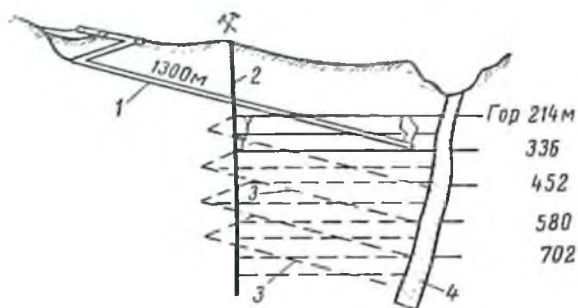


Рис. 18. Вскрытие месторождения на руднике «Эрингтон»:

1 — главный ствол; 2 — вспомогательный ствол; 3 — проектируемые наклонные стволы нижних горизонтов; 4 — рудное тело

работ на каждые 250—300 м потребовалось бы добавлять один вертикальный ствол, чтобы компенсировать уменьшение мощности скипового подъема с глубиной.

При вскрытии наклонными стволами производительность трудящегося по руднику составит 15 *т/смену*. Кроме того, обеспечивается независимость мощности подъемных средств от глубины разработки, возможна большая степень автоматизации производственных процессов. В будущем через наклонные стволы шахты «Артем-2» будут выдавать руду с соседних рудников им. Дзержинского и К. Либкнехта до 18 млн. *т* (общее количество руды, выдаваемой через стволы шахты «Артем-2», достигнет 30 млн. *т* в год).

Из опыта разработки зарубежных месторождений, вскрытых наклонными стволами с использованием конвейерного транспорта, заслуживают внимания практика канадских рудников «Эрингтон» и «Вобана».

На руднике «Эрингтон» главный наклонный ствол имеет длину 1300 м с дополнительными наклонными выработками на нижних горизонтах (рис. 18).

На руднике «Вобана» (рис. 19) разрабатывают пластообразное железорудное месторождение под дном Атлантического океана. Руда и боковые породы крепкие и устойчивые. Выемка производится камерами с оставлением надежных целиков. С острова пройдены

в лежачем боку месторождения три наклонных ствола под углом  $14^\circ$  (один основной для подъема руды и два вентиляционных). Работы проводятся на глубине 500 м в 4,6 км от берега. Руду из очистного забоя выдают на поверхность системой конвейеров, имеющих общую длину 7,6 км (из них 3820 м по стволу). Конвейеры в стволе состоят из десяти лент шириной 900 мм, длиной каждая 375—442 м. Производительность подъема 1000 т дробленой руды в час (руда перед загрузкой на конвейер дробится до фракции 225 мм).

На некоторых зарубежных рудниках за последние годы наклонные стволы (с углом наклона  $10-12^\circ$ ) используют для безрельсового транспорта руды в самоходных вагонетках или автосамосвалах,

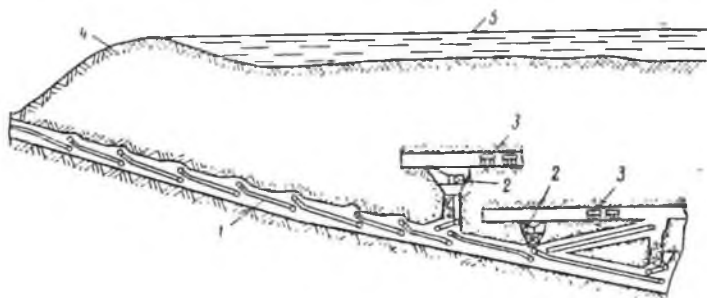


Рис. 19. Схема подъема руды по наклонному стволу рудника «Вобана»:

1 — секции конвейера; 2 — дробилки; 3 — вагонетки на рабочих горизонтах; 4 — остров; 5 — залит

что позволяет резко сократить затраты на строительство поверхностных сооружений и избежать перегрузок руды и материалов на горизонтах.

Говоря о перспективах применения наклонных стволов с использованием конвейерного транспорта, следует учитывать технические достижения в области горнотранспортного оборудования (начато изготовление высокопрочных лент и специальных лент для подъема руды при большом угле подъема), предстоящий переход на поточный метод транспорта руды от забоя до поверхности и ограниченные возможности скипового подъема на большой глубине. Все это дает основание рассчитывать на более широкое применение наклонных стволов с конвейерным подъемом.

Из комбинированных вариантов вскрытия часто применяются вскрытие стволом шахты верхней части месторождения и слепым стволом нижней части (при выколаживании рудного тела на нижних горизонтах); вскрытие верхней части месторождения штольной и нижней части слепым стволом шахты (при возможности подсечения штольной верхней части месторождения); вскрытие нижних этажей

месторождения слепым стволом шахты при ограниченных запасах нижних этажей и значительной длине квершлагов и другие схемы (см. рис. 13, ж, з).

В Криворожском бассейне на некоторых рудниках применяют вскрытие вертикальным стволом со слепым стволом большой длины, оборудованным конвейерным подъемом. Целесообразность схемы вскрытия нижних этажей слепым наклонным стволом подтверждается технико-экономическими расчетами.

Применяют и другие варианты вскрытия, целесообразность их устанавливают в каждом отдельном случае на основе сравнения с основными вариантами вскрытия.

При разработке мощных рудных месторождений стволы шахт с оставлением охранных целиков проходят относительно редко, так как нецелесообразно оставлять значительные запасы часто весьма ценной руды в охранных целиках. Охранные целики оставляют, если невозможно выбрать место заложения ствола шахты вне зоны сдвижения пород или при разработке маломощных месторождений, имеющих значительные размеры по простиранию и падению (малые запасы руды в целиках).

### § 5. Выбор способа вскрытия месторождения

Во многих случаях выбор способа вскрытия затрудняется, так как возможно применение нескольких, чаще двух-трех способов вскрытия. Во всех таких случаях необходимо сравнивать целесообразные способы вскрытия после соответствующего технико-экономического расчета. Ниже приведен порядок проведения расчета и основные правила, которые должны выполнять при методе вариантов.

По определенной намеченной схеме вскрытия месторождения (I вариант) подсчитывают капитальные и эксплуатационные затраты, затем намечают другие целесообразные варианты вскрытия и по ним также определяют указанные выше затраты. Затраты сравнивают по типовой методике АН СССР (см. ниже). При окончательном выборе варианта учитывают удобства эксплуатации, размеры первоначальных капитальных затрат, перспективы повышения производительности труда и сроки начала эксплуатационных работ. Последние факторы в отдельных случаях могут оказаться решающими.

При сравнении вариантов соблюдают следующие основные правила: сравнивают варианты, наиболее целесообразные в техническом отношении; учитывают только наиболее существенные затраты и по укрупненным показателям; затраты, мало отличающиеся в сравниваемых вариантах, в подсчет не вводят; затраты относят к одному периоду времени, лучше к полному сроку отработки месторождения; при разнице в затратах менее 10% варианты считают экономически равноценными, поэтому применяют вариант, более удобный в техническом отношении. Разницу в 10%, как критерий экономической

равноценности, принимают в соответствии с возможной точностью экономических подсчетов при решении вопросов вскрытия.

Согласно типовой методике определения эффективности капиталовложений при различных капитальных затратах учитывают нормативный срок окупаемости. Для горных предприятий этот срок устанавливают в 7—10 лет, чему соответствует нормативный коэффициент эффективности, равный 0,15—0,1. С учетом этих положений варианты сравнивают по формулам:

$$C_I + EK_I;$$

$$C_{II} + EK_{II},$$

где  $C_I, C_{II}$  — себестоимость единицы продукции по каждому из сравниваемых вариантов, руб.;

$E$  — нормативный коэффициент эффективности;

$K_I, K_{II}$  — удельные капитальные вложения по каждому из сравниваемых вариантов, руб/т.

Удельные капитальные вложения определяют делением общей суммы капитальных затрат по строительству рудника на его годовую производственную мощность. Принимается вариант, при котором  $C + EK$  будет наименьшей.

Если строительство осуществляется в разные сроки, то капитальные затраты по каждому из вариантов определяют с учетом коэффициента  $K_{пр}$ :

$$K_{пр} = (1 + E)^t,$$

где  $t$  — срок строительства, лет.

В связи с тем, что капиталовложения на строительство рудника производят в течение длительного срока (по этапам), то общая сумма капиталовложений должна быть приведена к начальному году строительства для каждого из рассматриваемых вариантов:

$$K = \frac{K_1}{(1+E)} + \frac{K_2}{(1+E)^2} + \dots + \frac{K_n}{(1+E)^n},$$

где  $K_1$  — капиталовложения в первом году строительства;

$K_2$  — капиталовложения во втором году строительства;

$K_n$  — капиталовложения в  $n$ -ом году строительства.

По каждому из вариантов с учетом суммы затрат, приведенных к начальному году строительства, сделано сравнение по приведенной выше методике при решении частных задач с ограниченными сроками капиталовложений и приведение затрат к первому году строительства не требуется.

При более точных расчетах средняя себестоимость добычи 1 т руды и приведенные капитальные затраты принимают с учетом

показателя технического прогресса  $K_{\text{орг}} = 0,97 - 0,99$  (коэффициент, учитывающий ежегодное снижение эксплуатационных расходов и капитальных затрат).

### § 6. Особенности вскрытия рудных месторождений на большой глубине

Горные работы на отечественных рудниках в настоящее время чаще ведут на глубине 300—600 м и только на отдельных рудниках — на глубине 700—900 м, однако в ближайшие 10 лет глубина разработки на ряде рудников достигнет 1000—1200 м.

В зарубежной практике известно много рудников с глубиной очистных работ более 1000 м (США, Канада, Южная Америка, Южная Африка, Индия). В этих странах разработку месторождений ведут на глубине 1000—3500 м (золотые рудники Южной Африки, Индии, Бразилии, Канады). Самыми глубокими рудниками мира являются рудники по добыче золота «Чемпион-Риф» в Индии и «Сити Дип» в Южной Африке. На этих рудниках горные работы ведут на глубине свыше 3500 м.

Рудники по глубине разработки классифицируют:

- на сверхглубокие — при глубине разработки более 2500 м;
- очень глубокие — при глубине разработки от 1000—1200 до 2500 м;
- глубокие — от 600 до 1000—1200 м;
- средней глубины — от 300 до 600 м;
- небольшой глубины — до 300 м.

Однако такое деление является условным, так как осложнения разработки проявляются на разных рудниках на различных глубинах. Так, на канадском руднике «Норада» горное давление не затрудняло применение открытых камер (с последующей закладкой) до глубины 1500 м. Породные взрывы и горные удары в большинстве случаев наблюдались только на глубинах свыше 1000—1200 м, хотя есть примеры (рудник «Колар»), где такие явления имели место на значительно меньших глубинах. Температура горных пород существенно повышается на одних рудниках с глубиной порядка 700—1000 м (рудник «Морро-Велхо» в Бразилии), а на других только с глубиной 2000—2200 м (ряд золотых рудников Канады). Практически геотермическая ступень на глубоких зарубежных рудниках колеблется от 30 до 130—150 м. Однако практика показывает, что в большинстве случаев глубина разработки 600—700 м является границей, на которой начинают сказываться трудности разработки, вызванные горным давлением. Следующей ступенью является глубина разработки свыше 1200 м, на которой проявляются горные удары и породные взрывы. Из изложенного следует необходимость детального изучения условий разработки того или иного месторождения на различных глубинах и своевременно вносить коррективы в проекты разработки месторождения на большой глубине.

Глубокозалегающие рудные месторождения необходимо вскрывать с учетом особенностей разработки таких месторождений. Следует учитывать выполаживание зоны сдвижения пород всячего и лежачего боков при строительстве шахтных сооружений. Так, на ряде шахт Криворожского бассейна углы сдвижения пород на глубине 350—400 м уменьшились в породах всячего бока до 55—57° и породах лежачего бока до 33—35°.

При разработке рудных месторождений с крепкими породами на больших глубинах могут происходить горные удары и стрельбные породы вследствие перенапряженного состояния ее под влиянием горного давления, поэтому при выборе схем вскрытия не следует оставлять охранных целиков.

Вентиляцию и охлаждение воздуха на глубоких горизонтах следует рассчитывать исходя из предельно допустимых параметров рудничного микроклимата — температуры воздуха 26,5—27°С, влажности 80%, скорости движения воздуха 4 м/сек (исследования ИГД им. А. А. Скочинского).

Современные технические средства — стационарные аммиачные холодильные установки на поверхности в сочетании с передвижными фреоновыми холодильными установками на отдельных горизонтах — охлаждают воздух до допустимых норм (при температуре нагрева пород в массиве до 55—60°С).

Принципиальные схемы вскрытия глубоко залегающих месторождений увязывают с возможностями подъема с большой глубины с помощью обычных подъемных машин (многоступенчатый подъем) или с помощью многоканатных подъемных машин с башенными копрами. В последнем случае может быть осуществлен одноступенчатый подъем.

На рудниках Южной Африки в настоящее время проектируют одноступенчатый подъем с глубины до 2500 м, при котором значительно упрощаются организация и обслуживание подъема людей и руды. Вентиляционные стволы могут быть многоступенчатыми, расположение их должно увязываться с общей схемой проветривания. В случае больших размеров шахтного поля иногда целесообразна организация независимого проветривания отдельных секций шахтного поля с использованием соответствующих вентиляционных выработок. При большом аэродинамическом сопротивлении заслуживает внимания комбинированный способ проветривания, при котором часть главных вентиляторов по одним стволам нагнетает в рудник свежий воздух, в то время как другие вентиляторы по специальным стволам отсасывают из рудника загрязненный воздух.

Для глубоких рудников большой производственной мощности характерно увеличение размеров шахтного поля и вскрытие его несколькими специализированными стволами, предназначенными для выполнения какой-либо одной операции, например подъема руды, подъема породы, подачи в рудник свежего воздуха, удаления



загрязненного воздуха. Перепуск руды и породы с горизонта на горизонт может быть организован по капитальным рудо- или породоспускам длиной до 1000—1200 м, пройденным вблизи подъемного ствола,

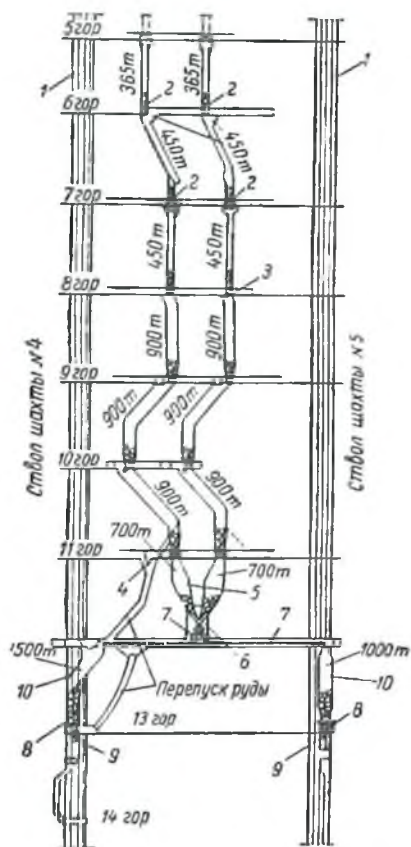


Рис. 20. Система рудоспусков на руднике «Норанда»:

1 — шахтные стволы; 2 — цепной затвор; 3 — место разгрузки вагонеток; 4 — грохоты; 5 — бункер подземной дробилки; 6 — дробилка; 7 — конвейер; 8 — дозатор; 9 — сита; 10 — подземный бункер

что позволяет сократить расходы на оборудовании подземных бункеров и скиповых рудничных дворов, которые делают через несколько этажей. Глубокие ступенчатые спуски для перепуска руды и породы широко применяют на ряде канадских рудников («Норанда», «Лейк Шор», рис. 20). При капитальных рудоспусках подземные дробилки устанавливаются с расчетом использования их для дробления руды, спускаемой с нескольких этажей.

В связи со значительным увеличением горного давления на большой глубине и возможностью разрушения околострековых целиков целесообразно основные горизонтальные выработки проходить по породам лежащего бока вне зоны влияния очистных работ.

Как было отмечено выше, оставление охранных целиков при разработке месторождений на большой глубине нецелесообразно. В случае необходимости их оставления размеры охранных целика в практике разработки глубокозалегающих месторождений Южной Африки определяют по эмпирической формуле Р. Дж. Фостера

$$r = 3 \sqrt{NM},$$

где  $r$  — радиус охранных целика, м;

$N$  — глубина залегания рудного тела, м;

$M$  — мощность залежки, м.

При разработке глубоких месторождений большого протяжения со сложной морфологией (многожилые и гнездообразные месторождения), требующих проведения большого объема предварительных горноразведочных выработок, оправдана схема вскрытия одним глубоким стволом и несколькими менее глубокими стволами, исполь-

зубыми для быстрого развития эксплуатационных работ на верхних горизонтах. Глубокий вертикальный ствол вначале используют для разведки, а позже для выдачи руды с глубоких горизонтов. Принципиальная схема вскрытия сложного глубокозалегающего месторождения представлена на рис. 21.

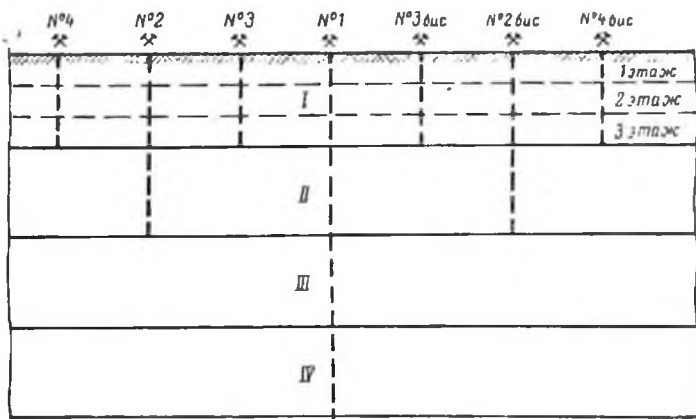


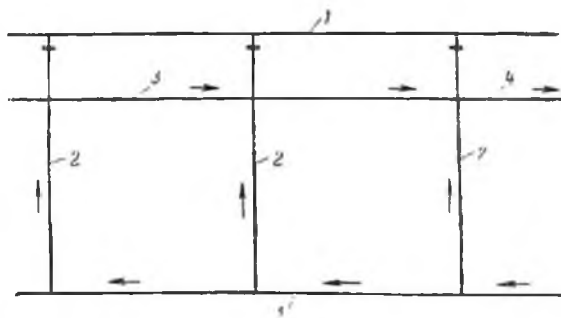
Рис. 21. Схема вскрытия сложного месторождения, представленного большим комплексом маломощных крутых жил (вертикальный разрез):

I, II, III и IV — ярусы из нескольких этажей; № 1 — ствол, вскрывающий нижние ярусы; № 2 и № 2-бис — стволы, вскрывающие средний ярус; № 3 и № 3-бис — стволы, вскрывающие верхний ярус

Для вентиляции глубоких горизонтов часто используют выше лежащие стволы, соединяемые с нижними горизонтами восстающими выработками или слепыми стволами шахт.

Рис. 22. Схема движения струи воздуха при многоярусной разработке сложного месторождения, представленного комплексом маломощных крутопадающих жил (вертикальная проекция):

1 — откаточный горизонт;  
2 — вентиляционный восстающий;  
3 — вентиляционный горизонт;  
4 — к вентиляционному стволу



С целью вентиляции глубоко залегающих участков сложных месторождений, представленных большим количеством жил или гнезд при одновременной отработке нескольких этажей, проходят

специальные вентиляционные горизонты (ниже откаточных) с выводом струй воздуха по специальным вентиляционным выработкам к вентиляционным стволам (рис. 22).

### § 7. Новые варианты вскрытия

Вариант вскрытия с применением самоходного оборудования. Особенностью такого варианта является проходка вертикального ствола большого сечения для спуска крупногабаритного самоходного

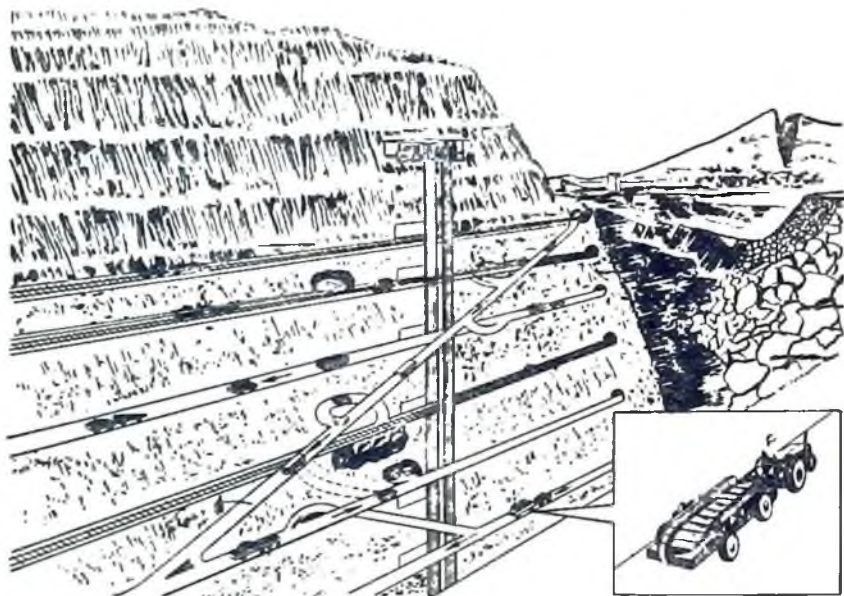


Рис. 23. Уклон длиной 3 км для обслуживания безрельсовым транспортом рабочих подэтажей

оборудования или проходка наклонной выработки для перемещения самоходного оборудования с поверхности на соответствующие горизонты. В качестве примера можно привести практику разработки шведского рудника «Кпруна», на котором руду различных сортов выдают через восемь вертикальных стволов (с одним надшахтным зданием), а самоходное оборудование спускают по специальной наклонной выработке (рис. 23), соединяющейся с рабочими подэтажами.

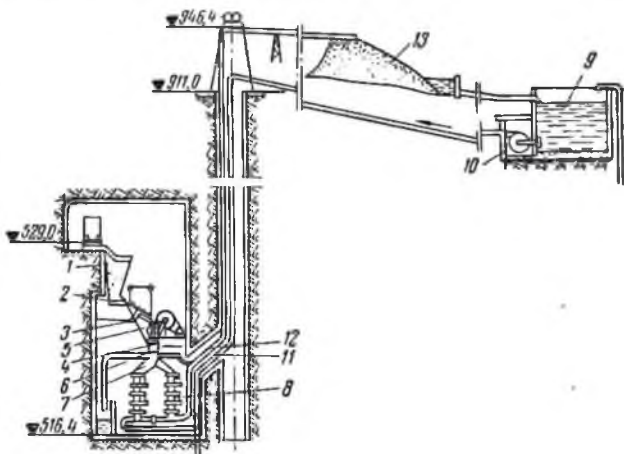
При использовании самоходного оборудования необходима проходка дополнительных вскрывающих и подготовительных выработок, однако затраты на проходку этих выработок компенсируются большими экономическими преимуществами чистой выемки с примене-

нием самоходного оборудования. При разработке месторождений на ограниченной глубине возможна выдача руды самоходными транспортными средствами с рабочих горизонтов непосредственно на поверхность.

**Вскрытие с использованием гидротранспорта.** Применение гидравлического транспорта полезных ископаемых показало его надежность и в определенных условиях высокую экономическую эффективность по сравнению с другими видами транспорта. Особым преимуществом гидротранспорта является возможность организации поточного метода перемещения полезного ископаемого (гидродобыча, гидротранспорт по выработкам, гидроподъем, мокрое обогащение).

Рис. 24. Гидроподъемная установка на шахте «Белкино-Вентиляционная»:

- 1 — приемный бункер; 2 — качающийся питатель;
- 3 — виброгрегот; 4 — щековая дробилка; 5 и 6 — перепускные воронки;
- 7 — распределительный желоб; 8 — загрузочное устройство;
- 9 — водосборник емкостью 300 м<sup>3</sup>;
- 10 — насос типа ЗВ-200 х 4 Сумского завода;
- 11 — трубопровод для подачи воды;
- 12 — трубопровод для выдачи гидросмеси;
- 13 — гидроотвал



Ниже приведено краткое описание гидроподъема на шахте «Белкино-Вентиляционная» (рис. 24) Лениногорского полиметаллического комбината, осуществленного в 1958 г.

Поднимаемая руда и порода объемным весом 3,2 т/м<sup>3</sup>, крепостью 10—20 по шкале проф. М. М. Протогорского. Гранулометрический состав транспортируемой горной массы:

Крупность, мм . . . . .	—80 ÷ 40;	—40 ÷ 20;	—20 ÷ 10;	—10 ÷ 5;	—5 ÷ 3;	—3
Состав по весу, % . . . . .	39,8	28,7	15,43	8,03	2,9	5,14

Схема гидроподъема включает загрузочное устройство, что позволяет насосу работать на чистой воде с высоким к. п. д. (по сравнению с землесамп).

Гидроподъемная установка представляет собой гидростатически уравновешенную гидравлическую систему с насосом, расположенным на поверхности. Затраты мощности производятся лишь на подъем горной массы и на преодоление гидравлических сопротивлений системы трубопровода. Породу и руду доставляют в вагонетках и разгружают в приемный бункер емкостью 20 м<sup>3</sup>. Над бункером

имеется решетка, задерживающая куски крупнее 300 м.м. Из бункера качающийся питатель подает материал па грохот с отверстиями 60 м.м. Надрешетный материал поступает в щековую дробилку производительностью 18 м<sup>3</sup>/ч. Горная масса из-под грохота и дробилки через воронки поступает в распределительный желоб, из которого посредством перекидного шибераго устройства направляется поочередно в одно или другое загрузочное устройство.

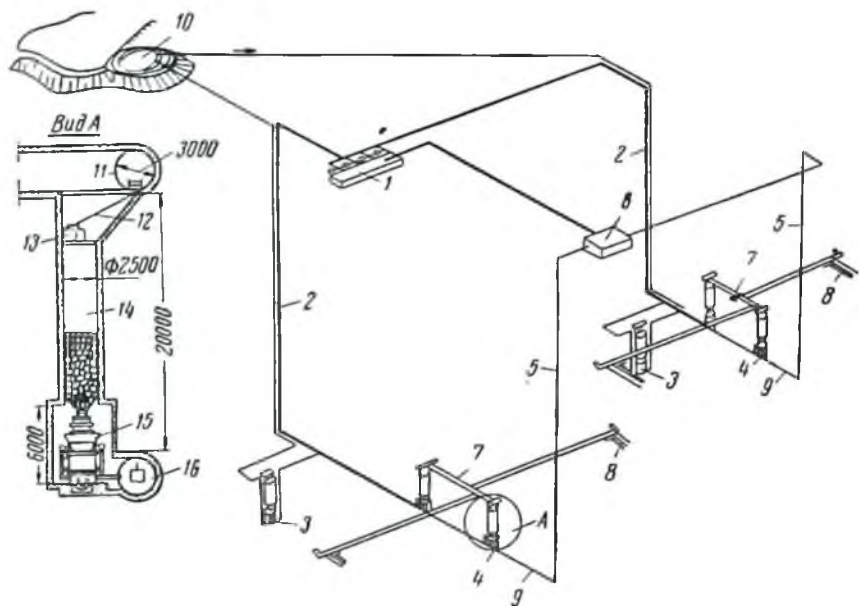


Рис. 25. Схема гидротранспорта для двух выемочных полей, вынимаемых системой длинных столбов:

1 — насосная станция; 2 — водопровод ( $\varnothing 185$  мм); 3 — породное загрузочное устройство (АЗВ-2); 4 — загрузочное устройство для руды (АЗВ-2); 5 — пульпопровод ( $\varnothing 160$  мм); 6 — обогатительная фабрика; 7 — конвейеры для доставки руды к питателю; 8 — забойлава; 9 — полевой штрек; 10 — гидроотвал; 11 — ковшер; 12 — грохот; 13 — отбортно-центробежная дробилка; 14 — бункер; 15 — загрузочное устройство; 16 — полевой штрек

Для обеспечения установки водой на поверхности сооружен водосборник емкостью 300 м<sup>3</sup>. В камере водосборника установлен насос ЗВ-200 × 4 Сумского завода. Вода из водосборника поступает по трубопроводу вниз к загрузочному устройству, вымывает в них горную массу и в виде гидросмеси по трубопроводу выдается на поверхность на высоту 400 м и далее еще на 350 м в гидроотвал. Отфильтрованная в отвале вода самотеком возвращается в водосборник. Вся гидросистема работает на воде, получаемой из шахтной водопроводной сети.

Сравнительные показатели гидроподъема со скиповым автоматизированным подъемом при годовой мощности 300 тыс. т, высоте подъема 400 м, двусменной работе и 307 рабочих днях в году приведены в табл. 3.

Таблица 3

Затраты, руб.	Скиповой подъем	Гидроподъем	Гидроподъем в % от скипового
Капитальные . . . . .	229 928	67 473	29
в том числе:			
здания и сооружения . . . . .	135 698	37 268	27
оборудовании . . . . .	94 230	30 205	32
Эксплуатационные . . . . .	38 825	36 728	95
в том числе:			
зарплата с начислениями . . . . .	7 916	5 986	76
электроэнергия . . . . .	5 520	15 900	288
амортизация . . . . .	13 136	6 101	46
содержание зданий, оборудования, материалы и пр. . . . .	12 253	8 731	71

При малой разнице эксплуатационных затрат капитальные затраты на гидроподъеме существенно уменьшаются.

В качестве примера приведем запроектированную кафедрой разработки МГРИ схему гидротранспортной установки по U-образной схеме для одного из горнорудных предприятий, добывающих глинистую руду с содержанием редких металлов (глубина разработки 510 м, производительность каждого выемочного поля по твердому 100 т/ч) (рис. 25). Технико-экономические расчеты показали возможность значительного снижения капитальных и эксплуатационных затрат при варианте гидротранспорта по сравнению с обычным вариантом с использованием электровозного транспорта по горизонтальным выработкам и скипового подъема руды. В ближайшие годы в горнорудной промышленности намечается строительство ряда гидрошахт.

### § 8. Выбор места заложения стволов шахт

Выбор места заложения стволов шахт — один из важнейших вопросов вскрытия. От места заложения стволов шахт зависят объем работ и связанные с ним капитальные затраты, последующие эксплуатационные затраты, сроки ввода месторождения в эксплуатацию и условия проведения эксплуатационных работ.

Место заложения главного ствола шахты. Место заложения главного ствола шахты определяется принятым способом вскрытия и условиями подземных работ, главным образом подземного

транспорта, а также условиями рельефа местности, влияющего на расположение подъездных путей и поверхностных сооружений. На выбор места заложения ствола оказывает влияние и характер горных пород, в пределах которых должен быть проведен ствол шахты.

Оптимальное положение ствола определяется минимальной работой откатки. Оно обычно совпадает с требованиями минимальных затрат по водоотливу, вентиляции, поддержанию выработок и передвижению людей.

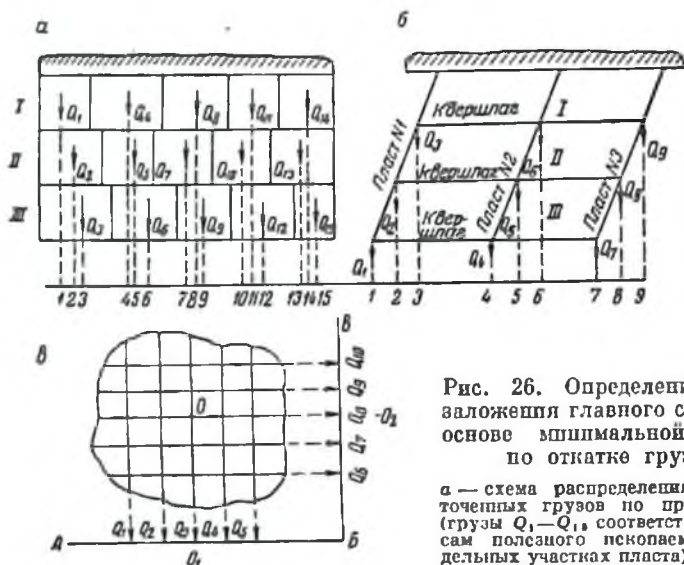


Рис. 26. Определение места заложения главного ствола на основе минимальной работы по откатке грузов:

а — схема распределения сосредоточенных грузов по простиранию (грузы  $Q_1$ — $Q_{15}$  соответствуют запасам полезного ископаемого в отдельных участках пласта); б — схема распределения сосредоточенных

грузов вкост простирания месторождения (грузы  $Q_1$ — $Q_6$  соответствуют запасам полезного ископаемого в отдельных отажах пласта); I, II, III — этажи; в — схема распределения сосредоточенных грузов  $Q_1$ — $Q_6$  — в одном направлении откатки;  $Q_6$ — $Q_{10}$  — в другом направлении откатки

По простиранию главный ствол шахты следует закладывать по линии, делящей шахтное поле на два равных крыла. Однако это положение правильно при выдержанной мощности рудного тела. В случае неравномерного распределения запаса полезного ископаемого по линии простирания следует руководствоваться правилом заложения, предложенным акад. Л. Д. Шевяковым.

Л. Д. Шевяков доказал, что место заложения ствола шахты, отвечающее минимальной работе откатки по штрекам, будет находиться против такого сосредоточенного груза  $Q_n$ , который, будучи прибавлен ко всем другим, расположенным 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 можно выразить в виде двух неравенств. Груз  $Q_n$ ,

против которого следует расположить ствол шахты, должен удовлетворять двум неравенствам:

$$\sum Q_{\text{лев}} + Q_n > \sum Q_{\text{прав}};$$

$$\sum Q_{\text{прав}} + Q_n > \sum Q_{\text{лев}}.$$

На рис. 26, а приведена схема расположения грузов для определения места заложения ствола шахты по линии простирания одного пласта при неравномерном распределении запасов в пределах шахтного поля. Аналогично определяют место заложения ствола шахты по линии вкрест простирания при вскрытии свиты пластов.

Для примера рассмотрим вскрытие свиты трех крутых пластов вертикальным стволом шахты с квершлагами на отдельных горизонтах. В этом случае (рис. 26, б) необходимо провести горизонтальную линию, параллельную квершлагам, на которую проектируют места сосредоточения грузов (точки пересечения квершлагов с пластами) на всех квершлагах, после чего находят место заложения ствола.

Место заложения главного ствола при вскрытии горизонтального месторождения определяют, полагая, что откатка обычно производится по двум взаимно перпендикулярным направлениям. Проектируя места сосредоточения грузов по линиям  $AB$  и  $BB'$ , параллельным линиям направления откатки (рис. 26, в), и руководствуясь изложенным выше правилом, находят соответствующие точки  $O_1$  и  $O_2$ . Положение ствола шахты в точке  $O$  определяется пересечением перпендикуляров из точек  $O_1$  и  $O_2$ .

При выборе места заложения ствола шахты учитывают также влияние транспорта на поверхности. Если подъездные пути, по которым вывозят полезное ископаемое, подходят к стволу шахты параллельно простиранию месторождения или под малым углом к нему, то дополнительно учитывается сосредоточенный груз в пункте разгрузки на поверхности, по своей величине равный  $\sum QK$  ( $\sum Q$  — сумма подземных грузов;  $K$  — коэффициент, учитывающий уменьшение затрат при транспорте на поверхности по сравнению с подземным транспортом; принимается равным 0,4—0,6).

Не следует проходить стволы шахт в пльвунах, зонах обводненных карстов, в сильно разрушенных или особо крепких породах. В этих случаях затраты по проходке ствола значительно увеличиваются, а скорость проходки резко снижается. Для проверки геологических и гидрогеологических условий проходки в предполагаемом месте заложения ствола должна быть предварительно пробурена скважина.

Околоствольные выработки следует располагать в устойчивых породах, а откаточные выработки проходить с необходимым уклоном путей в сторону движения грузов и стока воды.



Площадка на поверхности должна отвечать следующим основным условиям: ее располагают за пределами зон обрушения и сдвижения поверхности при наибольшей глубине разработки данного месторождения; она должна иметь размеры и форму, обеспечивающие оставление под ней минимальных охранных целиков полезного ископаемого; должна обеспечивать отвод снеговых, ливневых, шахтных и канализационных вод и иметь грунты, допускающие необходимое давление на них; должен быть возможен подвод железнодорожного пути с допустимым подъемом или уклоном, подвесной канатной дороги или дороги другого вида; вблизи площадки должен находиться свободный участок (желательно пониженный) для удобного размещения отвала пустой породы; вблизи шахты должно быть удобное место для строительства рабочего поселка или дороги, связывающей площадку с существующим или проектируемым поселком.

Удобной для строительства горнотехнических сооружений площадкой считают площадку горизонтальную или с односторонним скатом до  $5-6^\circ$  при отсутствии значительных изменений рельефа.

При выборе площадки для горнотехнических сооружений пользуются планами в масштабе от  $1 : 1000$  до  $1 : 500$  с нанесенными на них горизонталями рельефа, координатной сеткой, розы ветров, гидрографии. На планах показывают границы месторождения, выходы пластов на поверхность, границы зон обрушения и сдвижения пород для предельной глубины разработки, а также все существующие здания и сооружения.

Для выбора подходящей площадки ориентировочно определяют ее размеры и учитывают необходимые площади под все главнейшие здания и сооружения на поверхности, включая железнодорожные пути нормальной и узкой колеи, шоссе, отвалы породы и склады полезного ископаемого. При этом используют данные аналогичных существующих шахт или проектов, а также эскизные зарисовки применительно к конкретным условиям проектируемой шахты.

Площадки принимают размером от 10 тыс. до 100 тыс.  $m^2$  и в отдельных случаях более в зависимости от условий расположения и производительной мощности шахты.

При выборе места заложения ствола сравнивают целесообразность заложения его в пределах разрабатываемого шахтного поля или за пределами зон обрушения и сдвижения пород. Ствол шахты в пределах шахтного поля можно закладывать при значительных размерах шахтного поля и при оставлении в охранном целике малых запасов полезного ископаемого.

Из изложенного видно, насколько важно иметь полные данные по геологии, гидрогеологии и топографии месторождения и прилегающих к нему участков, чтобы правильно выбрать место заложения главного ствола шахты.

**Место заложения вентиляционного ствола.** Место заложения вентиляционного ствола увязывают с расположением главного ствола шахты.

Для обеспечения вентиляции и запасного выхода (по Правилам безопасности) в каждой шахте должно быть не менее двух выходов на поверхность. Для входа свежего воздуха используют главный ствол, оборудованный клетевым подъемом, а для выхода загрязненного воздуха — вентиляционный ствол, который часто служит и для других целей. При оборудовании главного ствола шахты скиповым подъемом свежий воздух нельзя подавать через главный ствол, так как при загрузке и разгрузке скипов образуется большое количество пыли. В этом случае свежий воздух подают через специальный ствол или ствол, предназначенный для спуска и подъема людей. Как было отмечено выше, вентиляционный ствол располагают в центре (центрального расположение главного и вентиляционного стволов) или на фланге (фланговое расположение). Первый этаж шахтного поля, расположенного близко от поверхности, часто проветривают через вертикальные или наклонные выработки, пройденные из вентиляционного штрека на поверхность.

При выборе места заложения вентиляционного ствола учитывают рельеф местности, характеристику горных пород, возможность удобного расположения околоствольных выработок и размер необходимой площадки. В ряде случаев вентиляционные стволы шахт используют и для других целей (спуска материалов, подъема породы и др.).

### § 9. Разделение шахтных полей на этажи или панели и порядок их выемки

Шахтные поля при разработке рудных месторождений разделяют на этажи или панели. Выемка этажами производится при разработке крутопадающих и наклонных месторождений.

**Высота этажа.** Вертикальная высота этажа в практике разработки рудных месторождений колеблется от 20—30 до 100 м (чаще 40—60 м). На выбор высоты этажа в основном оказывают влияние характер месторождения и его разведанность, размеры месторождения, угол падения, крепость и устойчивость руды и вмещающих пород, принятый способ вскрытия, система и интенсивность разработки. Увеличенная высота этажа позволяет сократить объем подготовительных работ, уменьшить количество руды, оставляемой в целниках, отработка которых происходит со значительными осложнениями и повышенными потерями.

Факторами, ограничивающими высоту этажа, являются: увеличенные расходы по доставке материалов и оборудования в рабочие забои, сложность проходки и поддержания блоковых восстающих выработок, непроизводительная затрата энергии рабочих на передвижение по выработкам, увеличение давления боковых пород при

обнаженни их на значительной площади, что отражается на безопасности работы.

Оптимальную высоту этажа определяют соответствующими технико-экономическими расчетами. Оптимальной высотой этажа следует считать такую, при которой капитальные и эксплуатационные затраты, зависящие от высоты этажа, будут минимальными. Одновременно с этим будут обеспечены безопасность работ, возможность своевременной подготовки, а также снижение общих потерь и разубоживания руды. Вследствие относительно малых затрат, учитываемых при определении высоты этажа (не более 10% полной себестоимости добычи руды), и малого изменения этих затрат при различной высоте этажа (по данным исследований чл.-корр. АН СССР М. И. Агашкова) выбирать высоту этажа следует в пределах 40—100 м с учетом условий разработки.

Практически высота этажа по последним проектам разработки принимается:

Системы с закладкой и креплением и закладкой . . . . .	30—50 м
Потолкоуступная с распорной крепью . . . . .	40—60 м
Система с магазинированием руды и подэтажного обрушения . . . . .	40—75 м
С открытым забоем с отбойкой из подэтажных выработок и система этажного обрушения . . . . .	От 50—60 до 80—100 м

В пределах указанного диапазона наибольшую высоту этажа следует принимать при малой мощности и малой длине шахтного поля, при крутом падении, отсутствии геологических нарушений, устойчивых вмещающих породах, высокой ценности руды и большой доле верхшагов. При окончательном выборе высоты этажа следует учитывать возможность разделения этажа на отдельные подэтажи и целесообразность устройства подъемных лифтов для людей, материалов и оборудования в каждой группе блоков, что позволит значительно увеличить высоту этажа и снизить зависящие от этого затраты.

Более подробные сведения о высоте этажа при различных системах разработки приводятся ниже при их описании.

Новым направлением в этажной отработке шахтного поля является отработка его двоянными и строеными этажами с перепуском руды с верхних этажей на нижние по капитальным рудоспускам и дроблением руды в подземных дробилках (рис. 27). Объемы горных выработок на промежуточных горизонтах значительно сокращаются, особенно объемы околоствольных дворов. Промежуточные горизонты в этом случае предназначаются для прохода людей и доставки материалов.

Этажи, как правило, вынимают в нисходящем порядке. Число одновременно разрабатываемых этажей колеблется от одного до трех-

четырёх. Многоэтажная выемка в условиях разработки жильных рудных месторождений применяется сравнительно часто, что объясняется повышенными требованиями в отношении интенсивности выемки при ограниченных размерах месторождения, а также требованиями выдачи определенного количества руды различных сортов. Многоэтажная разработка жильных месторождений часто применяется на рудниках Канады с количеством этажей до 5—6 и более. Среднее годовое понижение горных работ при многоэтажной отработке жильных месторождений может достигать 60—70 м (практика разработки месторождений редких металлов). Срок существования этажа обычно не превышает 3—5 лет.

При расположении фронта очистных работ относительно ствола шахты этаж отработывают по обе стороны (двукрылая выемка) или в одну сторону от ствола (однокрылая выемка).

Применять однокрылую выемку нецелесообразно вследствие значительной длины откатки, но в тех случаях, когда центральное расположение подъемного ствола шахты встречает практические затруднения, ее приходится применять.

Разделение этажа на блоки и порядок их выемки. Этаж при разработке рудных месторождений разделяют на выемочные участки — блоки. Общий порядок работ, направление выемки и размеры блоков в этаже зависят от принятой системы, условий разработки, производительности и срока начала эксплуатации этажа.

Блоки в этаже по простиранию отработывают от главного ствола шахты к границам шахтного поля (прямой порядок выемки); от границ шахтного поля к подъемному стволу шахты (обратный порядок выемки); комбинированно в две стадии отдельными участками; по всему простиранию.

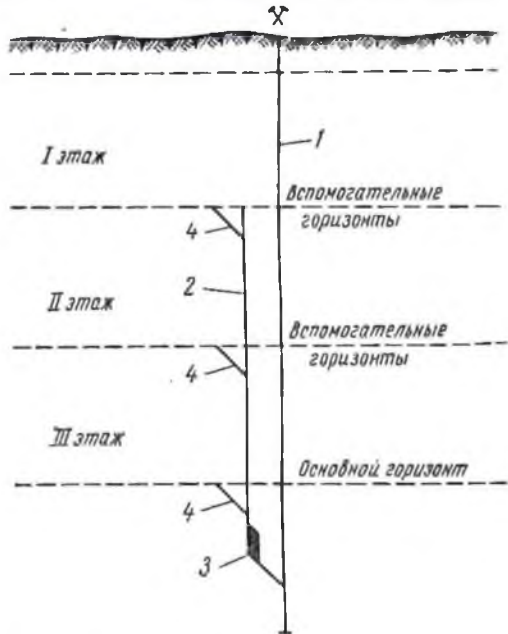


Рис. 27. Схема вскрытия строенными этажами (вертикальный разрез):

- 1 — главный ствол шахты; 2 — главный рудоспуск;  
3 — камера для дробилки; 4 — наклонный рудоспуск

При прямом порядке откаточный штрек проводят одновременно с продвижением очистной выемки с определенным опережением или заканчивают до начала развития очистной выемки. При обратном порядке выемки откаточный штрек проводят до начала очистной выемки.

Блоки при прямом или обратном порядке выемки этажа включают в очистную выемку последовательно по одному или по два-три. Обратный порядок выемки этажа имеет существенные достоинства — возможность детальной разведки этажа, снижение затрат на ремонт и поддержание выработок откаточного горизонта, поэтому такой

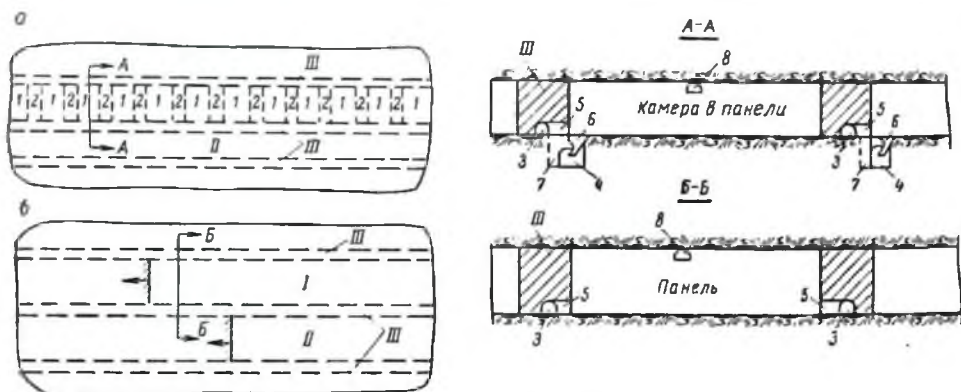


Рис. 28. Схема расположения панелей в плане:

*а* — расположение панелей с разделением их на блоки (камера и междукамерный целик); *б* — расположение панелей без разделения их на блоки (с выемкой панели по направлению, указанному стрелкой); I — II панели; III — панельный целик; 1 — камера; 2 — междукамерный целик; 3 — рудный штрек; 4 — полевой штрек; 5 — ходок; 6 — приемная воронка; 7 — короткий восстающий; 8 — вентиляционный штрек

порядок выемки часто применяется. При комбинированной выемке одновременно вынимают блоки от ствола к границам шахтного поля и от границ поля к стволу шахты.

При выемке в две стадии одну часть блоков обрабатывают в первую очередь, другую часть во вторую. Этому порядку выемки обычно придерживаются при таких системах разработки, когда одни части блоков (камеры) вынимают одним способом, а другие (целики) другим. Выемка по всему простиранию производится одновременно во всех блоках (в стадии полного развития работ). Такая выемка применяется при весьма ограниченных размерах рудного тела, а также при некоторых системах разработки, когда требуется развитие работ по всему простиранию (например, при системе слоевого обрушения).

**Выемка блоков в этаже в направлении падения или восстания.** Выемка блоков производится либо снизу вверх, либо сверху вниз. При некоторых системах отдельные блоки обрабатывают по простиранию одновременно по всей высоте этажа.

Порядок выемки блоков подробно рассматривается ниже при описании соответствующих систем разработки рудных месторождений.

**Разделение шахтного поля на панели.** Выемку панелями в условиях разработки рудных месторождений производят при горизонтальном или весьма пологом залегании (до  $10^\circ$ ). Панель разделяют на отдельные выемочные участки — столбы. При применении самоходного оборудования панели на выемочные участки обычно не делят. Типичным примером разработки мощного рудного тела панелями является практика Джекказганского рудника (рис. 28) со стволом шахты за пределами шахтного поля.

Длину панели принимают в соответствии с размерами шахтного поля, ширину — в соответствии с применяемым оборудованием (при скреперной доставке до 50 м, при самоходном оборудовании до 100—150 м). Вентиляционный штрек при разработке мощных месторождений проводят в кровле залежи (по длинной оси панели).

При разработке пластовых и пластообразных рудных месторождений ограниченной мощности (марганцевые месторождения) шахт-ное поле разделяют на панели панельными выработками, проведенными из главных штреков.

Длину панели принимают в соответствии с размерами шахтного поля, ширину панели — в соответствии с длиной столбов, намечаемых к выемке. Каждую панель делят выемочными штреками на столбы. Длина столба колеблется в значительных пределах в зависимости от условий разработки (гипсометрия почвы) и применяемой механизации. При применении механизированных комплексов, обеспечивающих высокую интенсивность очистной выемки (практика Подмосковного угольного бассейна) длина столба достигает 800—1000 м.

При разработке марганцевых месторождений длина выемочного столба часто сокращается до 150—200 м и достигает при больших размерах шахтного поля и применении механизированных комплексов 400—500 м. Ширина столба (длина лавы) также зависит от условий разработки и применяемой механизации. В условиях Подмосковного угольного бассейна при применении механизированных комплексов ширина столба (длина лавы) увеличена до 80—100 м.

В условиях разработки рудных месторождений с более сложными условиями разработки длину лавы при скреперной доставке принимают до 30—35 м и при применении механизированных комплексов (типа ОМКТ и др.) — до 50 м. При выемке столба заходками ширина столба сокращается до 15—20 м.

## § 10. Подготовка к очистной выемке

**Общие положения.** Месторождения к очистной выемке подготавливают комплексом выработок, позволяющих начать очистные работы. Подготовительные выработки проводят по рудному телу (рудная подготовка), по пустой породе (полевая подготовка) или по

руде и породе (смешанная подготовка, рис. 29). Способ подготовки выбирают на основе технико-экономического сравнения с учетом срока службы горизонта, необходимых затрат на проведение и поддержание выработок, выполнения требований вентиляции, транспорта, снижения потерь руды и возврата средств, полученных от реализации руды, добытой при проходке подготовительных выработок по руде.

Проведение полевых выработок вызывает увеличение затрат на проведение, но позволяет связать затраты на поддержание выработок, улучшить условия транспорта и вентиляции, связать потери ценной руды в целиках.

Подготовку можно характеризовать двумя показателями:

1) удельным объемом руды, получаемой при проведении подготовительных выработок, в % от общего извлекаемого запаса этажа, панели, блока. Этот показатель колеблется в пределах от 2—3 до 10—15%;

2) количеством подготавливаемой руды на 1 м подготовительных выработок, проведенных по руде и породе (или количеством погонных метров подготовительных выработок на 1000 м подготовленных к выемке запасов руды).

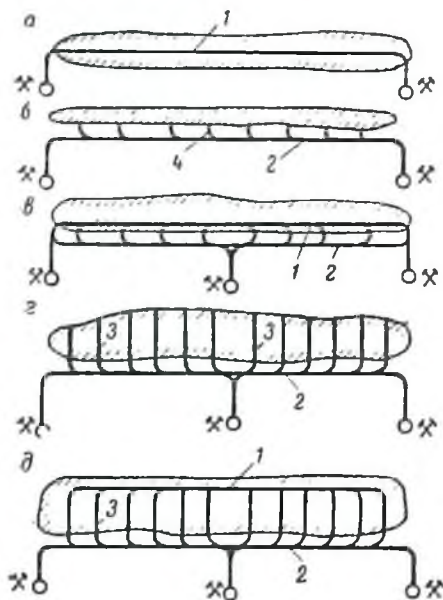


Рис. 29. Схемы способов подготовки:

а — рудная подготовка; б — полевая подготовка; в, г, д — смешанная подготовка; 1 — рудный штрек; 2 — полевой штрек; 3 — орт; 4 — коротышки (восстающие на схемах не указаны)

**Подготовка при этапной разработке.** Подготовка маломощных месторождений при этапной разработке обычно рудная, месторождений средней мощности и мощных — смешанная.

В подготовку маломощных месторождений входит проведение откаточного штрека и восстающего в каждом блоке. Подготовка мощных месторождений является более сложной — кроме выработок основного откаточного горизонта (штреков, ортов) проходится ряд восстающих в каждом блоке (перечень и расположение таких выработок приводятся ниже при описании каждой из рассматриваемых систем разработки).

Подготовка этажа с проведением полевых штреков и восстающих производится:

1) при неустойчивых или смятых породах. Штреки и основные восстающие проходят в лежащем боку за зоной сдвижения или смятия, построенной применительно к нижележащему этажу;

2) при разработке пожароопасных месторождений с целью создания лучших условий для вентиляции. При таких условиях разработки часто проводится дополнительно полевой штрек и висячем боку для лучшей подачи пульпы (инертного материала) в очаги пожара.

Кольцевое расположение полевого и рудного штреков с соединительными ортами применяется при разработке мощных месторождений на шахтах большой производственной мощности. Откаточные штреки проводят с укладкой одного или двух путей с учетом требований транспорта. Орты-заезды обычно однопутные. Восстающие проходят вертикальными или наклонными по руде или породе в зависимости от применяемого способа подготовки с одним — тремя отделениями в зависимости от назначения. Блочные восстающие обычно имеют три отделения — ходовое, рудосвалочное и вентиляционное.

Подготовка при панельной разработке мощных рудных месторождений. Подготовка в условиях разработки мощных месторождений может быть рудная или смешанная (шахты Джезказганского месторождения и др.). Рудная подготовка применяется при разработке месторождений, имеющих выдержанные отметки почвы рудного тела. При смешанной подготовке руда спускается через короткие рудоспуски на полевую откаточную выработку, имеющую соответствующие уклоны. При самоходном оборудовании, допускающем перемещение при больших уклонах выработок, рудная подготовка применяется и при невыдержанных отметках почвы рудного тела. Основными подготовительными выработками при рудной подготовке являются рудный панельный откаточный штрек и рудный вентиляционный штрек, при смешанной подготовке — полевой откаточный штрек, панельный рудный штрек и рудный вентиляционный штрек в кровле рудного тела. Комплекс нарезных выработок (соединительные ходки, отрезной восстающий, приемные воронки, короткие рудоспуски и др.) описывается ниже при рассмотрении соответствующих систем разработки. Вследствие специфики разработки горизонтальных и пологозалегающих пластов и пластообразных залежей осадочного происхождения вскрытие и подготовка таких месторождений рассматриваются отдельно в § 14 настоящей главы.

### § 11. Годовая производственная мощность и срок существования шахт при разработке рудных месторождений

**Общие положения.** Годовая производственная мощность шахты является одним из важнейших показателей работы горнорудных предприятий. Себестоимость руды, капиталовложения, объем горных



и строительных работ, оборудовании, сроки ввода в эксплуатацию и ряд других показателей зависят от производственной мощности шахты.

В условиях социалистической промышленности СССР установление годовой мощности горнорудного предприятия тесно связано с требованиями, вытекающими из государственного плана развития народного хозяйства и плановой потребности в том или ином полезном ископаемом, которые учитывают интересы всего народного хозяйства СССР в целом. Годовую производственную мощность горнорудного предприятия в большинстве случаев определяют перспективным планом развития соответствующей отрасли промышленности. Определять мощность горнорудного предприятия необходимо при выборе мощности отдельных предприятий и заданной производительности для района или группы разрабатываемых месторождений, при установлении очередности и числа одновременно включаемых в эксплуатацию производственных единиц при промышленном освоении крупных, ранее не разрабатывавшихся месторождений. Определение производительности во всех этих случаях должно быть подчинено наибольшей технической и экономической целесообразности.

Годовую производственную мощность шахты определяют с учетом следующих факторов: 1) запасов полезных компонентов в разрабатываемом месторождении; 2) целесообразного сочетания амортизационных и эксплуатационных затрат; 3) размеров шахтного поля; 4) возможностей эксплуатации в связи с намечаемой системой разработки. Одни из отмеченных факторов учитывают при определении годовой мощности шахты по горным возможностям (первый, третий и четвертый), другие — по экономическим требованиям минимальной себестоимости добычи 1 т руды за время существования шахты (второй). Требование минимальной себестоимости выражает одновременно и требование наименьшей трудоемкости.

Кроме отмеченных факторов необходимо учитывать разведанность месторождения и перспективы увеличения его запасов, освоение проектной мощности в короткий срок, возможность переработки руды и другие.

Определение годовой производственной мощности шахты по горным возможностям приближенным методом. Определять годовую мощность шахты по горным возможностям можно с различной степенью точности. К приближенным методам определения относится определение по коэффициенту эксплуатации или по годовому понижению очистной выемки.

Годовая производственная мощность шахты по коэффициенту эксплуатации определяется по формуле

$$A = k_2 S,$$

где  $A$  — годовая производственная мощность шахты, т;

$k_2$  — коэффициент эксплуатации — количество руды, получаемой в год с 1 м<sup>2</sup> разрабатываемой рудной площади. При-

нимается по данным практики разработки аналогичных месторождений;  $k$ , колеблется в пределах 30—120  $m/m^2$  в год;

$S$  — средняя площадь разрабатываемого рудного тела или нескольких тел,  $m^2$ .

Определение мощности шахты по коэффициенту эксплуатации является весьма приближенным, так как при этом способе пользуются его значением по данным практики других месторождений, полная аналогия разработки которых обычно исключается.

Другим приближенным, но более точным способом определения мощности шахты является определение ее по годовому понижению выемки.

Этот способ предложен чл.-корр. АН СССР М. И. Агошковым:

$$A = vS\gamma \frac{U}{1-R},$$

где  $v$  — среднее годовое понижение выемки по всей рудной площади (колеблется обычно в пределах 15—40  $m/год$ );

$\gamma$  — объемный вес руды,  $m/m^3$ ;

$U$  — коэффициент извлечения руды в зависимости от применяемой системы и условий разработки (обычно колеблется в пределах 0,80—0,95. При камерных системах разработки соляных месторождений  $U$  снижается до 0,5—0,6);

$R$  — коэффициент разубоживания руды в зависимости от применяемой системы и условий разработки (колеблется обычно в пределах 0,05—0,20).

При определении годовой производственной мощности шахты по понижению выемки учитывают ряд показателей, оказывающих значительное влияние, — объемный вес, потери и разубоживание руды. Кроме того, необходимо принять понижение выемки в соответствие с размерами шахтного поля и числом одновременно разрабатываемых этажей.

Значения  $v$  приведены в табл. 4 для месторождений мощностью 5—15  $m$  с углом падения 60°. Для месторождений иной мощности и с другими углами падения необходимо вводить поправочные коэффициенты  $K_1$  и  $K_2$  согласно данных табл. 5.

Наибольшие значения  $v$  принимают при благоприятном сочетании факторов, а наименьшие — при неблагоприятном.

Фактическое понижение выемки на железных рудниках СССР составляет в среднем около 20  $m/год$ , на рудниках цветной металлургии понижение выемки в среднем составляет 20—25  $m/год$ , максимальное 40—60  $m/год$  (на отдельных рудниках цветной металлургии достигнуты более высокие показатели).

Рассмотренные выше два способа определения годовой производственной мощности шахты применимы при угле падения рудных тел

Таблица 4

Шахтное поле	Годовое понижение выемки по вертикали $h$ , м		
	среднее	наименьшее	наибольшее
Очень больших размеров (свыше 1000—1200 м* и свыше 1500 м**):			
одноэтажная выемка . . . . .	15	12	18
двухэтажная выемка . . . . .	18	15	20
Больших размеров (от 600 до 1000 м* и от 1000 до 1500 м**):			
одноэтажная выемка . . . . .	18	15	20
двухэтажная выемка . . . . .	25	20	30
Средних размеров (от 300 до 600 м* и от 600 до 1000 м**):			
одноэтажная выемка . . . . .	22	18	30
двухэтажная выемка . . . . .	27	20	35
трехэтажная выемка . . . . .	32	25	40
Небольших размеров (до 300 м* и до 500—600 м**):			
одноэтажная выемка . . . . .	20	15	25
двухэтажная выемка . . . . .	25	20	30
многэтажная выемка . . . . .	35—40	25	60

\* При мощности рудных тел более 15 м.

\*\* При мощности рудных тел менее 15 м.

больше 30°. Основным способом является способ определения по годовому понижению выемки, что позволяет судить об интенсивности разработки того или иного месторождения.

Определение годовой производительной мощности шахты по условиям развития очистных работ. При более точном определении годовой производительной мощности шахты применяют соответствующий расчетный метод, который используют при определении ее в условиях разработки горизонтальных и пологих месторождений, когда отсутствуют показатели для определения мощности приближенным методом.

Таблица 5

Угол падения, град	Поправочный коэффициент $K_1$	Мощность рудных тел, м	Поправочный коэффициент $K_2$
90	1,2	До 5	1,25
60	1,0	5—15	1,0
45	0,9	15—25	0,8
30	0,8	Более 25	0,6

При одностадийной выемке производственную мощность определяют по формуле

$$A = \frac{NnP}{\mu \left(1 + \frac{\rho}{100}\right)}, m,$$

где  $N$  — число выемочных блоков с учетом резервных, в которых одновременно ведется очистная выемка;

$n$  — число одновременно действующих забоев в блоке;

$P$  — средняя производительность забоя,  $m/год$ ;

$\mu$  — коэффициент добычи из очистных работ в зависимости от применяемой системы и условий разработки (обычно равен 0,8—0,95);

$\rho$  — процент резервных блоков по отношению к общему числу действующих (ориентировочно  $\rho$  может быть принят за 20—30% при числе действующих блоков до 5, 15—25% — при 5—10 и 10—15% — более 10).

Производительность очистного забоя зависит от величины его площади и скорости подвигания. Первая определяется конструктивными элементами системы разработки, вторая зависит от применяемой техники и организации работ. Поэтому среднесуточная производительность забоя может колебаться в значительных пределах, составляя 30—50  $m$  при малопродуктивных системах (с креплением и закладкой) и 100—250  $m$  и более при высокопродуктивных системах (камерно-столбовой с большой высотой забоя, подэтажного обрушения с большой высотой подэтажа и др.).

При определении  $N$  предполагают, что один из этажей находится в стадии полного развития очистных работ, лежащий выше находится в стадии доработки, а лежащий ниже — в стадии подготовки.

Часто блоки разрабатывают в несколько стадий, например вынимают нарезной слой, камеру, потолочину с днищем, междукамерный целик. В этом случае определяют годовую мощность шахты с учетом числа и производительности блоков, находящихся в различных стадиях отработки.

При разработке маломощных, тонких и весьма тонких месторождений расчетную годовую мощность шахты проверяют по условиям подготовки:

$$A_n = \frac{T_3}{t_n W},$$

где  $A_n$  — добыча, допустимая из условий своевременной подготовки этажа,  $m/год$ ;

$T_3$  — извлекаемый запас руды в этаже с учетом потерь и разубоживания,  $m$ ;

$t_n$  — время подготовки этажа (время вскрытия этажа не учитывается; вскрытие должно опережать подготовку), лет;

$W$  — коэффициент, учитывающий необходимое опережение подготовки над очистной выемкой (равен 1,3—1,4).

Время подготовки этажа определяют исходя из времени, требуемого на проведение этажного штрека.

Время проходки восстающих выработок не учитывается, так как их можно проходить одновременно со штреком.

**Определение экономически наиболее выгодной годовой производственной мощности шахты.** Конечным экономическим показателем

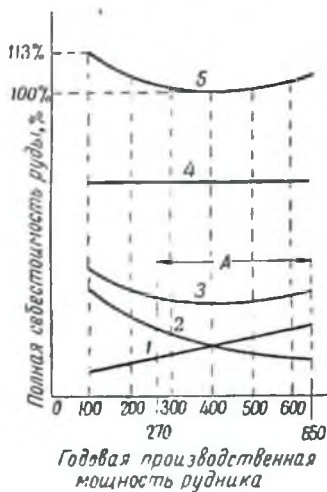


Рис. 30. Зависимость себестоимости добычи руды от производственной мощности рудника:

1—3 — переменные слагаемые себестоимости; 3 — сумма переменных слагаемых себестоимости; 4 — постоянные слагаемые себестоимости; 5 — полная себестоимость добычи 1 т руды; А — область значений оптимальной производственной мощности рудника (270—650 тыс. т/год)

шахтах снижаются примерно на 1—1,5%, а на небольших шахтах примерно на 2,5—3%.

Амортизация капитальных затрат в условиях неизменяющихся запасов руды шахтного поля в отличие от эксплуатационных затрат повышается при увеличении мощности шахты, так как требуются более мощное оборудование и более дорогостоящие сооружения.

Графическое изображение изменения эксплуатационных затрат и амортизация применительно к одному из примеров разработки представлено на рис. 30, из которого видно, что при изменении мощности шахты имеется значительная область минимума себестоимости, за пределами которой себестоимость при увеличении мощности шахты начинает заметно увеличиваться. Однако такое увеличение обычно

разработки месторождения является себестоимость добываемой руды, которая складывается из эксплуатационных затрат и амортизации капитальных затрат. Эксплуатационные затраты составляют 80—90%, амортизация (погашение) капитальных затрат 10—20% полной себестоимости руды.

Необходимо иметь в виду, что капитальные затраты на жилищное и культурно-бытовое строительство по существующим законоположениям в СССР на себестоимость руды не списывают, однако в отдаленных малозаселенных районах эти затраты следует принимать во внимание при определении годовой мощности шахты.

Проведенные исследования эксплуатационных затрат, относящихся к 1 т руды, показывают, что при увеличении производственной мощности шахты часть эксплуатационных затрат (на подготовительные работы, очистную выемку) остается без изменения, часть уменьшается (в целом же эксплуатационные затраты на 1 т руды снижаются). При увеличении годовой мощности шахты на 10% эксплуатационные затраты на 1 т руды на больших

шахтах снижаются примерно на 1—1,5%, а на небольших шахтах

имеет место за пределами горнотехнических возможностей разработки месторождения.

Экономически целесообразные сроки существования горнорудных предприятий. Срок существования шахты определяют как частное от деления запасов руды шахтного поля на принятую годовую производственную мощность шахты. Экономически целесообразными сроками службы шахт в большинстве случаев являются сроки, приведенные в табл. 6. Более короткие сроки службы шахт могут быть приняты при особо большой потребности в данном полезном ископаемом, высокой его ценности и при наличии перспектив значительного прироста запасов разрабатываемого месторождения.

Таблица 6

Годовая мощность шахты, тыс. т	Целесообразный срок службы шахты, лет	
	Малая глубина и легкие условия вскрытия и разработки	Большая глубина и трудные условия вскрытия и разработки
50—100	До 8—10	До 12—15
100—200	» 10—12	» 15—18
200—500	» 12—15	» 20
500—1000	» 15—18	» 25
Более 1000	» 20—25	До 30 и более

## § 12. Вскрывающие выработки

**Главные стволы и горизонтальные выработки.** Стволы шахт при малом сроке службы и устойчивых породах обычно проходят прямоугольной формы и закрепляют подвешной деревянной крепью из брусков толщиной 200—300 мм с устройством основных венцов через каждые 25—30 м (рис. 31, 32).

При значительном сроке службы или большом горном давлении стволы крепят бетоном, сборным железобетоном или тубингами. В этом случае стволы имеют круглую форму сечения (рис. 33, 34).

Горизонтальные выработки при небольшом горном давлении и малом сроке службы закрепляют неполными или реже полными деревянными рамами трапециевидной формы сечения. При крепких нетрещиноватых породах горизонтальные выработки проводят без установки крепи или с крепью ограждающего типа (штанговая, набрызг-бетон, торкрет-бетон). Они имеют прямоугольное сечение с кровлей в форме свода.

При большом горном давлении применяется металлическая крепь из специального профиля (СВП-18, СВП-27) и реже из сборного

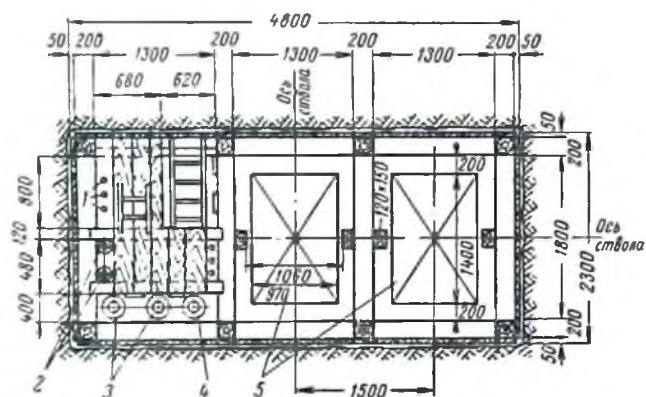


Рис. 31. Сечение ствола шахты производственной мощностью 30—70 тыс.  $t$  руды в год, закрепленного деревянной подвесной крепью (в свету  $7,74 \text{ м}^2$ , вчерне  $11,2 \text{ м}^2$ );

1 — кабели; 2 — водопроводные трубы ( $\varnothing 50 \text{ мм}$ ); 3 — водоотливные трубы ( $\varnothing 100 \text{ мм}$ ); 4 — трубы для сжатого воздуха ( $\varnothing 100 \text{ мм}$ ); 5 — килты на вагонетку емкостью  $0,5 \text{ м}^3$

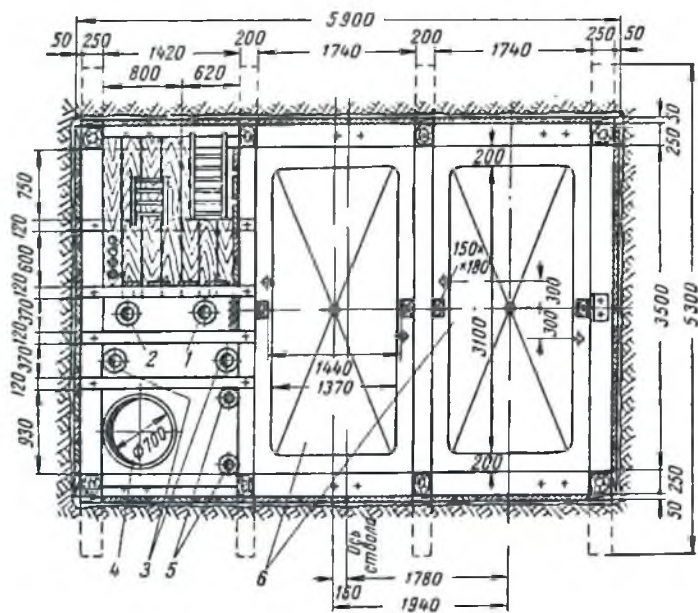


Рис. 32. Сечение ствола шахты производственной мощностью 100—300 тыс.  $t$  руды в год, закрепленного деревянной подвесной крепью (в свету  $18,6 \text{ м}^2$ , вчерне  $24,2 \text{ м}^2$ );

1 — сливная труба ( $\varnothing 150 \text{ мм}$ ); 2 — труба для сжатого воздуха ( $\varnothing 150 \text{ мм}$ ); 3 — водоотливные трубы ( $\varnothing 150 \text{ мм}$ ); 4 — вентиляционная труба; 5 — водопроводные трубы ( $\varnothing 100 \text{ мм}$ ); 6 — килты

Рис. 33. Сечение ствола шахты производственной мощностью 100—300 тыс. т руды в год, закрепленного сборной железобетонной крелью (в свету 18,6 м<sup>2</sup>, вчерне 27,28 м<sup>2</sup>):

1 — сливная труба (Ø — 150 мм); 2 — труба для сжатого воздуха (Ø — 150 мм); 3 — водоотливные трубы (Ø — 150 мм); 4 — вентиляционная труба; 5 — водопроводные трубы (Ø — 100 мм); 6 — клетки

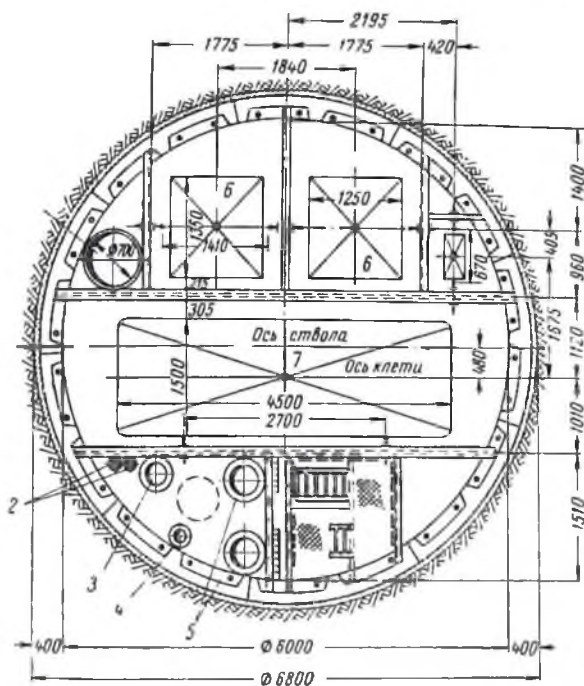
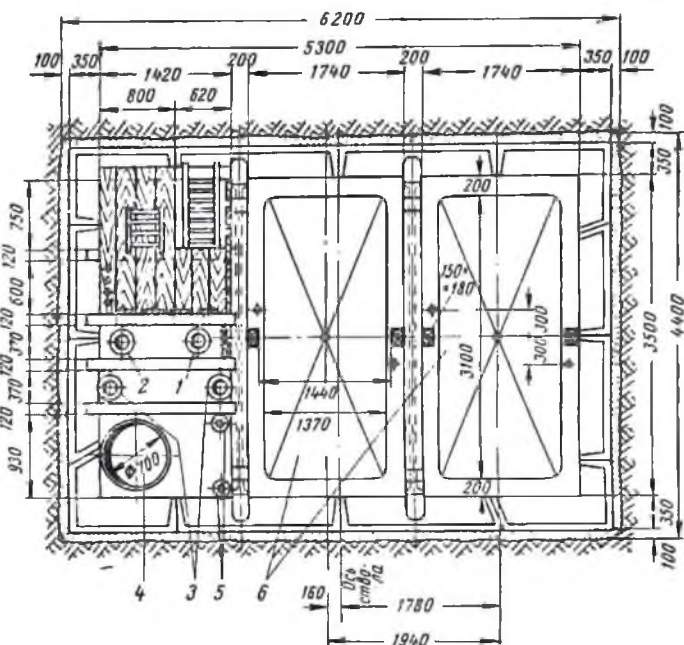


Рис. 34. Сечение ствола шахты производственной мощностью 300—600 тыс. т руды в год, закрепленного тубнпгеновой крелью (в свету 28,26 м<sup>2</sup>, вчерне 36,3 м<sup>2</sup>):

1 — вентиляционная труба; 2 — водопроводные трубы (Ø — 100 мм); 3 — труба для сжатого воздуха (Ø — 250 мм); 4 — сливная труба (Ø — 150 мм); 5 — водоотливные трубы (Ø — 350 мм); 6 — скип емкостью 2; 3; 4 м<sup>3</sup>; 7 — клеть



железобетона и литого бетона. Последняя применяется при проведении горнокапитальных выработок со сроком службы более 4 лет.

Различные виды крепи капитальных и подготовительных выработок в Криворожском бассейне в 1967 г. распределялись следующим образом: пройдено выработок без крепления 17,9%; с креплением

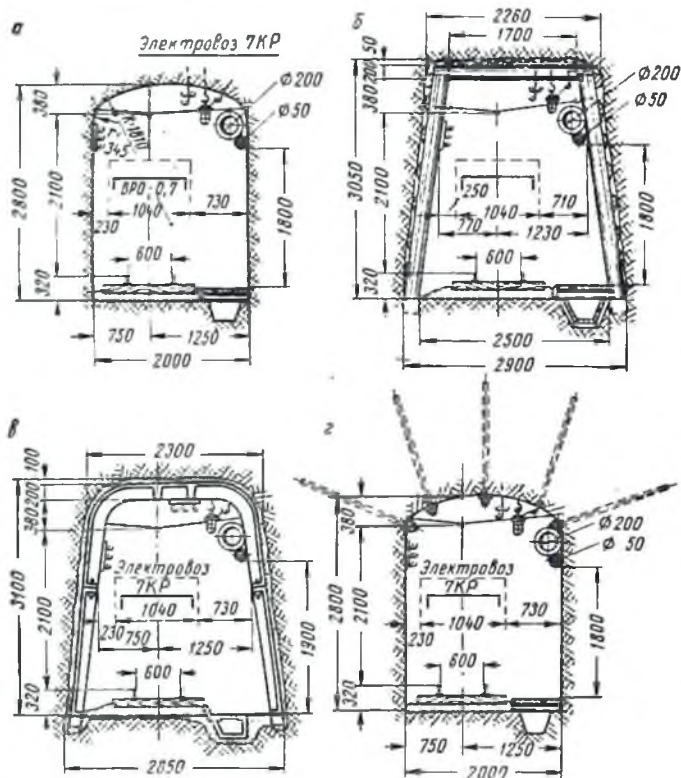


Рис. 35. Сечения горизонтальных однопутных выработок шахт производственной мощностью до 300 тыс. *t* в год, закрепленных различными видами крепи: а — без крепи (вчере 5,5 м<sup>2</sup>); б — с деревянной крепью (в свету 5,4 м<sup>2</sup>, вчере 7,9 м<sup>2</sup>); в — с крепью из сборного железобетона (в свету 5,4 м<sup>2</sup> вчере 8 м<sup>2</sup>); г — со штанговой крепью (в свету 5,1 м<sup>2</sup>, вчере 5,5 м<sup>2</sup>)

72,1%; в том числе закреплено монолитным бетоном 21,7%; металлической крепью 16,1%; деревянной крепью 7,1%; штанговой крепью 12%; торкрет-бетоном 14,2%; набрызг-бетоном 8,1% и штангами с торкрет-бетоном и сеткой 2,8%.

По заключению работников НИГРИ (Кривой Рог), удельный вес металлической крепи из спедпрофиля, крепление торкрет-бетоном и набрызг-бетоном в ближайшие годы должен значительно увеличиться. Из штанговой крепи более экономичными являются железобетонные и литые.

бетонные штанги, которые выдерживают нагрузку до 18—25 т. На основе проведенных исследований специалисты НИГРИ пришли к заключению, что деревянную крепь целесообразно применять при нагрузке на крепь не более  $2 \text{ т/м}^2$  и сроке службы не более 2 лет, при горном давлении более  $12 \text{ т/м}^2$  наиболее эффективна металлическая крепь из спецпрофиля; бетонную крепь следует применять при большом горном давлении, превышающем  $12 \text{ т/м}^2$ , и сроке службы горнокапитальных выработок более 4 лет. Крепь ограждающего типа (штанговую, торкрет-бетонную и набрызг-бетонную) целесообразно применять в сравнительно крепких нетрещиноватых породах.

Сечения однопутных горизонтальных горных выработок в проходке при деревянной крепи принимаются до  $6 \text{ м}^2$  при откатке электровозами типа «Лилипут» и до  $8\text{--}8,5 \text{ м}^2$  при откатке мощными электровозами. Сечение однопутных горизонтальных горных выработок при отсутствии крепи принимают  $4,5 \text{ м}^2$  при откатке электровозами «Лилипут», от  $6\text{--}8$  до  $8\text{--}10 \text{ м}^2$  при откатке мощными электровозами. Примеры сечения таких горизонтальных горных выработок приведены на рис. 35—37. Сечение двухпутевых выработок на шахтах производственной мощностью до  $2,5\text{--}3 \text{ млн. т/год}$  приведено на рис. 38.

В табл. 7 приведены сечения эксплуатационных стволов шахт, часто принимаемые в проектах рудников и шахт цветной металлургии.

В железорудной промышленности обычно применяют круглые стволы диаметром в свету  $4; 5; 6; 6,5; 7; 7,5 \text{ м}^2$  в зависимости от производительности подъема (от 300 тыс. до 3 млн.  $\text{т/год}$ ). При клетевом

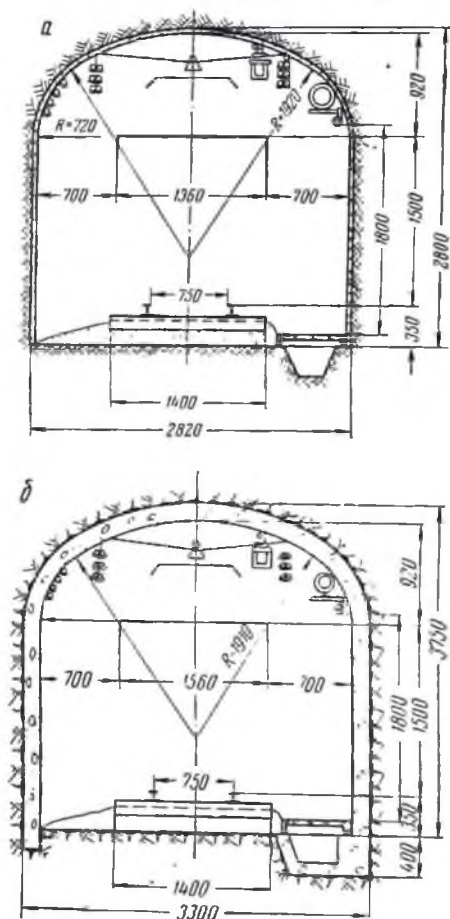


Рис. 36. Сечение однопутной горизонтальной выработки на шахтах средней производительности (коля 750 м.м.):

а — крепление торкрет-бетоном; б — бетонная крепь

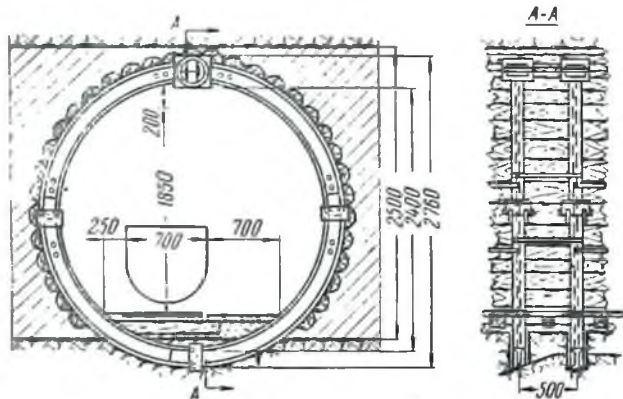


Рис. 37. Сечение однопутной выработки, закрепленной податливой металлической крью специального профиля (практика марганцевых рудников)

Таблица 7

Мощность шахты, тыс. т/год	Форма сечения ствола	Подъем	Крезь	Сечение, м <sup>2</sup>	
				в свету	в черне
30—70	Прямоугольная	Клетевой	Деревянная	7,74	11,2
	То же	То же	То же	12,25	16,8
	»	»	Сборный железобетон	12,25	18,5
	Круглая $d = 4$ м	»	Железобетонные тубинги	12,6	17,4
100—300	Прямоугольная	Клетевой	Деревянная	18,6	24,2
	То же	То же	Сборный железобетон	18,6	27,28
	Круглая	»	Сборные железобетонные тубинги	23,7	30,2
	То же	»	То же	19,6	25,5
	Прямоугольная	Скипо-клетевой	Сборный железобетон	18,6—23,1	27,3—33,0
	Круглая	То же	Сборные железобетонные тубинги	19,6—28,26	25,5—36,3
300—600	Круглая	Скипо-клетевой	Сборные железобетонные тубинги	28,26—33,16	36,3—41,82
600—1500	Круглая	То же	То же	33,16—44,15	41,82—55,39

подъеме применяют вагонетки типа ВРГ-2 (глухая пятитонная) и ВРГ-4 (глухая десятитонная). При производительности подъема свыше 700 тыс. т/год, как правило, применяют скипо-клетевую подъем.

На шахтах железорудной промышленности СССР при мощности до 3 млн. т руды в год проходят стволы круглой формы с бетонной крепью диаметром в свету 7,5 м (скипо-клетевые). Такие шахты рассчитаны на подъем с глубины до 1200 м с клетью размером 4,5 × 1,54 (вагонетка ВРГ-4) и двумя скипами емкостью по 25 м<sup>3</sup>.

**Околоствольные двory.** Околоствольные двory шахт небольшой производственной мощности обычно устраивают по тупиковой схеме. Тупиковыми дворами при соответствующем расположении и объеме необходимых выработок и рациональной организации маневровых работ пользуются и при значительной мощности шахт (до 1—1,5 млн. т/год); при мощности более 1,5 млн. т/год делают кольцевые двory с тремя ветвями.

Объем околоствольного двора (клетевые и скиповые ветви без прилегающих камер) колеблется от 450 до 6225 м<sup>3</sup> в зависимости от мощности шахты и числа стволов (табл. 8).

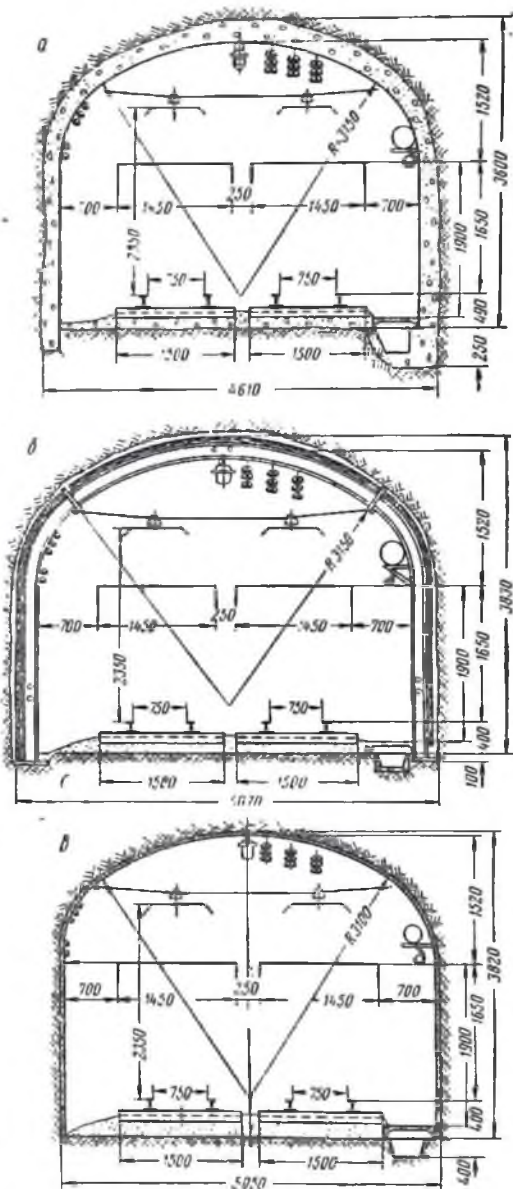


Рис. 38. Сечения двухпутных выработок на шахтах большой производственной мощности: а — бетонная крепь; б — металлическая крепь; в — торкрет-бетонная крепь

Общий объем камер, прилегающих к околоствольному двору (насосной, электроподстанции, депо, бункера с дозаторной и др.), составляет 50—100% объема околоствольного двора.

Околоствольные дворы шахт различной производственной мощности представлены на рис. 39—42.

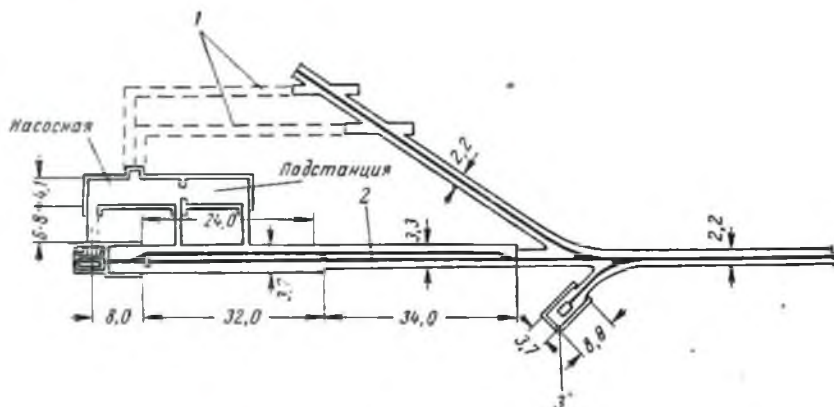


Рис. 39. Тупиковый околоствольный двор шахты производственной мощностью до 70 тыс. т в год:

1 — водосборник; 2 — разминьня при длине вешллага более 100 м; 3 — электровозное депо

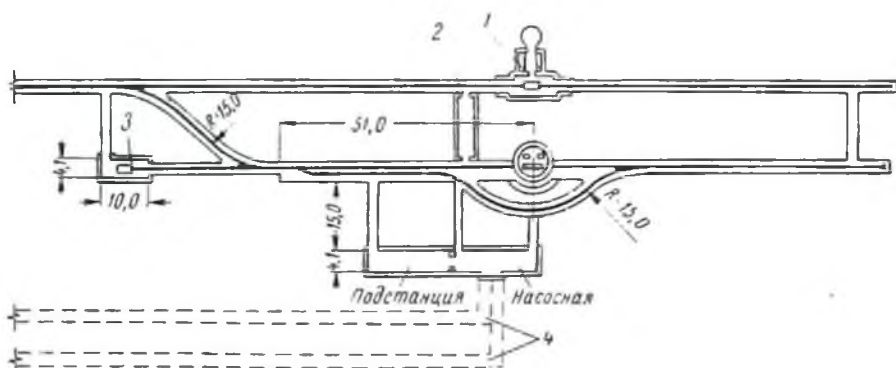


Рис. 40. Тупиковый околоствольный двор шахты производственной мощностью до 600 тыс. т в год:

1 — разгрузочная камера; 2 — камера ожидания; 3 — электровозное депо; 4 — водосборники

Из околоствольных выработок более сложное устройство имеют бункера для руды при скиповом подъеме (рис. 43).

Вспомогательные стволы шахт. Вспомогательные стволы шахт имеют различное назначение, поэтому площади сечения и число

Рис. 41. Круговой околоствольный двор шахты производственной мощностью до 1500 тыс. т в год;

1 — разгрузочная камера; 2 — камера ожидания; 3 — медпункт; 4 — электровозное депо; 5 — водосборник

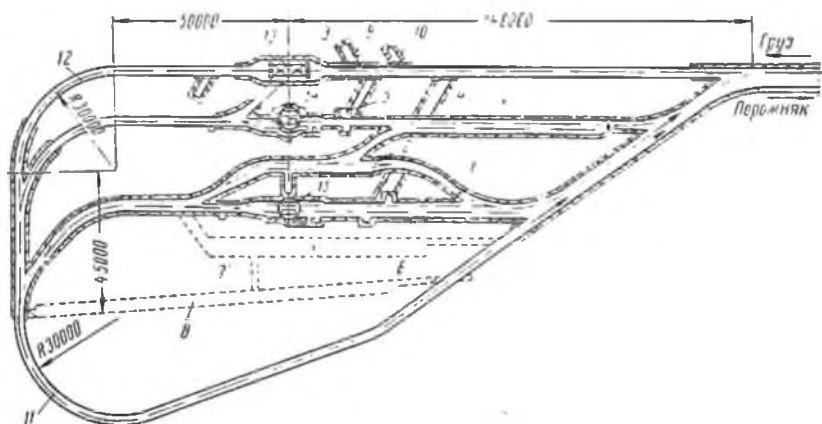
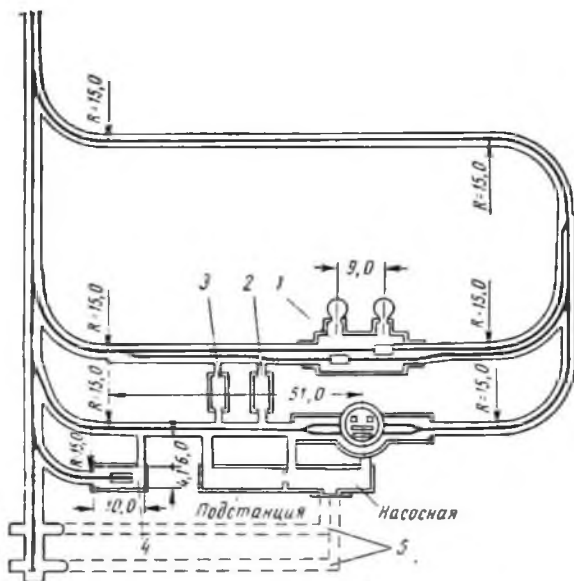


Рис. 42. Кольцевой околоствольный двор железорудной шахты производственной мощностью 2,5 млн. т/год;

1 — клапневой околоствольный двор; 2 — обгонная выработка; 3 — скиповый околоствольный двор; 4 — камера медпункта; 5 — камера ожидания; 6 — электроподстанция; 7 — насосная; 8 — водосборник с отстойником; 9 — камера обеспыливающей установки; 10 — камера хранения проб руды; 11, 12 — обгонные выработки; 13 — опрокидыватель на две 10-тонные вагонетки; 14 — ствол шахты № 1; 15 — ствол шахты № 2

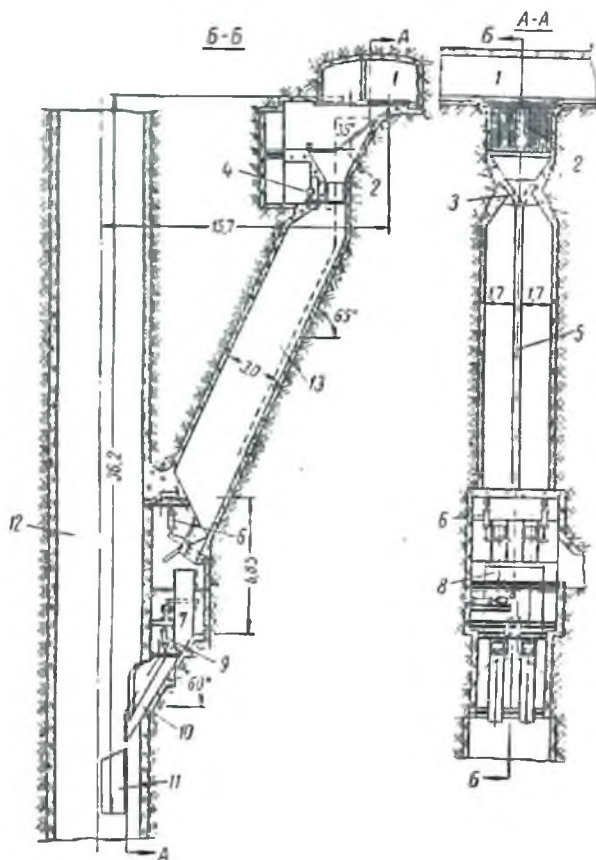


Рис. 43. Погрузочное устройство при скиповом подъеме с бункером большой емкости для руды:

1 — выработка скиповой ветви околоствольного двора; 2 — грохот; 3 — металлическая воронка с перекладным днищем; 4 — пневматический двигатель, приводящий в движение перекладное днище (заслонку); 5 — железобетонная стенка, разделяющая бункер на два отделения; 6 — пневматический цилиндр для открывания и закрывания секторного затвора; 7 — мерный ящик-дозатор (емкость скипа); 8 — перекидная заслонка в верхней части дозатора для направления материала в правое или левое отделение; 9 — пневматический цилиндр для открывания или закрывания дозатора; 10 — лоток; 11 — скип; 12 — ствол шахты; 13 — бункер

Таблица 8\*

Мощность шахты, тыс. т/год	Число стволов, обслуживаемых околоствольным двором	Тип околоствольного двора	Объем, м <sup>3</sup>
30—70	1	Тупиковый	450
100—300	1	Кольцевой	1390
100—600	1	Тупиковый	1367—2945
600—1500	1	То же	2945
600—1500	1	Кольцевой	3930
600—1500	2	То же	4625
600—1500	2	»	6225

\* Объем околоствольных дворов по проектам Гипроцветмета.

отделений этих стволов колеблются в значительных пределах. Вспомогательные стволы шахт обычно закрепляют сплошной венцовой или подвесной деревянной крепью при длительном сроке службы их закрепляют сборной железобетонной крепью.

Сечения вентиляционных стволов шахт, так же как и подъемных, должны отвечать требованиям вентиляции во время эксплуатации, т. е. пропускать необходимое количество воздуха с допустимой скоростью.

Типовые сечения вентиляционных стволов шахт (принятые Гипроцветметом): прямоугольные 16,8—18,5 м<sup>2</sup>, круглые 17,4—30,2 м<sup>2</sup>.

На железорудных шахтах вентиляционные стволы чаще круглые, диаметром в свету 3—4,5 м.

### § 13. Геологоразведочная документация при подземной разработке рудных месторождений

Прежде чем приступить к осуществлению того или иного способа вскрытия при подземном способе разработки, проверяют возможность и целесообразность применения открытых работ, имеющих ряд существенных преимуществ по сравнению с подземными работами.

Для выбора правильного способа вскрытия и решения других вопросов разработки предварительно получают необходимые для проектирования разведочные данные: запасы, утвержденные Центральной комиссией по запасам (текстовой и графической материалы с подсчетами запасов руды и металла по этажам и блокам и характеристикой сортов и классов полезного ископаемого); геологическую карту района и месторождения в масштабе 1 : 10 000, продольные, поперечные и горизонтальные разрезы в масштабе 1 : 500—1 : 1000, разрезы канав, шурфов, буровых скважин с данными опробования; топографическую карту месторождения в масштабе 1 : 1000—1 : 2000 с нанесением выхода полезного ископаемого и горизонталями через 2—5 м; топографические карты месторождения и ближайших прилегающих к нему участков в масштабе 1 : 5000; планы и разрезы по всем подземным горноразведочным и прочим выработкам в масштабе 1 : 500—1 : 1000, увязанные с поверхностью и данными опробования по выработкам; полный отчет о разведке с графическим материалом по выработкам; данные об устойчивости, крепости и водонепроницаемости массива вмещающих пород и полезного ископаемого; данные о влажности и коэффициенте разрыхления полезного ископаемого; характеристику грунтов и другие сведения, необходимые для выбора площадки околошахтных сооружений и подъездных путей; гипсометрические планы почвы и кровли для горизонтальных и пологих месторождений; гидрогеологическую характеристику месторождения с определенным ожидаемым притоком воды; краткие сведения об экономических условиях разработки месторождения; метеорологические данные за ряд лет (температура, осадки, ветры).



Работники геологоразведочной службы должны следить за правильным проведением горноразведочных выработок (стволов шахт, штолен, квершлагов и др.). В случае использования разведочных выработок для эксплуатационных работ их надо проходить с учетом требований, предъявляемых к этим выработкам: выбор места заложения, соблюдение расстояния между горизонтами и отдельными выработками вскрытия, сечений выработок, допустимого уклона и радиусов кривых рельсового пути. Нарушение правил проходки горноразведочных выработок обычно ведет к различным осложнениям и вызывает увеличение затрат и сроков проведения разведочных работ.

#### § 14. Особенности вскрытия и подготовки пластовых рудных месторождений осадочного происхождения

Пластовые рудные месторождения осадочного происхождения обычно представлены горизонтальными пластами ограниченной мощности (марганцевые и железорудные месторождения). Многие вопросы разработки таких месторождений решаются с учетом практики разработки угольных месторождений. Отличительной особенностью пластовых рудных месторождений являются ограниченные размеры отдельных месторождений, которые разрабатываются одним шахтным полем с разделением его на панели и столбы. В связи с ограниченными размерами шахтного поля стволы шахт обычно проходят за его границами. Годовая производственная мощность шахты по техническим возможностям может быть проверена по формуле

$$A = 2n_n n_{ст} l_{ст} h_{ст} p c, m,$$

где 2 — число крыльев шахтного поля (обычно шахтное поле разделяется на два крыла);

$n_n$  — число одновременно разрабатываемых панелей в крыле шахтного поля;

$n_{ст}$  — число одновременно вынимаемых столбов в панели;

$l_{ст}$  — годовое подвигание столба, м;

$h_{ст}$  — ширина вынимаемого столба, м;

$p$  — производительность 1 м<sup>2</sup> пласта, т;

$c$  — коэффициент извлечения полезного ископаемого из месторождения, обычно изменяющейся в пределах 0,85—0,9 в зависимости от принятой системы разработки и условий очистной выемки.

Годовое подвигание столба определяют исходя из числа рабочих дней в году, числа циклов, выполняемых в забое за сутки, и горно-геологических условий разработки, которые учитывают введением коэффициента 0,85—0,90.

В практике разработки угольных пластов механизированными комплексами (в комплекс входят передвижная механизированная

крепь, узкозахватный комбайн с шириной захвата 0,6—0,8 м и конвейер) годовое подвигание достигает 600 м в год и более. Условия разработки рудных месторождений значительно сложнее, что отражается на годовом подвигании забоя. Вскрывающими выработками в пределах шахтного поля являются главный откаточный и вентиляционный штреки, из которых проходят соответствующие панельные выработки. Ниже приведены основные сведения, касающиеся вскрытия и подготовки рудных месторождений осадочного происхождения на примере разработки Никополь-Марганцевого бассейна.

**Краткая горногеологическая характеристика месторождений.** Месторождения Никополь-Марганцевого бассейна расположены в районе городов Никополь, Марганец и Орджоникидзе. Рудные пласты имеют наиболее распространенную мощность 1,5—2,5 м и залегают на глубине от 10 до 120 м от поверхности. Месторождение марганцевой руды по запасам является крупнейшим в мире. Часть марганцевых пластов, залегающих близко от поверхности, разрабатывают открытым способом. Марганцевая руда представлена песчано-глинистой породой, насыщенной рудными минералами — мангитом, пиролюзитом, псиломеланом и имеет три разновидности — окисную, окисно-карбонатную и карбонатную. Содержание марганца в окисной руде колеблется от 10 до 35%. Отрабатывают руды с содержанием марганца не ниже 17%. В карбонатных рудах марганца меньше (в среднем 17—20%). Влажность марганцевых руд 15—30%. Вредной примесью в марганцевых рудах является фосфор, содержание его достигает 0,15—0,25%. В почве рудного пласта залегают пески, глины, каолины и частично кристаллические породы. В кровле пласта залегают зеленые пластичные глины или обводненные пески. Вся толща покрывающих пород состоит из перемежающихся пластов третичных глин и песков. Приток воды в отдельных шахтах бассейна достигает 45—50 м<sup>3</sup>/ч. Условия ведения подземных работ на Никопольском руднике в целом весьма неблагоприятные.

**Вскрытие и подготовка марганцевых месторождений.** Производственная мощность шахт при разработке марганцевых руд обычно бывает в пределах 150—300 тыс. т в год. Для новых шахт с конвейерным транспортом от забоя до поверхности мощность шахт проектируют до 500 тыс. т в год (Никополь-Марганцевый бассейн).

Типичным способом вскрытия шахтных полей марганцевых месторождений является вскрытие вертикальными стволами (главный и вентиляционные стволы, расположенные за пределами шахтного поля). Однако за последние годы в связи с большими достижениями в области механизации горных пород и внедрением конвейерного транспорта проектируют и внедряют более прогрессивный способ вскрытия — наклонным стволом, оборудованным конвейерным транспортом, и вертикальным вспомогательным стволом (для вентиляции, подъема и спуска людей и материалов). Размеры шахтного поля принимают из расчета срока службы шахты до 20 лет при годовой

мощности до 500 тыс. т (общая площадь шахтного поля принимается до 2,5—3 млн. м<sup>2</sup>). Проектирование шахт ведется с учетом запасов руды по категориям А<sub>2</sub> + В + С<sub>1</sub>, из них по категории С<sub>1</sub> — до 50% общих запасов (с дополнительным объемом буровых работ до начала эксплуатации для перевода руды в более высокие категории запасов и уточнения качества руды).

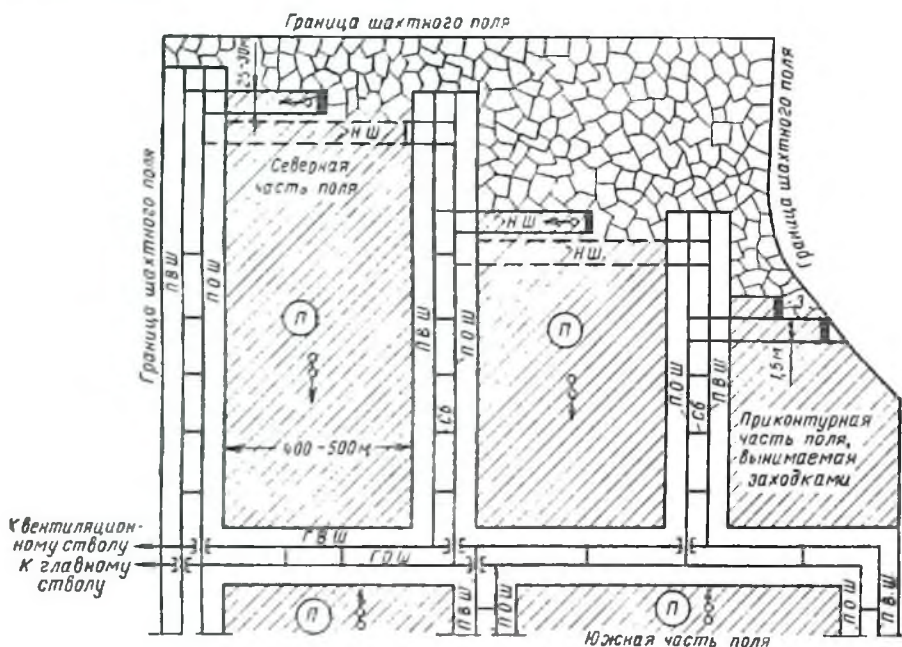


Рис. 44. Разделение шахтного поля на панели и столбы при разработке рудных месторождений осадочного происхождения (на примере разработки марганцевого месторождения):

Л — лава; З — заходка; Г. О. Ш. — главный откаточный штрек; Г. В. Ш. — главный вентиляционный штрек; П. О. Ш. — панельный откаточный штрек; Н. Ш. — нарские штреки, ооконтуривающие длинные столбы; С. В. — сбойни; П — панель; о — направление выемки столба; о—о — направление выемки панелей

Качество руды в период подготовки месторождения к эксплуатации уточняют опробованием в проходимых выработках методом борозды. Промышленные запасы руды определяют с учетом общих эксплуатационных потерь, составляющих 10%.

Шахтное поле обычно разделяют на два крыла главными откаточным и вентиляционными штреками (рис. 44). Каждое крыло, в свою очередь, разделяют на панели проведенным панельным откаточным и вентиляционным штреками. Панели при выемке механизированными комплексами принимают до 400—500 м, длину ее принимают от главных штреков до границы шахтного поля.

Рис. 45. Выемка столба спаренными заходками с применением комбайнов МБЛ:

о → направление выемки столба; → — направление выемки заходки; В. Ц. — временный щель для руды; И. К. — пазбающийся конвейер; Л. К. — ленточный конвейер; 1 — массив руды; 2 — пространство с обрушенной кровлей

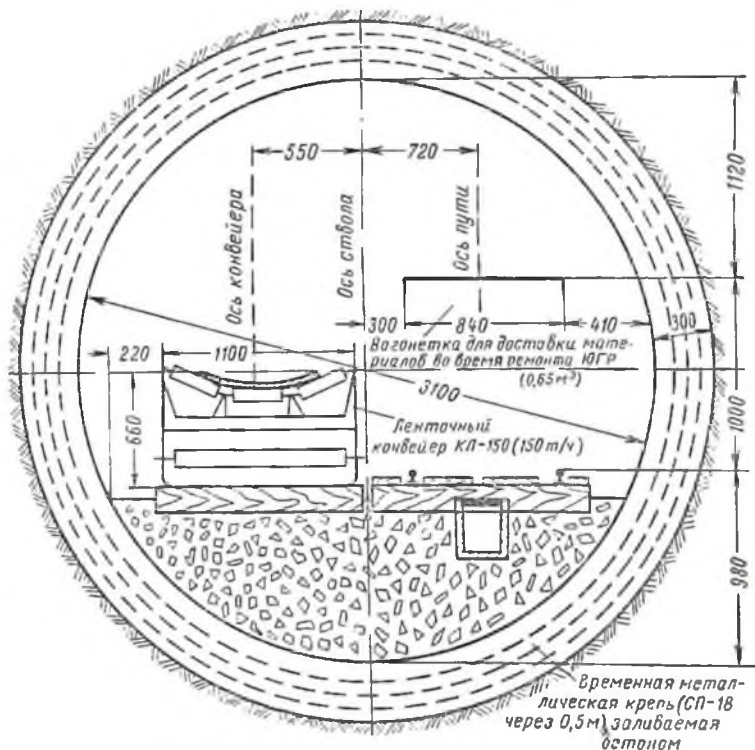
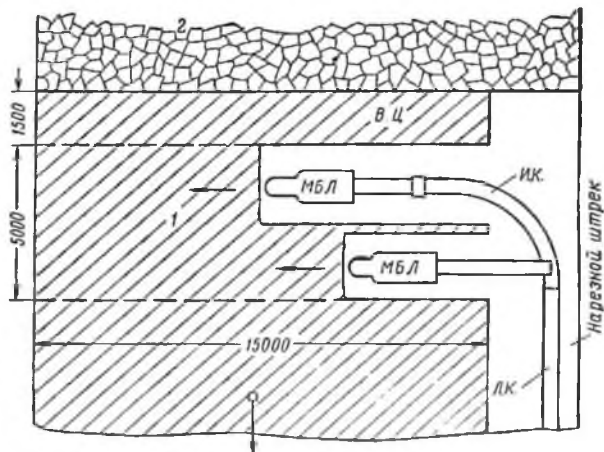


Рис. 46. Паспорт крепления наклонного ствола при разработке марганцевого месторождения монолитной железобетонной крепью (толщина крепи 300 м.м; марка бетона 200; сечение в свету 5,9 м<sup>2</sup>; в черне 10,6 м<sup>2</sup>)

Каждую панель при выемке механизированными комплексами разделяют откаточным и нарезным вентиляционным штреками на ряд столбов длиной до 400—500 м и шириной до 25—30 м.

При выемке руды заходками с использованием комбайнов МБЛ длина заходки достигает 30—40 м и соответственно этой длине принимают ширину вынимаемого столба и расстояние между нарезными штреками. При выемке приконтурной части месторождения спаренными заходками ширину заходки принимают 5 м, длину заходки — до 15 м. Нарезные штреки проходят из ближайшего панельного штрека. Схема подготовки и выемка заходками показаны на рис. 45.

Общий объем выработок и камер околоствольного двора главного и вентиляционного стволов шахты производительной мощностью до 500 тыс. т руды в год составляет 4—4,5 тыс. м<sup>3</sup>.

Паспорт крепления ствола шахты производительной мощностью 500 тыс. т марганцевой руды в год при конвейерном транспорте руды от забоя до поверхности и железнодорожном транспорте по путям узкой колеи для вспомогательных работ приведен на рис. 46.

**Назначение стволов.** Наклонный ствол предназначен для выдачи руды на поверхность, подачи свежего воздуха и запасного выхода.

Вертикальный ствол предназначен для спуска и подъема людей, оборудования, крепи, материалов, выдачи породы, подачи воздуха, прокладки водоотливных труб и запасного выхода.

Общий объем выработок: горнокапитальных 43,5 тыс. м<sup>3</sup> (стволы главные, откаточные, вентиляционные штреки, околоствольные дворы и камеры); подготовительных (панельные штреки без нарезных выработок) 96 тыс. м<sup>3</sup>. Общий объем добываемой руды в пределах шахтного поля 9,5 млн. т.

### § 15. Организация работ при строительстве новых шахт

В практике строительства шахт должны быть максимально использованы сетевое планирование и управление (СПУ) или линейные графики. Использование СПУ или линейного графика позволяет сократить сроки и уменьшить затраты, связанные со строительством шахт. СПУ целесообразно применять при общем числе работ более 20—30 и особо сложных условиях работ, когда число объектов строительства измеряется сотнями. Следует использовать при расчетах электронно-вычислительные машины (ЭВМ). Сетевой график строительства шахты при вскрытии штольней и вспомогательным стволом приведен на рис. 47. На графике цифрой 0 обозначено начало работ, цифрой 10 завершение всего комплекса работ.

Возможные пути ведения работ, их последовательность и объемы представлены в табл. 9 и 10.



Таблица 9

## Пути работ и их продолжительность

Путь	Обозначение	Продолжительность, месяцев
Первый . . . . .	0-1-2-3-10	12,5
Второй . . . . .	0-4-5-6-10	19
Третий . . . . .	0-4-5-6-8-10	21
Четвертый . . . . .	0-4-5-6-9-10	21
Пятый . . . . .	0-4-7-6-10	16,5
Шестой . . . . .	0-4-7-6-8-10	18,5
Седьмой . . . . .	0-4-7-6-9-10	18,5

Критическими путями оказались третий и четвертый с наибольшей продолжительностью работ по 21 месяцу.

Пользуясь сетевым графиком и прилагаемой к нему таблицей, можно определить резервы времени для работ, не находящихся на критическом пути (работы, находящиеся на критическом пути, резервов времени не имеют). Сетевой график содержит меньше информации по сравнению с линейным графиком, так как он не позволяет определять, в какое календарное время выполняется та или иная работа, какие работы выполняются раньше или позже или одновременно; на нем также отсутствуют месячные объемы работ по отдельным

Таблица 10

Шифр работ		Наименование работ	Объем работ, м <sup>3</sup>	Скорость проходки выработок, м/месяц	Продолжительность работ, месяцев
Начало	Конец				
0	1	Подготовка к строительству . . .	—	—	1
1	2	Проведение штольни . . . . .	800	100	8
2	3	Проходка околоствольного двора IV горизонта . . . . .	500	350	1,5
0	4	Строительство временной дороги к промплощадке . . . . .	—	—	2
4	5	Подготовка к проходке ствола . .	—	—	2
5	6	Проходка ствола . . . . .	400	30	13,5
4	7	Строительство постоянной дороги	—	—	4
7	6	Строительство промплощадки . .	—	—	9
6	10	Проходка околоствольного двора I горизонта . . . . .	500	350	1,5
6	8	То же, II горизонта . . . . .	500	350	1,5
6	9	То же, III горизонта . . . . .	500	350	1,5
		Проходка капитального рудоспуска:			
3	10	Между IV и III горизонтами . .	70	35	2
9	10	Между III и II горизонтами . . .	70	35	2
8	10	Между II и I горизонтами . . . .	70	35	2

выработкам. При малом количестве объемов линейный график более нагляден, он позволяет получить все необходимые сведения и определить критический путь (цепочка работ, соединенных между собой только вертикальными связями).

По линейному графику могут быть определены резервы времени для отдельных видов работ, не лежащих на критическом пути (пользуясь наклонными связями, отмеченными на графике стрелками). Предварительно составленный линейный график, как правило, уточняется с выравниванием месячных объемов работ, лежащих вне критического пути. Уточненный график позволяет более равномерно обеспечить строительство рабочей силой, материалами и др.

При составлении графиков следует исходить из установленных нормативов минимальной скорости проходки выработок, утвержденных Госстроем СССР 14 марта 1969 г. (м/месяц):

Вертикальные стволы . . . . .	35
Наклонные стволы . . . . .	50
Проходка штрека комбайнами . . . . .	200
Штреки и квершлаг по породе . . . . .	60
Рудоспуск и восстающие . . . . .	40

Околоствольные двory и камеры от 250 до 1000 м<sup>3</sup>/месяц (в зависимости от числа забоев).

В приведенные нормативы могут быть внесены обоснованные коррективы в меньшую сторону (особо тяжелые условия проходки) или в большую сторону при наличии совершенного технического оборудования и квалифицированных проходчиков. Максимальные скорости проходки, достигнутые в СССР, следующие: вертикальных стволов 401 м/месяц, штреков по углю с использованием комбайнов 2523 м/месяц, выработок по породе на рудниках 1237 м/месяц, восстающих на рудниках с использованием проходческого полка КПВ-1 420 м/месяц.

Нормативы минимальных скоростей проходки выработок следует считать временными; с освоением новой техники и организации работ они, несомненно, будут увеличены.



## II. ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ОПЕРАЦИИ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

### Глава I

#### ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

**Очистная выемка** — комплекс работ по извлечению полезного ископаемого из очистных забоев. Различают два вида очистной выемки: совместную (валовую) и отдельную (селективную).

Совместная выемка производится без выделения прослоек породы и различных сортов полезного ископаемого, отдельная — когда породные прослойки или какие-либо сорта полезного ископаемого вынимаются отдельно.

**Очистное пространство** — пространство, образующееся в результате извлечения полезных ископаемых очистными работами. Очистное пространство может быть открытым, заполненным закладкой, закрепленным, закрепленным и заложным закладкой, а также заполненным обрушенными вмещающими породами.

**Очистные выработки** — выработки, образующиеся в результате непосредственной выемки полезного ископаемого при его добыче.

**Очистные работы** — работы, производимые в очистных выработках с целью добывания полезного ископаемого.

К основным производственным операциям относятся: отбойка руды; доставка отбитой руды из очистного забоя до пункта погрузки в откаточные сосуды; управление горным давлением — совокупность мероприятий по регулированию проявлений горного давления в рабочем пространстве забоя для обеспечения безопасности и необходимых производственных условий в горных выработках.

Применяют следующие основные способы управления горным давлением: полное или частичное обрушение вмещающих пород, поддержание выработанного пространства целпками полезного ископаемого, породными или искусственными целпками, крепью, закладочным материалом, временным магазинированием руды в очистном пространстве. При разработке пластовых месторождений осадочного

происхождения при ограниченной мощности пласта и соответствующих породах управление горным давлением может производиться путем плавного опускания пород кровли. В некоторых случаях применяются комбинированные способы управления горным давлением (например, применение крепи и закладки и др.).

Затраты на выполнение основных производственных операций достигают 75—80% общей стоимости очистной выемки.

Удельный вес затрат на выполнение основных производственных операций значительно изменяется при различных системах разработки (табл. 11).

Из табл. 11 видно, что диапазон затрат на отдельные производственные операции колеблется в значительных пределах, однако он существенно отличается при сравнении различных систем разработки. С целью повышения эффективности систем разработки должно быть обращено особое внимание на снижение затрат, имеющих наибольший удельный вес. Разумеется, по мере технического усовершенствования отдельных производственных операций будет изменяться и удельный вес затрат на их проведение.

Таблица 11

Система разработки	Относительная стоимость добычи руды	Процент от общей суммы затрат по очистной выемке		
		Отбойка	Доставка	Управление горным давлением
Системы с открытым очистным пространством с отбойкой руды из подэтажных штреков . . .	1	90—95	2—5	1—3
Системы с магазинированием руды . . . . .	0,8—1,2	85—90	2—3	3—8
Системы с закладкой . . . . .	1,5—2,0	40—70	12—22	16—35
Системы с креплением и закладкой . . . . .	2—3	20—40	12—20	30—70
Система слоевого обрушения (с обрушением вмещающих пород) . . . . .	1,4—1,8	30—60	15—24	24—45

## Глава II

### ОТБОЙКА РУДЫ

Отбойка руды является важной производственной операцией, от правильности ее применения в значительной мере зависит эффективность последующей операции — доставки руды.

Руду в настоящее время в основном отбивают буровзрывным способом. Для заложения зарядов ВВ используют шпур, скважины и минные камеры. Шпур применяют в основном при разработке месторождений ограниченной мощности, чаще при разработке жильных месторождений; скважины — при разработке мощных месторождений, а минные камеры — для заложения больших зарядов ВВ при отбойке весьма крепких руд, когда производительность буровых станков низкая.

**Скважина (взрывная)** — цилиндрическое углубление, предназначенное для размещения заряда взрывчатого вещества, длиной более 5 м, диаметром до 250—300 мм (чаще 90—105 мм).

**Шпур** — цилиндрическое углубление в горной породе, имеющее глубину до 5 м при диаметре до 75 мм, предназначенное для размещения заряда взрывчатого вещества.

В связи с трудностью проведения минных выработок (сечение 1—1,5 м<sup>2</sup>) последние применяют редко и за последние годы часто заменяют скважинами (Тырнаузский рудник, рудники комбината «Апатит» и др.). Показателями отбойки шпурами или скважинами являются производительность бурильщика или бурового рабочего в м или м<sup>3</sup> за смену; дополнительными важными показателями являются выход руды с 1 м шпура или скважины и выход негабарита в процентах ко всей отбитой горной массе (негабаритный кусок — кусок полезного ископаемого или породы, превышающий по размеру кондиционный, обычно более 300—500 мм в зависимости от принятых способов доставки, погрузки и транспорта).

Конечным показателем эффективности отбойки является себестоимость 1 м<sup>3</sup> отбитой массы с учетом затрат на дробление негабарита.

### § 1. Шпуровая отбойка

Шпуровую отбойку чаще применяют при разработке жильных месторождений, диаметр шпуров до 32—36 мм. Переход на бурение шпуров малого диаметра показал их высокую эффективность, особенно в породах большой крепости.

Для бурения применяют высококачественную легированную сталь диаметром 19 и 22 мм марки 30ХГСФА и 55-С-2 (вместо ранее применявшейся марки У-7) и съемные коронки долотчатой и крестовой формы, армированные твердым сплавом. Для бурения шпуров применяют ручные и телескопные перфораторы (ручные — ПР-30К, ПР-18Л, ПР-24Л и др.; телескопные — ПТ-36, ПТ-29, ПТ-45 и др.) Ручные быстроударные перфораторы, как правило, должны работать на пневмоподдержке с вбросящими каретками.

При отбойке шпурами малого диаметра (24—32 мм) применяют мощные взрывчатые вещества — детониты, изготовляемые на основе аммиачной селитры с добавками алюминиевой пудры и нитроэфиров, игданиты (смесь гранулированной селитры и дизельного топлива). При отбойке шпурами диаметром не менее 45—50 мм может применяться зерногранулит, при использовании которого может быть успешно применен механизированный (пневматический) способ зарядки.

Производительность бурильщика при перфораторном бурении колеблется в широких пределах в зависимости от крепости горной породы, ширины очистного пространства, диаметра шпура, конструкции применяемого перфоратора и достигает 10—15 м<sup>3</sup>/смену при выходе горной массы с одного шпурометра от 0,3 до 0,5 м<sup>3</sup> и более.

Самоходные буровые каретки (рис. 48). При большой высоте очистного пространства шпуры бурят с самоходных буровых кареток, на которых монтируют 2—4 перфоратора, управляемые дистанционно бурильщиком. Самоходные буровые установки в настоящее время успешно применяются при системах с открытым очистным пространством на Джезгаганском медном и Миргалымсайском свинцово-цинковом рудниках (Казахстан).

Практическое применение нашли буровые установки СБУ-2м в выработках высотой до 5 м, СБУ-3 в выработках высотой до 8 м и СБУ-4 в выработках высотой до 12 м. При высоте более 12 м применяют самоходные башенные буровые каретки. Глубина шпуров колеблется в пределах от 2,75 м (СБУ-2м) до 4 м (СБУ-4), ширина обуриваемого забоя с одной позиции колеблется от 4,4 м (СБУ-2м) до 8,4 м (СБУ-4).

Буровые каретки перемещаются по почве при угле наклона до 15—20°. Установки оборудованы бурильными машинами ударно-вращательного действия БУ-1 или БГА-1, подачиками и манипуляторами, позволяющими бурить шпуры как в горизонтальном, так

в наклонном направлении; предусмотрено гидроуправление подачиками с платформ каретки. Норма выработки на установке СБУ-2м от 28 до 58 м/чел-смену в зависимости от крепости породы. За период с 1961 по 1968 г. в СССР изготовлено для горной промышленности и строительства туннелей около 500 бурильных установок СБУ-2м (конструкции ЦНИИПодземшахтостроя), что следует считать большим техничским достижением в области буровой техники.

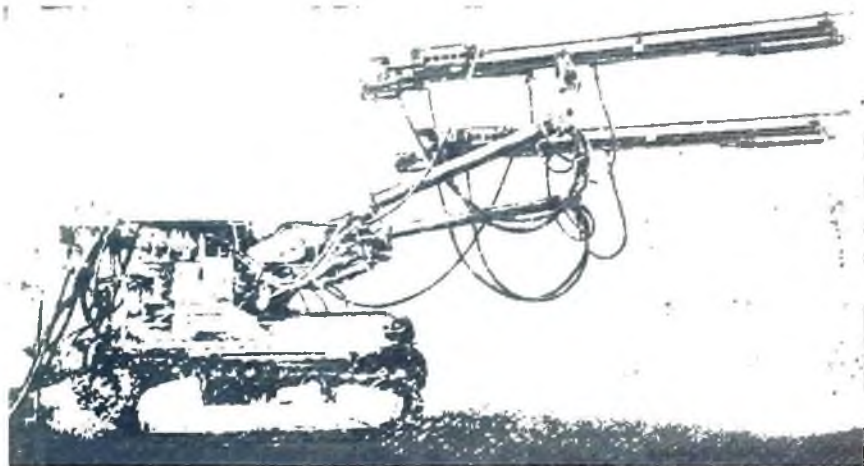


Рис. 48. Общий вид самоходной буровой вращательно-ударной установки СБУ-2м

## § 2. Отбойка скважинами

Отбойка скважинами широко применяется при разработке средней мощности и мощных рудных месторождений. Неглубокие скважины бурят на глубину до 12—15 м, глубокие — до 40—50 м.

Неглубокие скважины чаще бурят телескопными и колонковыми перфораторами со сдвигающимися бурами или штангами (рис. 49). В СССР мощные колонковые перфораторы КЦМ-4 и КС-50 применяют на многих рудниках для бурения скважин диаметром до 55—75 мм с обслуживанием одним бурильщиком двух перфораторов при производительности в крепких породах до 18—20 м/чел-смену (рудники Миргалимсайский, «Заполярный» в Норильске, рудники Криво-рожского бассейна и др.).

Штанговое бурение колонковыми перфораторами широко применяют на рудниках США, Канады и Швеции. Глубина скважин 12—25 м, диаметр 50—65 мм, л. н. с. 1,5—2 м, расстояние между скважинами 2—3 м, производительность бурильщика в зависимости от условий бурения, диаметра скважин и мощности перфоратора

от 18—20 до 45—50 м/смену, выход руды с 1 м скважины 8—12 т. Из зарубежных установок с тяжелыми мощными перфораторами следует отметить установки шведской фирмы «Атлас-Копко».

Этой фирмой серийно выпускаются установки Limba Junior, Limba 11, Limba 22 и Limba 26 для бурения скважин глубиной 20—25 м, диаметром 51 мм с л. н. с. 2,3—2,7 м. Средняя производительность установки Limba 26 достигает 150 м/смену (железные рудники Швеции). Установка Limba Junior перемещается лебедкой на салазках, установки Limba 11, 22, 26 самоходные. Наиболее компактной и легкой является переносная установка Limba Junior, которая состоит из двух буровых агрегатов для одновременного

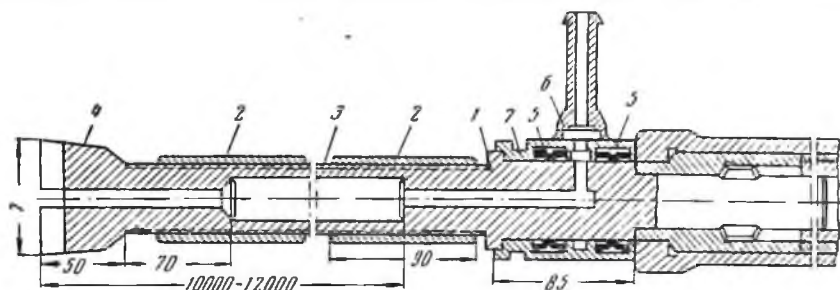


Рис. 49. Комплект бурового инструмента для шахтного бурения:

- 1 — хвостовик; 2 — соединительная муфта; 3 — штанга; 4 — буровая коронка; 5 — уплотнительные кольца; 6 — патрубок; 7 — муфта для боковой промывки

бурения двух веерообразных скважин. Буровыми агрегатами управляет бурильщик из одного пункта. Производительность установки Limba Junior достигает 60—70 м/смену в крепких породах.

В настоящее время широко применяются глубокие скважины. Внедрению их в СССР способствовали технические достижения в области бурового оборудования (буровых станков) и применение систем разработки с массовой отбойкой руды при значительных параметрах (большая высота этажей и подэтажей, значительные размеры камер, потолочин). Впервые в мировой горнорудной практике глубокие скважины были применены для отбойки руды на шахте «Первомайская» (Криворожский бассейн) в 1935 г.

К числу основных способов бурения глубоких скважин следует отнести: вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами, алмазными коронками и шарошечными долотами; бурение скважин пневмударниками.

Вращательное бурение коронками, армированными твердыми сплавами, широко применялось на шахтах Кривого Рога при бурении рудного массива ограниченной крепости в 1935—1940 гг., когда другие способы бурения не были технически совершенными. При вращательном бурении твердосплавными коронками

применяли станки различных конструкций: НИГРИ-4, ГП-1, пнж. Мивяйло и типа АБВ.

Вращательное дробовое бурение эксплуатационных скважин в связи с низкой эффективностью его и возможностью бурения только вертикальных нпходящих скважин не рассматриваем. Дробовое бурение скважин широко применялось ранее на алтайских свинцово-цинковых и уральских железных рудниках.

Алмазное бурение широко применяют в практике зарубежных рудников для бурения скважин в крепких породах, диаметр скважин 30—40 мм. Высокая скорость бурения позволяет увеличить число скважин и получить руду кондиционной крупности без вторичного дробления ее. Чаще применяют мелкоалмазные коронки со сплошным разбуриванием забоя скважин (бескерновое бурение). Алмазное бурение частично применяют для отбойки руды на ряде рудников СССР (Алтын-Топканском, Березовском, Тассевском и др.); в ближайшие годы алмазное бурение будет внедрено более широко.

Эффективность алмазного бурения высока. По расчетам Гипроцветмета (проект шахты будущего), при использовании самоходных агрегатов алмазного бурения с двумя буровыми станками производительность агрегата может достигнуть 100—120 м/смену. На зарубежных предприятиях производительность обычного станка алмазного бурения колеблется в пределах 10—35 м/смену в зависимости от условий бурения с выходом руды на 1 м скважины от 5 до 15—20 т в зависимости от крепости породы и диаметра коронки. В общей стоимости алмазного бурения стоимость коронки с алмазами достигает 50—60%.

Сравнение показателей алмазного бурения реконструированным станком ГП-1 с пневмоударным бурением на Алтын-Топканском и Тассевском рудниках показало, что при замене станка ГП-1 более производительным станком новой конструкции при использовании бескерновых коронок можно значительно снизить выход негабарита, снизить расход ВВ на вторичное дробление, увеличить производительность отбойки и выпуска руды и увеличить производительность погрузочных машин. Внедрение алмазного бурения на горнорудных предприятиях с крепкой рудой является одним из важнейших мероприятий повышения эффективности отбойки руды. Очередной задачей является конструирование специальных станков и их промышленное внедрение.

Вращательное бурение скважин шарошечными долотами успешно применяют на некоторых рудниках СССР для бурения руд крепостью до 16. Для бурения скважин глубиной до 50 м диаметром 100—150 мм применяют станки шарошечного бурения СБ-4, СБ-5, Баш-150, БШ-145 мм (П-23 м), РША-50 с осевым давлением на забой от 6 (СБ-4) до 12 т (Баш-150). Мощность электродвигателя станков 20 квт (мощность двигателя станка СБ-411 квт). Один из последних станков шарошечного бурения (БШ-145) приведен на рис. 50.

Для бурения применяют в основном двух- и чаще трехшарочные долота, армированные зубками или штырями (цилиндрическими вставками) твердого сплава ВК-15, ВК-8. Стойкость долота, армированного зубками, при крепости буримых пород 14—16 колеблется в пределах от 15 до 25 м. Средняя производительность станка при бурении восходящих глубоких скважин в породах крепостью 14—16

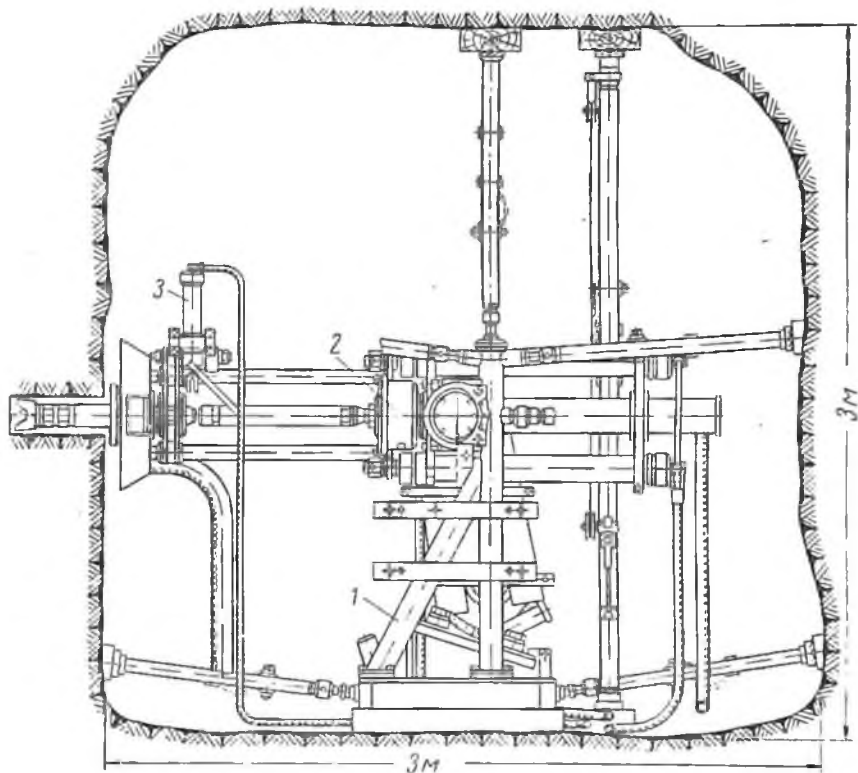


Рис. 50. Станок БШ-145:

1 — рама станка; 2 — вращатель; 3 — гидроключ для разборки става штанг

колеблется от 6—8 (станок СБ-5) до 18—20 м/смену (Баш-150, П-23м). Наибольшая скорость достигается при осевой нагрузке 8—12 т. Максимальный удельный вес в стоимости шарошечного бурения составляет заработная плата бурильщиков (30—50%) и стоимость долота (до 40—70%). Очередной задачей по шарошечному бурению является переход со скважин диаметром 145 мм на меньший диаметр (около 70 мм) с целью повышения скорости бурения и применения более частой сетки скважин (для снижения выхода негабарита).



Бурение скважин пневмоударниками имеет в настоящее время наибольший удельный вес (в Криворожском бассейне около 50%). Пневмоударники применяют для бурения скважин с различными углами наклона в породах любой крепости, включая весьма крепкие. Первые пневмоударники были выпущены Кыштымским механическим заводом в годы Великой Отечественной войны для медных рудников, позже они стали успешно применяться на всех горнорудных предприятиях СССР.

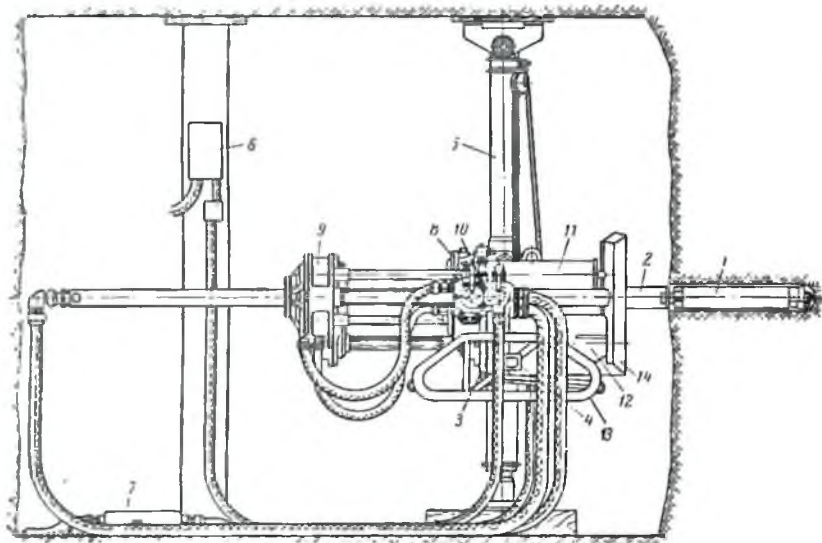


Рис. 51. Буровой полуавтоматический агрегат НКР-100м:

1 — пневмоударник; 2 — буровой стая; 3 — станок; 4 — редуктор; 5 — распорная колонка; 6 — пусковая аппаратура; 7 — фильтромаселница; 8 — пневмозахват; 9 — подающий патрон; 10 — пульт управления; 11 — цилиндр подачи; 12 — электродвигатель; 13 — салазки; 14 — отбойный щит

Лучшим буровым агрегатом в настоящее время является НКР-100 м (рис. 51). Его применяют для бурения скважин глубиной до 50 м диаметром 85—105 мм. Буровой агрегат состоит из станка, пневмоударника, става штанг, воздушной, электрической коммутаций и других частей. Буровой станок этого агрегата полуавтоматического действия (механизирован зажим патронов и автоматизирован перехват их), устанавливается на распорной колонке и может поворачиваться в любой плоскости. Из последних конструкций легких буровых станков пневмоударного действия следует отметить агрегат ЛПС-3 Лениногорского полиметаллического комбината. Агрегат снабжен выносным пультом управления, позволяющим управлять двумя агрегатами. Монтируют его на раме-салазках с распорными колонками.

Более часто пневмоударниками бурят восходящие скважины (вееры скважин) с бурового горизонта. Бурение восходящих скважин позволяет не иметь осложнений из-за буровой муки, которая падает вниз. Бурят, как правило, с промывкой водой, расход воды 4—6 л/мин. Производительность пневмоударника колеблется в значительных пределах в зависимости от крепости породы и составляет в среднем около 15 м/смену в породах крепостью 8—10, около 10 м/смену в породах крепостью 12—15 и около 6—7 м/смену в породах крепостью 18—20.

В себестоимости бурения стоимость рабочей силы составляет 50—70%, стоимость электроэнергии, штанг и других материалов составляет до 20%.

Основным техническим направлением в области конструирования пневмоударников является переход на изготовление пневмоударников для бурения глубоких скважин диаметром 60—75 мм (опытные станки ЛПС-6).

Общее заключение по отбойке шпуров и скважинами. Шпуровая отбойка целесообразна при ограниченной глубине, не превышающей 4—5 м. Практически шпуровая отбойка находит основное применение при разработке жильных месторождений и при отбойке руды слоями толщиной до 3—4 м. Отбойку неглубокими скважинами применяют при разработке месторождений средней мощности и при системах с ограниченной высотой подэтажа (12—15 м).

Отбойку глубокими скважинами применяют при разработке мощных месторождений с отбойкой на всю высоту этажа или подэтажа. Расположение скважин в слое может быть параллельное и веерное. При параллельном расположении достигается более полное использование скважин и равномерное дробление. Существенными недостатками параллельного расположения являются большой удельный объем подготовительно-нарезных работ и бурение с каждой установки только одной скважины.

Перечисленные недостатки отсутствуют при веерном расположении, однако веерному расположению свойственны свои недостатки — сложность регулирования кусковатости (неравномерное распределение ВВ в отбиваемом слое) и неиспользование 25—30% длины скважин. В общей оценке веерное расположение является более выгодным и в настоящее время широко применяется. Длина скважины при веерном расположении ограничена возможным расстоянием между концами скважин ( $a =$  от 0,5—0,7W до 1,5—1,7 W, где W л. н. с.). Меньшие значения  $a$  принимаются при крепкой руде, большие — при руде меньшей крепости. Наибольшая глубина скважины ограничена возможностью бурения без значительного отклонения от заданного направления (обычно до 40—50 м).

Отбойка скважинами в 2—3 раза производительнее отбойки мелкими шпурами; она в большей степени соответствует требованиям создания санитарно-гигиенических и безопасных условий труда.

Перспективными способами бурения скважин являются: алмазное бурение, тяжелыми перфораторами с самоходных кареток, пневмоударное и шарошечное с меньшими диаметрами скважин (порядка 60—70 м.м.).

Широкому применению скважин для отбойки руды будет, несомненно, способствовать и механическое зарядание скважин пневмозарядчиками, которые в последние годы широко внедряются на горнорудных предприятиях при применении некоторых ВВ — зервогранулитов.

Расчет и взрывание зарядов, размещаемых в скважинах. Для определения величин зарядов в скважинах предложено много формул. Более часто на практике величину заряда в скважине определяют по удельному расходу ВВ на 1 м<sup>3</sup> взрываваемой горной массы. На этой основе предложена формула для определения необходимого диаметра скважины

$$d = \frac{W}{\sqrt{\frac{7,85 \Delta \tau}{km}}}$$

где  $d$  — диаметр скважины, см;

$W$  — л. в. с. (кратчайшее расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности), м;

$\Delta$  — плотность ВВ в заряде (принимается по таблицам в зависимости от применяемого ВВ);

$\tau$  — относительная длина заряда в скважине, характеризующая степень заполнения скважин ВВ:

при глубине скважины	5 м	.....	0,7		
»	»	»	10 »	.....	0,8
»	»	»	30 »	.....	0,9
»	»	»	50 »	.....	0,95

$k$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$m$  — коэффициент, учитывающий слоистость пород (принимается от 0,7 до 1,3).

Пользуясь приведенной выше формулой при заданном  $d$ , может быть определена величина  $W$ . Обычно определяют величину  $W$ , так как диаметр скважины предопределен применяемым буровым оборудованием.

Более точно расход ВВ определяют в каждом отдельном случае по данным опытных взрывов применительно к определенным условиям взрывания.

Средний расход ВВ (аммонита) на рудниках СССР в зависимости от крепости руды следующий:

руды средней крепости — расход на первичную отбойку 0,1—0,15 кг/м, на вторичное дробление 0,05—0,1 кг/м; руды крепкие — расход на первичную отбойку 0,2—0,25 кг/м, на вторичное дробле-

ние 0,1—0,2 кг/т; руды весьма крепкие — расход на первичную отбойку 0,3—0,45 кг/т, на вторичное дробление 0,3—0,4 кг/т.

К числу основных взрывчатых веществ, применяемых на горно-рудных предприятиях в настоящее время, относят:

ВВ	Работоспособность, см <sup>3</sup>
Аммонит № 6 ЖВ . . . . .	360—380
Скальный аммонит № 1 . . . . .	450—480
Детониты 6А, 10А . . . . .	425—450
Детонит 15А . . . . .	460—480
Водоустойчивый аммонал . . . . .	400—430
Игданил . . . . .	320—330
Гранулит АС-8 . . . . .	420—430

Гранулит АС-8 относят к числу перспективных зерновых взрывчатых веществ. Он состоит из гранулированной аммиачной селитры

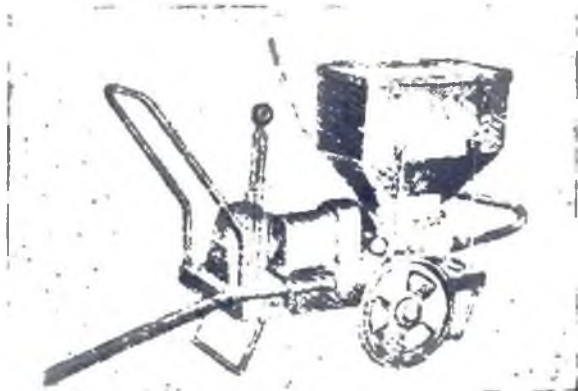


Рис. 52. Общий вид пневмозарядчика БПЗ-3 конструкции ГИГХСа

(размер гранул 1—3 мм), пропитанной минеральным маслом, и алюминиевой пудры (8%), не слеживается, способен сохранять сыпучесть при хранении и имеет высокую чувствительность к механическим воздействиям. Важным преимуществом гранулита является возможность механического заряжания скважин пневмозарядчиками различных конструкций, из которых наиболее эффективным, как показали испытания на руднике «Молибден», является пневмозарядчик конструкции БПЗ-3 института ГИГХС (рис. 52). Этот зарядчик нагнетательного-барабанного типа позволяет заряжать скважины диаметром 60—105 мм, глубиной до 50 м при использовании сжатого воздуха из рудничной сети давлением 4,5—6,5 ат. Производительность зарядчика 65—70 кг/мин, плотность заряжания до 1,2 г/см<sup>3</sup>. Гранулит АС-8 подают по гибкому токонепроводящему полиэтиленовому шлангу внутренним диаметром 28—32 мм.

Применение гранулита АС-8 при механическом заряжании позволяет увеличить весовую энергию зарядов, полностью использовать пробуренный объем скважин, повысить детонационную способность

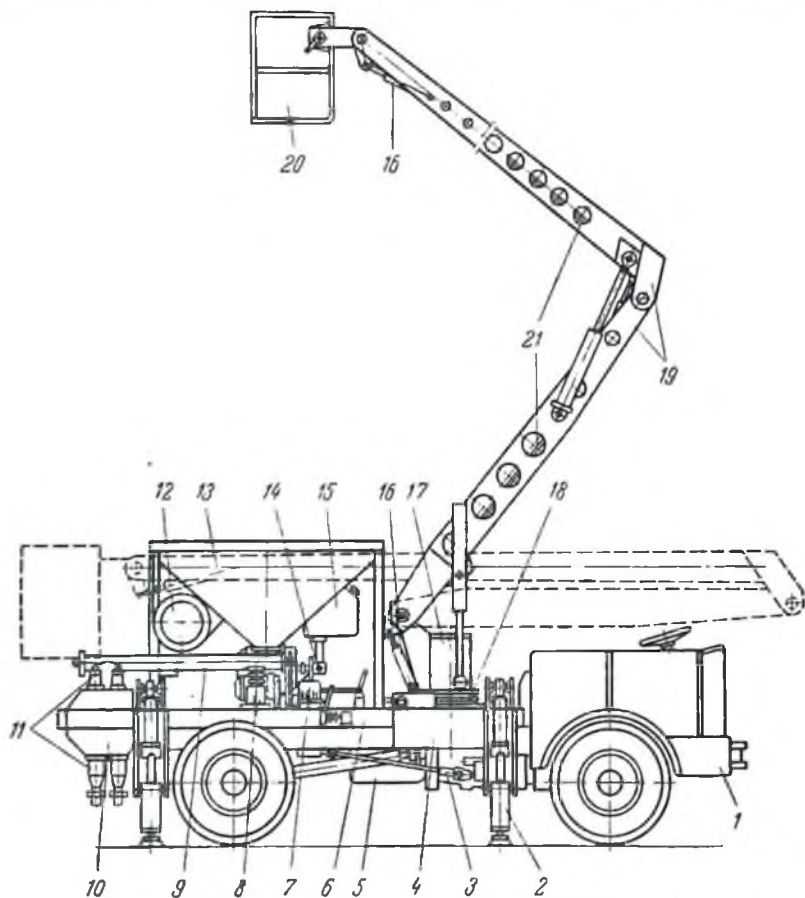


Рис. 53. Общий вид машины ПМЗШ:

1 — базовый автомобиль МАЗ-503; 2 — гидравлическая опора; 3 — механизм отбора мощности; 4 — нейтрализатор выхлопных газов; 5 — технологическая и топливная емкость; 6 — опорная рама; 7 — редуктор привода; 8 — компрессор; 9 — шнек-дозатор; 10 — промежуточная емкость; 11 — порционные зарядчики; 12 — ресивер; 13 — бункер; 14 — маслостанция; 15 — маслобак; 16 — гидроцилиндры; 17 — поворотная колонна; 18 — опорно-поворотная платформа; 19 — подъемный механизм; 20 — кабина оператора; 21 — технологический трубопровод.

заряда, резко повысить производительность труда при заряжании (в 3—6 раз) и значительно улучшить санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих.

Гранулит АС-8 широко внедряется за последние годы на многих горнорудных предприятиях СССР. Для заряжания шпуров и сква-

жин в забоях при большой высоте очистного пространства (6—12 м) может быть успешно использована самоходная машина ПМЗШ для зарядки пгданита или другого гранулированного взрывчатого вещества (рис. 53). Фронт зарядки машины 6—8 м, привод машины дизельный с газоочисткой, средняя производительность машины в смену 1500 кг. Машина ПМЗШ успешно применяется на Джезказганских рудниках. Длина машины 7600 мм, ширина 2500 мм, высота 2850 мм.

Ассортимент ВВ, применяемых в настоящее время, в основном удовлетворяет потребностям горнорудной промышленности. Важнейшей задачей в ближайшие годы является совершенствование новых пластичных ВВ — акваптов, в состав которых входят аммиачная, натриевая и кальциевая селитры, тротил и около 5% воды со специальным загустителем. Аквапты обладают высокой плотностью — до 1,5—1,6 г/см<sup>3</sup>, мало чувствительны к механическим воздействиям, по силе взрыва приближаются к 62%-ному динамиту и могут быть заложены в скважину механическим способом.

При отсутствии пневмозарядчиков заряды ВВ закладывают в скважину в патронах большой длины с использованием составных зарядчиков. Однако такой способ зарядки является трудоемким и малоэффективным.

В последние годы на рудниках Криворожского бассейна начал применяться новый способ короткозамедленного взрывания — с использованием пиротехнических реле. Этот способ был внедрен на рудниках работниками Криворожского горнорудного института акад. АН УССР Г. М. Малаховым, доц. В. Ф. Лавриненко и др. Пиротехнические реле осуществляют интервал замедления взрыва в 10, 20, 35 и 50 мсек. Путем последовательного соединения реле можно создать замедление в 200 мсек, что полностью удовлетворяет требованиям производства. Достоинством взрывания пиротехническими реле является также увеличение продолжительности воздействия взрывных волн различного направления на один и тот же участок рудного массива (лучшее дробление, меньший расход ВВ). Следует учитывать, то что короткозамедленное взрывание обеспечивает лучшую сохранность целков и потолочин вследствие рассредоточения взрыва зарядов. Массовое взрывание больших зарядов ВВ должно производиться с использованием контрольно-измерительной аппаратуры (линейные взрывные мостки, вольтметры и др.) по заранее составленному проекту взрыва и организации взрывных работ с соблюдением соответствующих мер безопасности.

### § 3. Отбойка камерными зарядами

Отбойка руды камерными зарядами до появления производительных буровых станков применялась на многих рудниках при добыче крепких руд. С появлением производительных буровых станков

удельный вес камерных зарядов резко уменьшился. В настоящее время камерные заряды применяют как исключение при отбойке особо крепких руд. Существенными недостатками камерных зарядов являются значительный объем трудоемких работ по проведению минных выработок, невозможность четкой отбойки руды на контакте с вмещающими породами, неравномерность дробления руды, значительное сейсмическое воздействие взрыва на целики и опережающий массив породы. В качестве примера отметим, что при переходе от минной отбойки на отбойку глубокими скважинами на рудниках комбината «Апатит» объем подготовительно-нарезных работ сократился в 1,5 раза, а производительность грохотчика на горизонте грохочения увеличилась с 200 до 350—400 *т/смену*.

Последними техническими достижениями в области минной отбойки являются отказ от проведения минных колодцев (заряды закладываются непосредственно в горизонтальных выработках), отказ от забойки за счет несколько увеличенного расхода ВВ.

Примером использования камерных зарядов является практика отбойки руды на руднике им. Фрунзе (Криворожский бассейн): руда крепостью до 18, толщина отбиваемого слоя 8—10 м, расстояние между зарядами 6—10 м, выход руды с 1 м минной выработки 90—100 *т*, расход ВВ на первичную отбойку 1—1,1 *кг/м*, на вторичное дробление 0,2 *кг/м*.

Камерные заряды в ближайшем будущем будут применяться в основном для вспомогательных целей — взрывания труднодоступных целиков или массивов горных пород.

Кроме перечисленных выше способов отбойки следует иметь в виду возможность применения при соответствующих условиях комбинированного способа — отбойки с использованием взрывчатых веществ в сочетании с последующим самообрушением руды (практика рудников Кривого Рога и др.).

**Проведение массовых взрывов.** Буровзрывные работы при применении скважинных зарядов производятся в соответствии с утвержденным проектом. На основании проекта с учетом возможного отклонения пробуренных скважин составляют диспозицию массового взрыва, утверждаемого главным инженером рудника. Диспозиция массового взрыва состоит из трех основных разделов.

Первый раздел включает инженерно-технические вопросы и необходимые расчеты.

Второй раздел включает организационные мероприятия по подготовке и проведению взрыва с утверждением ответственных лиц за отдельные виды работ и за проведение всего взрыва.

Третий раздел содержит меры безопасности при зарядании и взрывании зарядов, а также после производства взрыва.

В первом разделе диспозиции устанавливают число взрываемых скважин, длину каждой скважины заряда и забойки, вес заряда

в скважине (для каждого взрываемого слоя). Количество ВВ в скважине определяется расчетом, рассчитывают электровзрывную сеть с обеспечением потребной силы тока. При коммутации электровзрывной сети в каждую глубокую скважину по всей длине заряда вводят по две нитки детонирующего шнура. Концы детонирующего шнура, выходящего из глубоких скважин, в каждой буровой камере вводят в боевой узел. Боевые узлы включают в электровзрывную сеть и последовательно взрывают с помощью электродетонаторов замедленного действия с соблюдением очередности взрыва. В заряд боевого узла помещают 2—3 электродетонатора, которые взрывают с минной станции, расположенной на поверхности (рис. 54).

При зарядании, взрывании и после взрывания строго соблюдают установленные правила безопасности: 1) на период зарядания глубоких скважин запрещается производить взрывные работы в шахте в радиусе 100 м; 2) за 1 ч до взрыва все люди выводятся из шахты; 3) на поверхности на время взрыва выставляют охрану (вдоль зоны обрушения); 4) электродетонаторы в боевые узлы вводят по распоряжению начальника взрыва только после полного обесточивания шахты и вывода людей на поверхность; 5) распоряжение о включении рубильника дает начальник взрыва только после получения письменного уведомления от начальников участков о выводе всех людей из шахты; 6) возобновление работ в шахте разрешается начальником шахты после получения положительных результатов анализа воздуха, проветривания и обследования состояния основных выработок.

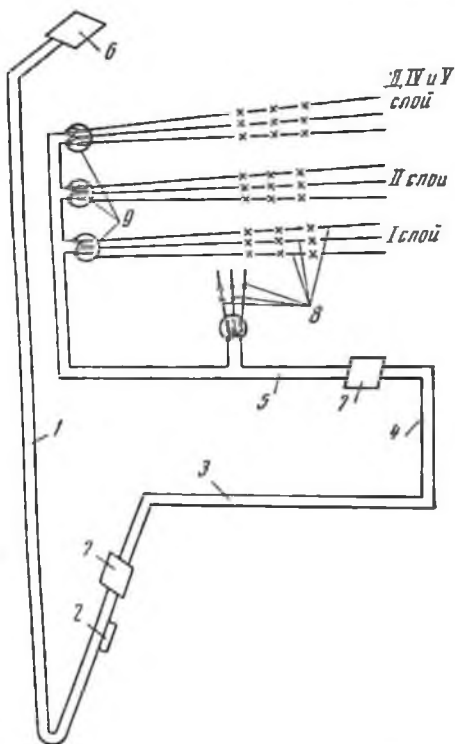


Рис. 54. Схема коммутации электровзрывной сети:

1 — ствол шахты; 2 — подземная электростанция; 3 — основной откаточный штрек; 4 — головной восстающий; 5 — штрек горизонта 74 м; 6 — минная станция; 7 — стесовой рубильник; 8 — скважины; 9 — боевые узлы



## § 4. Вторичное дробление и схемы выпуска руды

Размер кондиционного куска руды чаще принимают не более 300—400 мм, а при разработке жильных месторождений не более 200—250 мм. При разработке мощных месторождений при применении

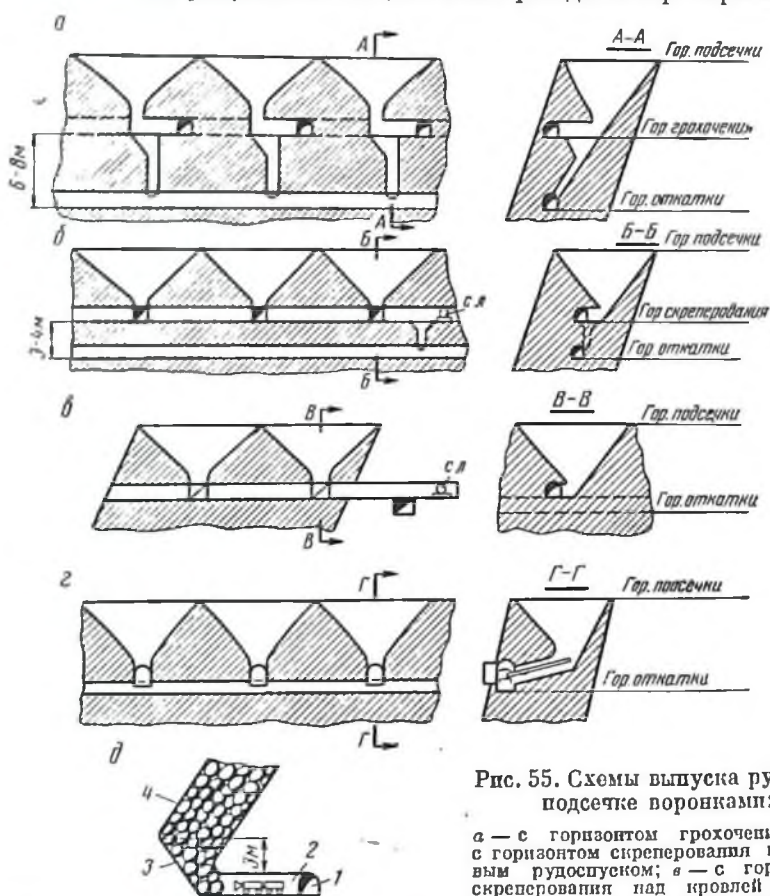


Рис. 55. Схемы выпуска руды при подсечке воронкам:

а — с горизонтом грохочения; б — с горизонтом скреперования в блоком рудоспуском; в — с горизонтом скреперования над кровлей штрека; г — вибровыпуск руды на откаточный горизонт; д — выпуск руды на почву откаточной выработки; 1 — откаточный штрек; 2 — орт-засад (проходится через 6 м); 3 — короткий рудоспуск; 4 — отбитая руда; Г — грохот; СЛ — скреперная лебедка

большегрузных вагонеток, люков большого размера и использовании подземных дробилок размер кондиционного куска руды увеличивают до 600—800 мм. Отбитую в очистных забоях руду перепускают на различные горизонты: грохочения, скреперования, конвейерный горизонт или непосредственно на откаточный горизонт (рис. 55).

Крупные куски руды при выходе негабарита до 10—20% и более дробят на специальных грохотах, изготовляемых из рельсов, металлических балок больших номеров или железных труб, армпрованных деревянным сердечником; последние оказались более прочными по сравнению с рельсами и металлическими балками. Руду на грохоте дробят в основном с помощью ВВ, в этом случае требуется предварительное разбуравливание крупных кусков перфораторами. Для дробления руды часто применяют накладные заряды, в этих случаях расход ВВ на дробление больше, но не требуется бурения шпуров. Дробленую руду в кусках размером до 300—400 мм выпускают на откаточный горизонт в вагонетки и направляют далее к стволу шахты. При небольшом объеме работ по вторичному дроблению камеры дробления устраивают непосредственно над откаточной выработкой, при значительном объеме работ — на специальном горизонте грохочения, расположенном на 4—8 м выше откаточного.

Горизонт грохочения соединяется с откаточным горизонтом короткими рудоспусками. При конструировании горизонта грохочения следует принимать площадь одной выпускной воронки не более 70—80 м<sup>2</sup>.

При работе в камерах грохочения рабочий не должен находиться у выпускного отверстия. В случае зависания руды в выпускном отверстии крупные куски разрушают, для этого заряд ВВ подводят к месту зависания на длинном шесте; при взрывании заряда рабочих удаляют из камеры грохочения.

За последнее время в связи с наличием в шахтах водяных магистралей для мокрого бурения шпуров вода давлением 2—3 ат успешно используется для ликвидации зависания руды в рудоспусках.

Производительность труда рабочего на горизонте грохочения за смену колеблется в пределах 100—150 т, достигая в отдельных случаях 350—500 т (комбинат «Апатит»). Расход ВВ на вторичное дробление 0,05—0,1 кг/т, в отдельных случаях 0,5—0,6 кг/т (железные рудники Горной Шорцы) в зависимости от условий, главным из которых являются крепость руды, качество отбойки и размер кондиционного куска. Высокий расход ВВ на вторичное дробление на железных рудниках Горной Шорцы объясняется высокой крепостью руды ( $f$  до 16), минимальной отбойкой и кондиционным размером куска, равным 300 мм. Камера грохочения и устройство грохота показаны на рис. 56 и 57.

Камеры грохочения (дробления) располагают чаще в шахматном порядке на расстоянии 8—10 м. Обычные размеры камер: ширина 2,5—3,5 м, высота 3—2,5 м, длина 3—5 м. Грохот состоит из нескольких рельсов 1, расположенных вверх пятой и скрепленных между собой болтами 2 и трубками 3. Основанием грохота служат металлические балки 4. Грохоту придается уклон 1:15—1:20. Грохот располагают с таким расчетом, чтобы руда при развале

под углом естественного откоса занимала не более  $2/3$  площади грохота.

При устройстве горизонта скреперования частичное дробление производят на решетке (грохоте) блокового рудоспуска, а при переходе на выпуск крупных кусков руды до 600—800 мм вторичное

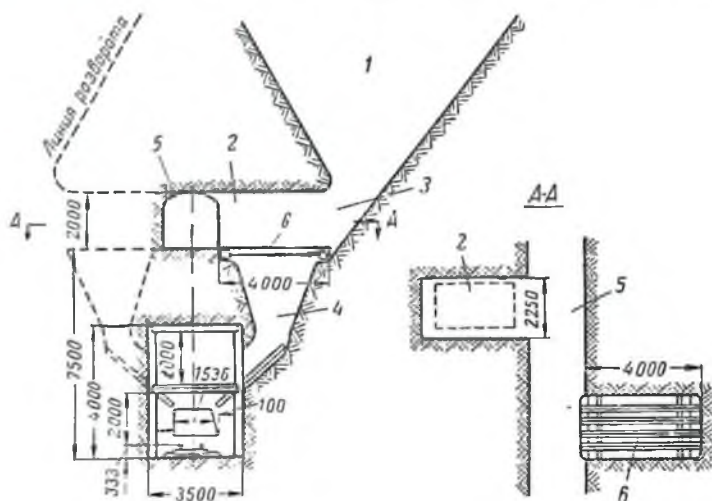


Рис. 56. Выработки горизонта вторичного дробления:

1 — воронка; 2 — камера дробления; 3 — горловина; 4 — рудоспуск;  
5 — штрек горизонта дробления; 6 — грохот

дробление производят в дробилках, устанавливаемых в подземных камерах у ствола шахты или устья штольни. В этом случае применяются скреперы большой емкости, люки большого размера и большегрузные вагонетки прочных конструкций.

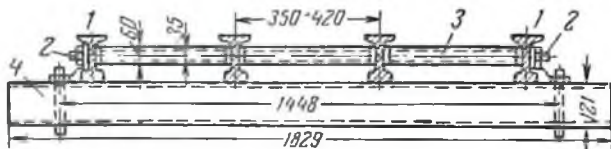


Рис. 57. Устройство грохота из рельсов

При выпуске крупной руды обычные люки с секторными затворами заменяют люками с пальцевыми или цепными затворами. Для подземного дробления чаще используют щековые дробилки с загрузочным отверстием от  $600 \times 900$  до  $1500 \times 2000$  мм. Производительность мощных дробилок достигает  $3500$  т/ч. Стоимость дробления  $0,1-0,3$  руб/т. Экономическая эффективность применения подаваемых дробилок при выпуске крепкой руды кусками до 600—800 мм и обслуживания дробилкой нескольких горизонтов дока-

зана соответствующими расчетами. Подземные дробилки применяют на шахтах Криворожского бассейна, на Урале и в других районах.

Увеличение размера куска при устройстве горизонта скреперования и применение подземных дробилок для вторичного дробления крепких руд (отказ от устройства специального горизонта дробления) является одним из направлений в совершенствовании технологии вторичного дробления. Целесообразность применения горизонта грохочения или скреперования может быть определена в каждом отдельном случае с учетом стоимости буровзрывных работ, выпуска и доставки руды франко-люк, франко-вагонетка и франко-бункер подземной дробилки.

При выборе горизонта грохочения или скреперования следует учитывать то, что при выпуске руды через горизонт скреперования значительно сокращаются запасы руды в днище блока и уменьшается объем подготовительно-нарезных работ на 15—20%. Наиболее выгодно расположение скреперной выработки в кровле откаточной выработки с безлюковой погрузкой руды скреперной лебедкой непосредственно в вагонетки. При таком способе выпуска еще более сокращается объем подготовительно-нарезных выработок и увеличивается производительность скреперования.

Примером такого выпуска является рудник комбината «Апатит», где применяются мощные скреперные лебедки «Калтий» мощностью 75 *квт* и 100лс-2 мощностью 100 *квт*. При скреперовании в вагонетки длина выработок на 1000 м<sup>2</sup> площади блока на руднике «Апатит» сократилась с 350 до 316 м (по сравнению с люковой погрузкой), а производительность скреперной лебедки увеличилась до 300 *т/смену* (при погрузке в большегрузные вагонетки типа ВРГ-4). Недостатками скреперования являются невозможность учета качества руды, выпускаемой из отдельных выпускных отверстий блока (камеры), и ограниченные возможности дробления перед спуском руды в короткий рудоспуск или вагонетки.

Конвейерный горизонт выпуска применяют сравнительно редко в связи с тяжелыми условиями загрузки и работы конвейера при крепкой кусковой руде. Выпуск руды через горизонт, совмещенный с горизонтом откатки, за последнее время находит частое применение при разработке месторождений ограниченной мощности системами с магазинированием руды. В этом случае для погрузки руды используют погрузочные машины, заезжающие в орты. Орты проводят из штрека через 5—6 м. Преимуществами рассматриваемого способа выпуска руды на откаточный горизонт являются упрощение конструкции днища, уменьшение объема нарезных работ и отсутствие люковых устройств. Вибровыпуск с использованием производительного конвейера, подающего руду из выпускного отверстия воронки или трапезы непосредственно в вагонетки, успешно вводится в последние годы при разработке мощных месторождений со скважинной отбойкой руды.

Возможности вторичного дробления руды при двух последних способах выпуска ограничены. Как видно из вышесказанного, буровзрывные работы (отбойка), выпуск, вторичное дробление, доставка и транспортирование руды до ствола шахты взаимно связаны. Основным техническим направлением в перспективе следует считать выдачу руды из очистных забоев (блоков) определенной кондиции по крупности со значительным уменьшением или полным отказом от работ по вторичному дроблению. Это может быть осуществлено при переходе на меньший диаметр и густую сетку скважин с применением мощных взрывчатых веществ.

Выдача руды в кусках малого размера позволит существенно упростить технологию выпуска и широко внедрить конвейерный (поточный) транспорт со всеми его преимуществами.

Мероприятия по усовершенствованию вторичного дробления. К числу мероприятий по усовершенствованию вторичного дробления относят применение новых невзрывных способов вторичного дробления: термитом, механическими способами (бутобоями) и электрофизическими способами (токами высокой частоты и др.). Разрушение крупных кусков термитом (смесь алюминия и окиси железа) происходит за счет выделяемого им при горении тепла и протекает без разлета мелких кусков и образования вредных газов и пыли. Термит засыпают в шуры и поджигают. Негабарит разрушается на несколько частей в результате действия температурных напряжений. Недостатками этого способа дробления являются необходимость бурения шурупов и нецелесообразность применения его в породах ниже средней крепости.

Дробление пневматическими легкими и тяжелыми buttoбоями БП-2 (конструкции Гипрорудмаша) находит практическое применение на шахтах Криворожского бассейна. Исследования, проведенные канд. техн. наук С. А. Делициным, показали целесообразность их применения при ограниченном выходе негабаритных кусков (до 20%) и ограниченной крепости руды.

Перспективным способом вторичного дробления руды является дробление негабаритов токами высокой и промышленной частоты (при благоприятных теплофизических свойствах руды) и дробление гидравлическими прессами при крепких и весьма крепких рудах. Как показывают последние исследования, целесообразно комбинировать механические и электрофизические способы вторичного дробления пород.

Применение новых способов дробления имеет большое практическое значение и позволит значительно улучшить условия и повысить безопасность труда горнорабочих.

**Санитарно-гигиенические требования к буровзрывным работам.** На всех действующих и строящихся шахтах осуществляются мероприятия по снижению запыленности воздуха до санитарных норм. При ведении взрывных работ для подавления пыли и газов приме-

вляют специальные средства (туманообразующие, водяные завесы и др.). Запрещается производство ударно-поворотного, ударно-вращательного, пневматического и вращательного (шарошечного) бурения без промывки шпуров и скважин или применения надежных средств для улавливания пыли, обеспечивающих снижение запыленности воздуха до санитарных норм.

Для борьбы с шумом при перфораторном бурении применяют встроенные и выносные глушители шума, мал шумные буровые штанги и звукоизоляция корпуса перфоратора. Дополнительно в качестве индивидуальных средств защиты применяют шумозащитные наушники, а также заглушки, вставляемые в слуховой канал (шумопоглощающие фильтры). Антифоны снижают вредные шумы в 5—10 раз. При работе высокочастотных перфораторов применяют виброгасящие каретки. Однако основным направлением в области борьбы с виброболезнью буровых является переход на колонковое бурение.

### Глава III

#### ДОСТАВКА И ПОГРУЗКА РУДЫ

Доставкой называется перемещение отбитого полезного ископаемого или породы от места отбойки до места погрузки в транспортные средства основного горизонта. При разработке рудных месторождений применяют различные виды доставки: под действием собственного веса; механизированная доставка — скреперами, погрузочно-доставочными машинами, самоходными вагонетками и конвейерная; доставка силой взрыва.

Наиболее часто применяют скреперную доставку. Доставку под действием собственного веса применяют во всех случаях, когда это возможно. Перспективными способами доставки являются доставка самоходными вагонетками и конвейерная.

#### § 1. Доставка под действием собственного веса

Минимальный угол наклона для перемещения руды находится в широком диапазоне и зависит от размера кусков и влажности руды, наличия в руде липких частиц, характера поверхности, по которой происходит перемещение. Так, при гладкой поверхности сухая кусковатая руда перемещается при угле  $35-40^\circ$ , по стальным листам сухая кусковая руда перемещается при угле падения  $30^\circ$ . Влажная руда при неровной поверхности перемещается при угле падения не менее  $50-60^\circ$ , в частности, такой угол следует принимать при системах с магазинированием руды и системах с открытым очистным пространством. Минимальный угол падения  $30-40^\circ$  принимают при спуске кусковой руды по желобам и трубам.

#### § 2. Скреперная доставка

Скреперная доставка является одним из наиболее распространенных видов механизированной доставки, что объясняется рядом существенных достоинств ее: простое оборудование, совмещение погрузки и доставки, возможности использования дистанционного

и автоматического управления, возможности перемещения руды в различных направлениях.

Скреперная установка состоит из лебедки, скрепера, канатов и направляющего блока. Скреперы применяют литой конструкции из марганцовистой стали. Емкость скреперов от 0,25 до 1,2—1,5 м<sup>3</sup> в зависимости от заданной производительности; чаще применяют скреперы емкостью 0,2—0,6 м<sup>3</sup>. Соответственно мощности скреперных лебедок (в основном электрических) колеблются в пределах от 10 до 100 квт, чаще применяют лебедки мощностью до 50 квт. Канаты используют стальные диаметром от 10—12 до 20—25 мм.

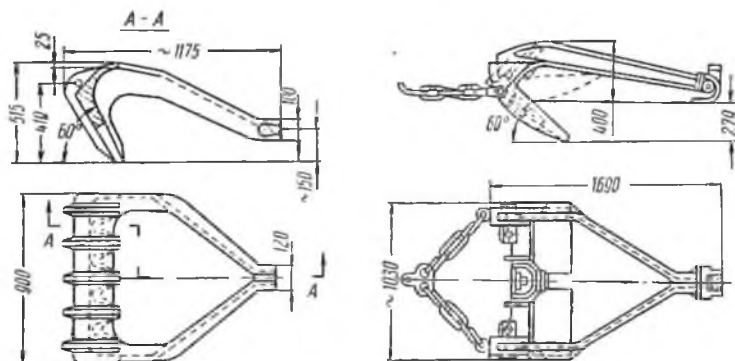


Рис. 58. Литые скреперы из марганцовистой стали с различными размерами

с канатоемкостью барабана от 60 до 150 м, направляющие блоки диаметром 200—250—300 мм. Ширина скрепера должна быть не более 0,75 ширины выработки.

В зависимости от физических свойств руды применяют ящичные скреперы для мелкой руды, скребковые для крупнокусковой и тяжелой руды и комбинированные скребково-ящичные для руды средней крупности. На практике чаще применяют скребковые литые скреперы (рис. 58).

Для увеличения производительности скреперной доставки при малой ширине выработки применяют сдвоенные и строенные скреперы. Для уменьшения сопротивления при движении холостого скрепера применяют шарнирно складывающиеся скреперы (практика рудников Алтая).

Расстояние доставки колеблется в пределах от 10—15 до 70—80 м, среднее расстояние доставки 25—30 м (при увеличении расстояния доставки производительность скреперной доставки резко падает, этим объясняется ограниченные расстояния, принимаемые при скреперной доставке).



Скрепер разгружают в рудоспуск или непосредственно в вагонетки, перемещаемые по откаточным выработкам, с предварительным устройством специальных разгрузочных полков.

Скреперную погрузку непосредственно в вагонетки откаточного участка за последние годы применяют на руднике им. Губкина (КМА), Тырнаузском, им. Кирова (комбинат «Апатит») и других. На руднике «Клаймакс» этот вид скреперной доставки применяется в течение нескольких десятков лет с высокими показателями. Производительность скреперной доставки колеблется в широких пределах в зависимости от расстояния доставки, крупности кусков руды и емкости скрепера, что показано на рис. 59.

Производительность скреперной установки определяют по формуле

$$A_q = \frac{3600VCC_1}{\frac{L}{v_p} + \frac{L}{v_x} + t_1 + t_2}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где  $V$  — емкость скрепера,  $\text{м}^3$ ;

$C$  — коэффициент, учитывающий наполнение скрепера (обычно  $(0,5-1,0)$ );

$C_1$  — коэффициент, учитывающий использование скреперной установки во времени  $(0,45-0,7)$ ;

$L$  — длина доставки,  $\text{м}$ ;

$v_p$  — скорость движения груженого скрепера (примерно  $1 \text{ м/сек}$ );

$v_x$  — скорость движения порожнего скрепера  $(1,6-1,7 \text{ м/сек})$ ;

$t_1$  и  $t_2$  — время, затрачиваемое на переключение хода скрепера (обычно  $1-2 \text{ сек}$ , чем можно пренебречь).

При работе с углом наклона пути скреперования должны быть введены поправочные коэффициенты на производительность: при  $+20^\circ$  — коэффициент  $0,75$  при  $-25^\circ$  — коэффициент  $1,15$ .

Мощность двигателя скреперной установки определяют по формуле

$$N = \frac{F_p v_p}{102\eta},$$

где  $F_p$  — сила тяги рабочего хода скрепера,  $\text{кГ}$ ;

$v_p$  — скорость движения груженого скрепера,  $\text{м/сек}$ ;

$\eta$  — механический к. п. д. скреперной лебедки  $(0,8-0,85)$ .

Потребная сила тяги определяется с учетом всех сопротивлений при ходе скрепера.

Примеры наиболее высокой производительности скреперных установок приведены в табл. 12.

Скреперная доставка может производиться как по прямому направлению, так и под углом; в последнем случае — при приме-

нении двух лебедок, доставляющих руду в разных направлениях, или с помощью одной лебедки со специальным приспособлением для поворота скрепера (чаще применяются две лебедки).

Для перемещения руды в широких выработках или камерах с помощью одной скреперной установки применяют трехбарабанные скреперные лебедки с одним хвостовым и двумя головными канатами или с одним головным и двумя хвостовыми канатами. Такие лебедки применяют при камерных системах разработки (рис. 60). При рационализации скреперной доставки применяют дистанционное кнопочное управление (машинист находится в пункте погрузки) и

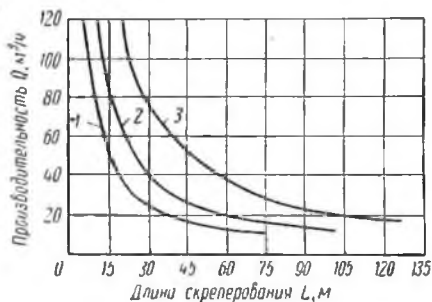


Рис. 59. График влияния длины скреперования  $L$  на производительность скреперной лебедки  $Q$ :

1, 2, 3 — скреперы мощностью 0,4; 0,6; 1 м³ п соответственно мощность лебедок 17, 30 и 55 квт

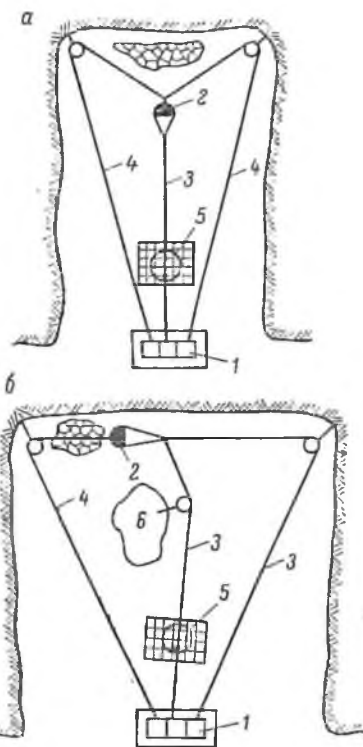


Рис. 60. Схема скреперования трехбарабанными лебедками (в плане):

а — трехбарабанная лебедка с одним головным и двумя хвостовыми канатами; б — трехбарабанная лебедка с одним хвостовым и двумя головными канатами; 1 — скреперная лебедка; 2 — скрепер; 3 — головной канат; 4 — хвостовой канат; 5 — рудоспуск с решеткой; 6 — столб пустой породы

автоматическое управление лебедкой на горизонте скреперования при перемещении мелкокускового материала, постоянном пути перемещения и систематической равномерной подаче материала для скреперования. При дистанционном управлении обслуживающий персонал сокращается до одного человека, при автоматическом — необходим только периодический контроль за работой лебедки, который производится электрослесарем.

Таблица 12

Рудник	Мощность скреперной установки, кат	Емкость скрепера, м <sup>3</sup>	Производительность, т/смену	Размер куска, мм	Размеры выработки скреперования, м		Длина скреперования, м
					ширина	высота	
Им. Кiproва . . . . .	75	1,0	250—300	600	2,2	2,7	26—30
Им. Губкина * . . . . .	55	0,5	320—600	800	2,7	2,5	21
«Заполярный» . . . . .	45	0,3	90—110	400	2,0	2,0	40
Тыриггаузский * . . . . .	55—75	0,55—0,9	230—500	600	2,7	2,4	25
«Клаймакс» . . . . .	112	1,7	350—700	1100	2,1	2,9	50—60
«Крейтон» . . . . .	93	1,7	300	1200	—	—	—
«Элен» * . . . . .	93	1,7	300	700	2,1	2,8	30—40
«Керр-Эддисон» . . . . .	45	1,3	250	750	1,9	2,7	50

\* Применяется непосредственно для погрузки руды скрепером в вагонетки.

### § 3. Доставка самоходными машинами

Применение самоходного оборудования (бурового, погрузочного и транспортного) является важнейшим техническим направлением в работе горнорудных предприятий. Применение его позволяет увеличить производительность труда в 2—2,5 раза (практика шахты № 55 Джекказганского комбината), увеличить интенсивность разработки и соответственно снизить себестоимость очистной выемки руды.

Применение высокопроизводительного самоходного оборудования на подземных рудниках цветной металлургии должно быть увеличено к концу пятилетки в 5 раз. Основные сведения о работе самоходных машин для доставки и погрузки руды взяты из практики работы Джекказганского медного комбината, работники которого в содружестве с учеными ИГД Каз.ССР добились больших успехов в конструировании, изготовлении и освоении самоходного оборудования.

Самоходные машины для доставки руды работают обычно в сочетании с погрузочными машинами. В последние годы внедряют комбинированные машины, предназначенные для погрузки и доставки руды.

Самоходные вагоны. Самоходный вагон обычно монтируют на колесном ходу с пневматическими шинами (рис. 61). Для погрузки и разгрузки руды в днище кузова смонтирован короткий скребковый конвейер. Самоходные вагоны чаще имеют электрический привод и получают ток непосредственно от троллея, через кабель или от аккумуляторной батареи. Применяют также дизельные вагоны.

Грузоподъемность самоходных машин 10—20 т. Расстояние доставки при самоходных вагонах колеблется в широких пределах и увязывается с конструктивным оформлением применяемой системы разработки и размерами блоков; практически оно обычно не превышает 400 м. Средняя производительность самоходного вагона 400—500 т/смену.

Самоходные вагоны типа ВС-10 отечественного производства изготавливаются Воронежским машиностроительным заводом и успешно применяются на Дзержинском медном, Миргалмсайском

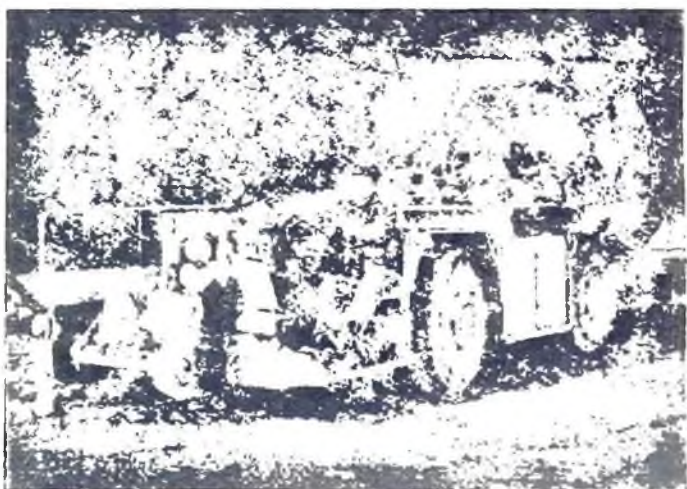


Рис. 61. Общий вид самоходного троллейно-кабельного вагона ВС-10

свинцово-цинковом и других рудниках СССР. Вагоны ВС-10 имеют скорость перемещения на горизонтальном пути в грузовом направлении до 7,5 км/ч и порожняковом направлении до 10,5 км/ч. Максимально допустимый подъем пути 10—12°. Тип привода электрический. Размеры этих вагонов: длина 7750 мм, ширина 2452 мм, высота 1470 мм, они могут применяться при ограниченной высоте очистного пространства и предназначены для доставки на расстояние до 400 м при работе на кабеле и на любое расстояние при питании от троллейных проводов.

Самосвалы. При значительной высоте очистного пространства применяют дизельные автосамосвалы, тягачи с прицепами и электросамосвалы. При работе дизельных автосамосвалов предъявляются повышенные требования к вентиляции и самосвалы оборудуются специальными устройствами — скрубберами для улавливания

вредных газов. На рудниках США и Канады подается воздуха сверх обычной нормы 2—2,1 м<sup>3</sup>/мин на каждую лошадиную силу работающего под землей дизельного двигателя. При оборудовании автосамосвалов скрубберами выхлопные газы для очистки направляют в бак с раствором химикатов (сульфата натрия, гидрохинона и др.), после чего они проходят через водоотделитель.

Дизельные автосамосвалы грузоподъемностью 10—20 т успешно работают на рудниках СССР и зарубежных стран в камерах

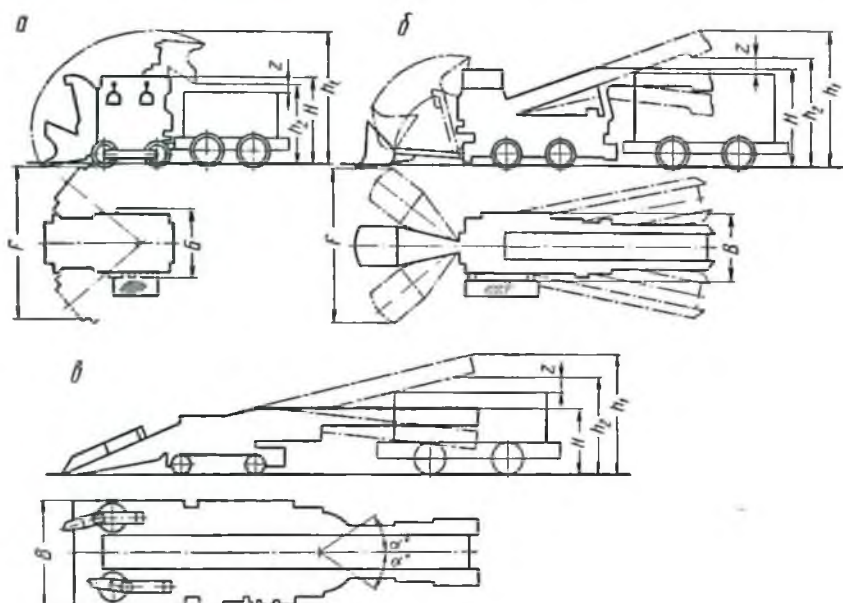


Рис. 62. Типы погрузочных машин:

а — ковшовая с прямой погрузкой; б — ковшовая со ступенчатой погрузкой; в — непрерывного действия

высотой более 4 м. Например, на Джекказганском руднике применяют автосамосвал КРАЗ-256 грузоподъемностью 12 т.

**Погрузочные машины и экскаваторы.** В мировой горнорудной практике применяют погрузочные машины периодического и непрерывного действия с прямой или ступенчатой погрузкой (рис. 62). Наибольшее распространение получили машины периодического действия с ковшовым рабочим органом. Ковшовые машины ступенчатой загрузки оборудуют передаточным конвейером. В последнее время стали широко применять машины непрерывного действия с нагребными рычагами, все эти машины со ступенчатой погрузкой.

В ГОСТе и типаже погрузочных машин, изготавливаемых в СССР, предусмотрена определенная индексация машин — погрузочные ковшо-

вые машины обозначены шифром ППН (погрузочная, периодического действия, с нижним захватом), машины с нагребными рычагами — ПНБ (погрузочная, непрерывного действия, с боковым захватом). Типоразмер машины обозначается цифрой, стоящей справа от шифра, номер модели обозначается цифрой слева от шифра. По большинству технических показателей отечественные машины всех типов стоят на уровне лучших зарубежных моделей, изготавливаемых фирмами США, ФРГ, Швеции, Англии, Франции («Эймко», «Атлас-Копко», «Джой», «Зальцгиттер», «Ковней» и др.). Машины, изготавливаемые в СССР, несколько отличаются фронтом погрузки и транспортной высотой. В СССР пока не изготавливают машин с боковым опрокидыванием кузова. Из погрузочных машин в горнорудной промышленности СССР более часто применяют машины ППН-1 (проект нового ГОСТа 1ППН-1), ПМЛ-5МО (проект нового ГОСТа ППН-1), ППН-2, ППН-3 и машины ПНБ-1, ПНБ-2, ПНБ-3, ПНБ-4. Краткая характеристика погрузочных машин, применяемых в СССР, приведена в табл. 13.

Таблица 13

Машина	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Емкость ковша, м <sup>3</sup>	Фронт погрузки, м	Габариты, мм			Установленная мощность, л. с.	Вес, т
				ширина	Высота			
					максимальная	транспортная		
ППН-1	0,5—1,0	0,125	1,9	850	1900	1350	16	1,9
ПМЛ-5 МО	0,8—1,6	0,2	2,1	1050	2200	1500	24	3,0
ППН-2	1,0—2,0	0,32	2,5	1320	2350	1600	36	4,7
ППН-3	1,25—2,5	0,5	3,2	1400	2850	1800	52	6,5
ПНБ-1	1,25—2,5	—	—	1150	—	1100	24,5	4,7
1ПНБ-2	1,6—3,2	—	—	1600	—	1200	40,8	6,8
ПНБ-3	4—8,0	—	—	2000	—	1900	118	25,0
ПНБ-4	5—10,0	—	—	2500	—	2000	185	30,0

Из машин типа ПНБ на рудниках СССР часто применяют машину ПНБ-3 в сочетании с работой самоходных вагонов ВС-10 (Джезказганский, Миргалмсайский и другие рудники).

**Экскаваторы.** При значительной высоте очистного пространства применяют малогабаритные однокоровные экскаваторы, приспособленные для подземных работ. В СССР применяют электрический экскаватор ЭПГ-1 с ковшом емкостью 1 м<sup>3</sup>, максимальной высотой в рабочем состоянии 4,5 м (при рычажно-телескопическом оборудовании). Из зарубежных можно отметить шведский экскаватор фирмы «Лансверк»-67 с дизельным или электрическим приводом с ковшом

емкостью 0,65 для крепких и 0,9 м<sup>3</sup> для мягких и средней крепости пород, с максимальной высотой подъема 5,5 м.

Сменная производительность экскаватора в подземных условиях колеблется в значительных пределах в зависимости от условий работ (от 300 до 800 т).

Бульдозеры широко используются в практике работы горнорудных предприятий для доставки руды из очистных камер, очистки забоев, подгребки и окучивания руды после взрыва перед погрузкой ее погрузочными машинами, а также для различных вспомогательных работ. В практике Дзержинского рудника широко применяются электрические бульдозеры БПД-1, БПД-2 и дизельный

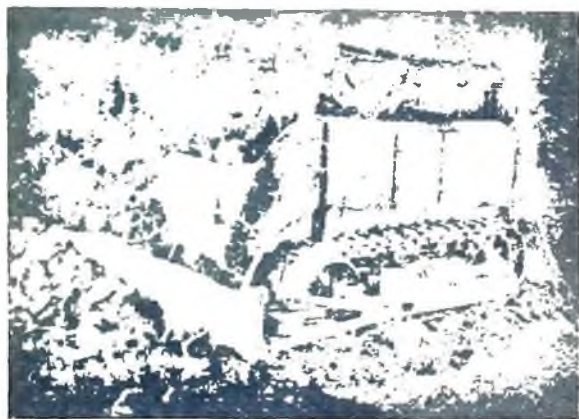


Рис. 63. Общий вид электрического подземного бульдозера БПД-2 (напряжение 500 в)

БПД-2Д мощностью 120—140 квт, 120 л. с. (рис. 63). Скорость передвижения 4—5,6 км/ч, толкающее усилие 10—12 тыс. кг, размеры: ширина 3500 мм, длина 5480 мм, высота 2750—2850 мм, вес 12—12,5 т, производительность от 60—70 т при расстоянии доставки 50 м до 250—300 т при расстоянии доставки 10 м.

Технические возможности самоходного оборудования далеко не используются, так как отсутствуют соответствующие условия для их работы. Самоходные погрузочные машины с нагребными рычагами производительно работают при размере кусков, не превышающем 400 мм, при выходе негабарита не более 7—8% и высоте развала до 2 м. При работе экскаватора ЭП-1 максимальный размер куска должен быть менее 500 мм при выходе негабарита до 8—10% и высоте развала руды не более 5—6 м.

С применением буровых кареток целесообразно уменьшить диаметр шпуров с 60 до 42 мм при оптимальной сетке шпуров 1,0 × 1,3 м. Важное значение имеет также организация использования самоходного оборудования. При работе в 4 смены целесообразно две смены выделять для подсобных работ и две смены для работы

основного оборудования (после подготовки к работе). Использование самоходного оборудования при такой организации значительно улучшилось (коэффициент использования буровых кареток СБУ-2 увеличился в 1,7 раза, а погрузочных машин и экскаваторов в 2,5 раза).

Погрузочно-доставочные машины являются комбинированными машинами, они выполняют функции погрузки и доставки руды на короткие расстояния, обычно до 50 м, их используют и для перемещения складочного материала от пунктов погрузки (у восстающего) до места размещения.



Рис. 64. Общий вид погрузочно-доставочной машины ПДВ-2

В СССР в настоящее время изготавливают машины ПДН-2 и ПДВ-2 (рис. 64).

Техническая характеристика машины ПДВ-2

Производительность, м <sup>3</sup> /ч:	
погрузки	30
погрузки и доставки на 25 м	11
то же, на 50 м	9
Емкость бункера, м <sup>3</sup>	1
Рабочее давление сжатого воздуха, кг/см <sup>2</sup>	5
Скорость передвижения, км/ч	5
Максимальный угол подъема грузепоп машины, град	10
Минимальный радиус поворота, м	2
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	12
Основные размеры, мм:	
длина	3106
ширина	1350
высота в рабочем положении	1850
Вес, кг	4200

В практике зарубежных стран (Канады, США, Швеции и др.) применяются погрузочно-доставочные машины различных конструкций и мощностей. Все погрузочно-доставочные машины на колесном



ходу на пневмошинах с приводом от пневматических или дизельных двигателей. Большое количество машин изготовляется фирмами «Атлас-Копко» (Швеция), «Джой» и «Эйкко» (США) и др. Фирма «Атлас-Копко» изготовляет легкие пневматические машины Т-2С и Т-4С с ковшем емкостью 0,12 и 0,3 м<sup>3</sup> и емкостью кузова 0,7 и 1,65 м<sup>3</sup>. Из машин, изготавливаемых фирмой «Джой», известны машины типа Transloader модель TL-60 на пневмоходу, с дизельным двигателем, гидравлическим управлением и разгрузкой через люк. Мощность двигателя 107 квт. Размеры машины: длина 8,53 м, ширина 2,9 м, высота 2,19 м, емкость ковша 4,6 м<sup>3</sup>, полезная грузоподъемность 7 т, максимальная скорость 24 км/ч. Машины типа Transloader работают при дальности доставки в среднем 120—150 м, хотя экономически они могут работать при расстоянии до 300 м. Применение таких машин позволило достигнуть производительности машины до 500 т/смену, увеличить производительность труда в 5 раз и снизить себестоимость доставки в 2 раза (по сравнению со скреперной доставкой). В Канаде погрузочно-доставочные машины применяются на многих рудниках, в том числе на известных никелевых рудниках компаний «ИНКО».

#### § 4. Конвейерная доставка

Конвейерная доставка относится к непрерывному виду транспорта. Существенным достоинством ее является высокая производительность и возможность организации непрерывного транспорта от забоя до ствола шахты с ликвидацией откатки по штрекам и квершлагам. При наличии наклонных стволов с помощью конвейерного транспорта руду подают из забоя непосредственно в шахтные бункера на поверхности.

При конвейерном транспорте предъявляют повышенные требования к кусковатости и весу перемещаемого материала. Конвейерный транспорт успешно применяют для перемещения легких мелкокусковых руд и складочных материалов. В случае перемещения тяжелых крупнокусковых руд ее предварительно дробят в участковых дробилках. При разработке рудных месторождений применяют ленточные конвейеры с высокопрочными лентами из синтетических материалов или резиновые ленты со стальными капатками, воспринимающими тяговое усилие.

Скребокковые конвейеры вследствие сильного изнашивания их абразивной рудой в горнорудной промышленности применяют редко, чаще применяют пластинчатые изгибающиеся конвейеры, перемещаемые на колесах по специальным направляющим. Пластинчатые изгибающиеся конвейеры особенно пригодны при выемке рудного пласта заходками, когда требуется частое перемещение конвейера по мере выемки отдельных заходов (рудники треста Никополь-Марганец).

### § 5. Погрузочные люки и вибровыпуск

При многих системах разработки руды на откаточный горизонт выпускают через люки различных конструкций. Чаще применяют следующие конструкции люков: с секторными затворами (1 или 2 сектора); с пальцевыми затворами; с цепными затворами.

Секторные затворы наиболее распространены в рудной практике, их применяют для выпуска руды различной крупности — от мелкой до 400—500 мм (рис. 65). Секторные затворы имеют ручное или пневматическое управление. Сектор и боковые части люка изготовляют из стали толщиной 5—8 мм; секторные затворы чаще

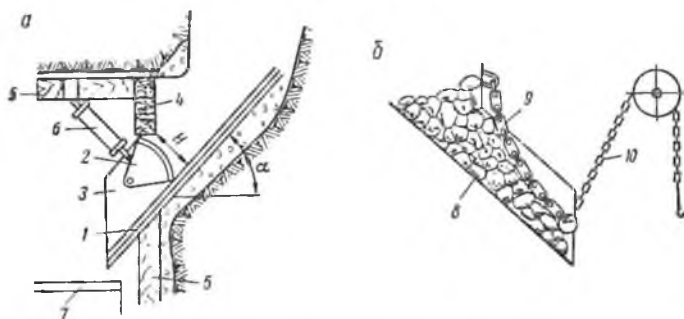


Рис. 65. Элементы люкового устройства:

*a* — секторный затвор; 1 — днище; 2 — собственно секторный затвор; 3 — борт; 4 — лобовина; 5 — рама; 6 — пневмоцилиндр; 7 — вагонетка; 8 — цепной затвор; 9 — днище люка; 10 — цепь для подъема цепей затвора

изготавливают с нижним резанием потока руды (снизу вверх). Такая конструкция затвора обеспечивает малое просыпание, возможность погрузки материала с различной крупностью кусков и легкость управления. При пневматическом управлении в верхней части выработки проходят специальную камеру для размещения приборов управления и рабочего.

Люки с пальцевыми и цепными затворами применяют для выпуска крупнокусковой руды (крупностью до 800—1000 мм). Такие люки, как правило, оборудуют пневмоприводом и имеют очень высокую производительность (рис. 66). Пальцевые затворы изготовляют из нескольких изогнутых пальцев, перекрывающих выпускное отверстие. Цепные затворы изготовляют из якорных цепей с прикрепленными к ним грузами, которые способствуют более плотному прилеганию цепей к поверхности перемещаемой руды.

Общие требования к люкам разных конструкций состоят в том, что ширину выпускного отверстия принимают не менее 3-кратного размера максимального куска выпускаемой руды, высоту не менее



$\lambda$  — коэффициент, учитывающий степень совершенства конструкции люкового затвора (для дощатых затворов составляет 0,25; для двухсекторного затвора с пневмоприводом 0,75);

$\gamma$  — объемный вес руды в массиве,  $t/m^3$ ;

$k_p$  — коэффициент разрыхления руды в вагонетке.

Практически производительность блоковых люков колеблется обычно в пределах от 150—200 до 600—700  $t/смену$  в зависимости от конструкции, размеров и способа управления. Производительность люков капитальных рудоспусков достигает 2000  $t/смену$ .

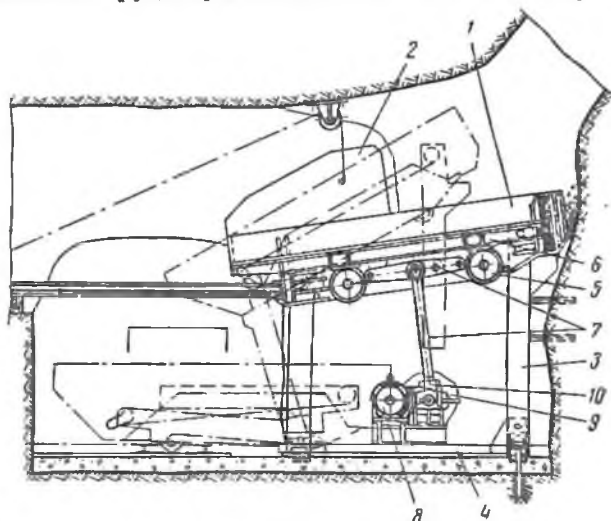


Рис. 67. Качающийся лючковый питатель

**Вибровыпуск.** В связи с большими требованиями, предъявляемыми к выпуску руды при высокопроизводительных системах разработки (несоответствие возможности отбойки возможностям выпуска через люки) и сложности применяемых конструкций люков за последние годы люковой выпуск руды заменяется выпуском с помощью виброконвейеров (вибровыпуск) или выпуском непосредственно на откаточный горизонт с последующей погрузкой руды погрузочными машинами в вагонетки. Как первый, так и второй способ выпуска позволяет упростить конструкцию днища блоков, сократить объем нарезных работ, увеличить производительность и значительно упростить выпуск руды. Для этого могут применяться качающиеся короткие конвейеры (питатели), устанавливаемые в специальной камере, примыкающей к выпускному отверстию с одной стороны и откаточной выработке с другой.

Отбитая крупнокусковая руда (крупностью кусков до 1000 мм) движется по конвейеру, совершая возвратно-поступательное движение, и ссыпается в вагонетки. В качестве примера на рис. 67

приведен качающийся питатель ЛП конструкции ВостНИГРИ, позволяющий перемещать руду крупностью до 1000 мм производительностью до 450 т/ч.

Питатель состоит из корпуса 1, верхняя часть которого является лотком с откидными бортами 2. Опорой корпуса по почве выработки являются шарнирно соединенные к ним стойки 3, устанавливаемые на раму 4 и закрепленные на ней клиньями. Дном лотка является

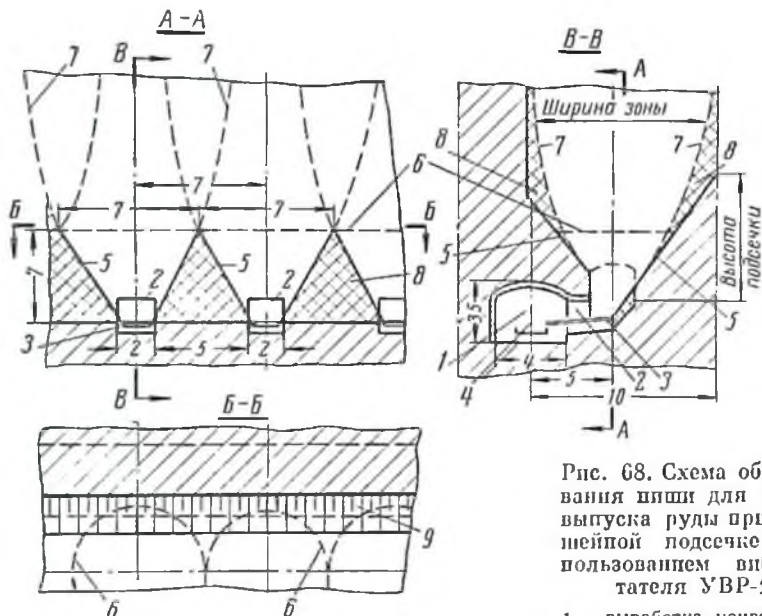


Рис. 68. Схема оборудования пещи для вибровыпуска руды при трапезной подвеске с использованием вибропитателя УВР-1:

1 — выработка конвейерной зоны при вибровыпуске; 2 — выпускная ниппа; 3 — вибропитатель УВР-1; 4 — конвейер; 5 — активная зона при вибровыпуске; 6 — верхняя граница активной зоны; 7 — фигура зоны потока; 8 — руда в гребнях; 9 — трапеза подвески

установленный на катки 5 стол 6, совершающий возвратно-поступательные движения с помощью шатунно-коленчатого механизма 7 от электродвигателя 8 через редуктор 9 с помощью соединительного с ним коленчатого вала 10. Мощность электродвигателя 20 *квт*, число качаний стола в минуту 46, амплитуда качания стола 90 мм, угол наклона стола 8—9°. Основные размеры в рабочем положении: длина 4340 мм, ширина 2400 мм, высота 3800 мм, в транспортном положении ширина 1800 мм, высота 1015 мм. Для спуска в шахту питатель может быть подвешен к клетю (его вес 8900 кг).

На рис. 67 пунктиром показаны различные положения питателя при его установке.

В настоящее время разработано много конструкций вибропитателей различными проектно-конструкторскими и производственными

организациями. Из них заслуживает внимания конструкция вибропитателя ИГД им. А. А. Скочинского типа УВР-1.

#### Техническая характеристика вибропитателя УВР-1:

Ширина лотка, м . . . . .	1,5
Амплитуда колебаний, мм . . . . .	3
Частота колебаний в минуту . . . . .	1000—2000
Металлоемкость лотка, т . . . . .	3
Потребляемая мощность двигателя, квт . . . . .	10
Грузонесущая способность, т . . . . .	До 50
Техническая производительность, т/ч . . . . .	До 800

Учитывая возможный коэффициент использования этой установки эксплуатационную производительность ее следует считать не более 500 т/ч. На рис. 68 приведена схема вибровыпуска с использованием вибропитателя УВР-1.

Из других конструкций виброустановок на рудниках применяют ВКВС, ВЛ-2, ВДПУ-4ТМ, которые испытывали в 1965—1966 гг. на руднике «Молодежный» Каратауского комбината.

Лучшие показатели были получены на установке ВКВС. Средняя техническая производительность ее составила около 300 т/ч. Фактическая себестоимость выдачи руды из блока этой установкой была 0,26 руб/т. При полном использовании установки себестоимость выдачи руды из блока уменьшается до 0,09—0,10 руб/т, что значительно ниже, чем при скреперной доставке и машинной погрузке машиной ПМЛ-5.

#### Техническая характеристика установки ВКВС:

Угол наклона рабочего органа, град . . . . .	10—15
Амплитуда колебаний рабочего органа, мм . . . . .	0,6—0,9
Мощность электродвигателя, квт . . . . .	19
Основные размеры, мм:	
длина . . . . .	1700
ширина . . . . .	1710
высота . . . . .	770
Вес установки, т . . . . .	1200
Стоимость, руб. . . . .	5000

В связи с ведением взрывных работ на выпуске и вторичном дроблении необходимо при вибровыпуске предусматривать в блоках независимую вентиляцию. Горизонт выпуска проветривают через специальную выработку.

Основной задачей при вибровыпуске руды в настоящее время является стандартизация предложенных конструкций и широкое внедрение их на практике при массовой отбойке руды. Что касается безлюкового выпуска руды, то он находит практическое применение при разработке крутых маломощных месторождений. Такой выпуск не требует особых пояснений и рассматривается при описании соответствующих систем разработки. Общая схема безлюкового выпуска приведена на рис. 67 и 68.

### § 6. Доставка силой взрыва

Доставка сплой взрыва применяется при разработке залежей руды с наклонным падением (рис. 69)\*.

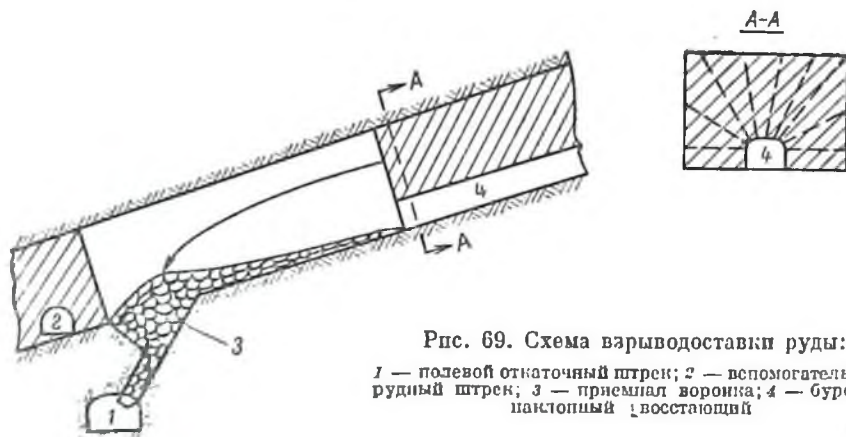


Рис. 69. Схема взрыводоставки руды:

1 — полевой откаточный штрек; 2 — вспомогательный рудный штрек; 3 — приемная воронка; 4 — буровой наклонный восстающий

Сущность такой доставки заключается в использовании силы взрыва для доставки руды, не сползающей до выпускных отверстий под действием собственного веса (из-за недостаточного угла падения залежи). Для систем разработки с доставкой руды силой взрыва характерны малый объем подготовительных и нарезных работ и отсутствие рабочих в очистном пространстве.

По данным ИГД им. А. А. Скочинского дальность отброса руды при использовании силы взрыва зависит от угла падения залежи, начальной скорости полета, поперечных размеров кусков и коэффициента трения руды о почву. Если угол падения  $15^\circ$ , коэффициент трения руды 1,0 и поперечный размер куска 100 мм, дальность

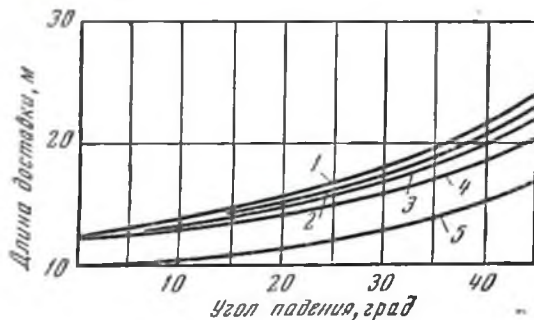


Рис. 70. График зависимости длины доставки руды взрывом при различной мощности от угла падения рудного тела ( $m$  — мощность, м;  $W$  — л. в. с., м):

1 —  $m = 12$  м;  $W = 2,5$  м; 2 —  $m = 10$  м;  $W = 2,5$  м;  
3 —  $m = 8$  м;  $W = 2,5$  м; 4 —  $m = 5$  м;  $W = 2,5$  м;  
5 —  $m = 3$  м;  $W = 2$  м

\* Применение обычных способов доставки при наклонном падении встречает большие трудности и опасно для работающих.

отброса составляет 10,4 м при начальной скорости полета 5 м/сек; 23,1 м при начальной скорости полета 10 м/сек и 37,9 м при начальной скорости полета 15 м/сек. Если угол падения менее 15°, дальность полета уменьшается и если более, то соответственно увеличивается. Дальность полета меняется при других коэффициентах трения.

Отсутствие рабочих в очистном пространстве позволяет принимать большую ширину камеры.

Доставку силой взрыва применяют на рудниках Миргалимсайском, Лениногорском и Каула. Заряды, используемые при доставке руды силой взрыва, по своей величине и действию занимают промежуточное положение между зарядами рыхления и выброса.

Для ориентировочных расчетов используют график зависимости длины доставки взрывом при различной мощности, угле падения залежи и л. н. с. (рис. 70)\*.

---

\* График составлен по данным лаборатории исследовавшей на моделях в ИГД им. А. А. Скочинского.



## Глава IV

### УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

#### § 1. Основные понятия о горном давлении

**Горное давление** — силы (напряжения), возникающие в массиве, окружающем горную выработку. В петролитоном массиве горное давление вызывается собственным весом пород и тектоническими силами, а также температурными градиентами. При отсутствии тектонических сил и температурных градиентов компонентами напряжения от собственного веса являются вертикальное и горизонтальное напряжения.

Проф., докт. техн. наук В. Д. Слесарев определяет горное давление как силу, созданную движением горных пород и их деформациями, вызванными нарушением прежде существовавшего равновесия этих пород в результате проведения горных выработок. При этом В. Д. Слесарев подчеркивает, что горное давление в общем случае не представляет собой постоянного неизменного явления, наоборот, это процесс, изменяющийся во времени.

Справедливость этого положения подтверждается на практике. Представим себе, что в одной и той же выработке имеют место первичное и установившееся горное давление. Проф. М. М. Протодяконов писал: «Давление на крепь развивается не сразу. Когда движение в породах началось, давление постепенно возрастает и со временем достигает некоторой наибольшей величины, иногда весьма значительной, усиленно ломая поставленную крепь».

Более четкое определение горного давления дал профессор Ленинградского горного института А. А. Борисов: «Горным давлением в узком смысле называются нагрузки, передаваемые на естественные и искусственные опоры (крепь, целики и др.). . . Горным давлением в широком смысле называется комплекс процессов, вызванных проведением горной выработки (изменение напряженного состояния пород, разрушение пород и крепи и т. д.)».

Управление горным давлением — это совокупность мероприятий по искусственному регулированию горного давления в подземной

выработке для обеспечения безопасности работ и получения высокого производственного эффекта. Правильное управление горным давлением имеет большое практическое значение при разработке месторождений.

Проф. П. М. Цимбаревич отмечает, что все действующие факторы, имеющие значение при управлении горным давлением, подразделяются на постоянные и переменные. К постоянным факторам относятся: природные — геологические и гидрогеологические условия, мощность пласта и угол падения, физико-механические свойства пород и полезного ископаемого; производственные — система разработки, соседство других выработанных или выработываемых пластов и др. К переменным факторам относятся: способ поддержания выработанного пространства, размеры рабочего пространства, скорость подвигания забоя, способы крепления выработок, способ выемки полезного ископаемого, ориентировка забоя по отношению к структурным элементам боковых пород, форма лопки забоя и пр.

Задача управления горным давлением сводится к отысканию и применению оптимального сочетания значений переменных факторов, действующих при заданных постоянных факторах. Задача эта решается в основном на основе опыта, при этом рудничная крепь, как один из переменных факторов управления горным давлением, играет особо важную роль.

Широкое изучение и обоснование явлений, происходящих при горном давлении, и разработка мероприятий по управлению этим давлением были начаты в СССР в условиях планового социалистического хозяйства.

Хотя полностью проблема управления горным давлением изучена на данном этапе еще недостаточно, однако проведенные научно-исследовательские работы в СССР позволяют в настоящее время подойти более правильно к решению ряда вопросов, особенно при разработке тонких и средней мощности пологих пластов. Большую роль в развитии теории горного давления и в смежной области сдвижения горных пород оказали труды выдающихся ученых академиков Л. Д. Шевякова и А. Н. Двинника, чл.-корр. АН СССР И. М. Бахурина, профессоров: М. М. Протодыяконова, П. М. Леонтовского, П. М. Цимбаревича, В. Д. Слесарева, С. Г. Авершина, Г. Н. Кузнецова, С. Г. Борисенко, А. А. Борисова, К. В. Руппенейта и других.

Большие работы по вопросам горного давления проводят в настоящее время ВНИМИ, ИГД им. А. А. Скочинского и ряд других институтов.

## § 2. Методы изучения горного давления

Для решения задач по исследованию горного давления применяют экспериментально-производственные, лабораторные и аналитические методы.

**Экспериментально-производственные методы** изучения горного давления, основанные на наблюдениях и опытах в шахтах и на поверхности, дают очень много полезных материалов для практики управления горным давлением и разработки гипотез и закономерностей. Однако возможности этих методов ограничены трудностями наблюдений и обобщений результатов. Основными объектами изучения горного давления являются: сдвигения боковых пород, фиксируемые с помощью специальных маркшейдерских наблюдений; величины нагрузок на крень, определяемые с помощью динамометров различных конструкций; площади устойчивых обнажений кровли и почвы; специальные скважины для определения напряжений в массиве (метод разгрузки).

**Лабораторные методы.** Эти методы подразделяют на две основные группы: методы исследования физико-механических свойств и методы моделирования процессов, происходящих в горных выработках (метод простых моделей, центробежное моделирование, моделирование с использованием эквивалентных материалов и оптический метод).

*Метод простых моделей.* Исследования производятся обычно с кусками горных пород или другими материалами определенной формы, в которых сделаны отверстия, копирующие подземные выработки с крепью или без крепи. По внешнему контуру модели прилагают нагрузку прессом либо весом специальных грузов. Вследствие трудности соблюдения законов подобия опыты дают только приблизительное представление о проявлениях горного давления.

*Метод центробежного моделирования* основан на замене объемной силы веса в натуре нагружением модели центробежными инерционными силами. Так как модели в лабораторных условиях имеют малые линейные размеры, то для создания в них напряженного состояния, соответствующего натуре, модель помещается в центрифугу, угловая скорость вращения которой заранее определяется с учетом масштаба моделирования. Центробежное моделирование позволяет решать объемные задачи горного давления с соблюдением геометрического и динамического подобия. Недостатками такого моделирования являются малые размеры моделей, трудности их изготовления из массива горных пород, особенно из слоистых пород, трудности воспроизведения в модели горных выработок и ограниченные возможности визуальных наблюдений.

*Метод моделирования с использованием эквивалентных материалов* основан на применении искусственных материалов, которые в соответствии с законами механического подобия должны воспроизводить в модели деформации, сдвигения и разрушения пород, происходящие в натуре. Этот метод научно обоснован советским ученым проф. Г. Н. Кузнецовым. В настоящее время он широко применяется при исследовании многих вопросов горного давления. Масштабы моделей, геометрически подобных натуре, применяют чаще от 1 : 200

до 1 : 20. В качестве эквивалентных материалов используют порошкообразные многокомпонентные смеси твердых минералов (основная часть кварцевый песок), цементируемых парафином, и гипсобетонные составы различных пропорций. При изготовлении моделей (плоских и объемных) эквивалентные материалы закладывают слоями на специальных стендах. В материалах заранее оставляются отверстия, подобные выработкам. Наблюдения при выемке части модели (аналогия проведения выработок) производят визуально, с помощью приборов и соответствующей аппаратуры (тензометров, микродинамометров и др.).

*Оптический метод исследования напряжений и деформаций* основан на свойстве некоторых прозрачных изотропных материалов (целлулоида, желатина и др.) приобретать под нагрузкой способность к временному двойному преломлению лучей поляризованного света. При прохождении через напряженную оптически активную модель поляризованный луч распадается на два луча с колебаниями в плоскостях действия двух главных нормальных напряжений. Если вновь совместить с помощью анализатора плоскости колебания обеих световых волн, то на экране получается ряд полос различной окраски и неодинаковой интенсивности — можно судить о распределении главных касательных напряжений в модели. Оптический метод имеет вспомогательное назначение. С его помощью можно определять качественную картину распределения напряжения и устанавливать количественные тенденции изменения напряжения в зависимости от различных факторов.

*Аналитические методы.* Целью этих исследований является установление математического выражения функциональных зависимостей величин напряжений и деформаций горных пород вокруг подземных выработок от основных горногеологических и производственных факторов. При аналитическом методе исследования используются теоретические положения упругости, пластичности и механики сыпучих тел или гипотезы горного давления, например гипотеза свода проф. М. М. Протодякопова при расчете крепи горизонтальных выработок, гипотеза равномерного распределения напряжения в поперечном сечении целика при расчете междукамерных целиков по формулам акад. Л. Д. Шевякова и др.

Сочетание экспериментально-производственных, лабораторных и аналитических методов позволяет более правильно решать вопросы, связанные с горным давлением.

При разработке пластовых месторождений при решении вопросов горного давления следует учитывать приведенные ниже гипотезы.

При разработке рудных месторождений для определения горного давления можно пользоваться гипотезами, которые подтверждены практикой. К числу таких гипотез можно отнести гипотезы свода, консольной плиты и др.

### § 3. Гипотезы, используемые при определении горного давления в условиях очистных работ

**Гипотеза свода.** Эта гипотеза предполагает образование свода естественного равновесия пород, который по теории М. М. Протодьяконова образуется над выработкой. Давление пород на крепь или оставляемый целик (столб) не может быть больше веса горных пород, находящихся под сводом. Ниже приведено возможное использование гипотезы свода в условиях выемки горизонтального или пологозалегающего пласта полезного ископаемого ограниченной мощности сплошным забоем-лавой (рис. 71, а).

При увеличении ширины пролета выработанного пространства высота сводов естественного равновесия увеличивается и давление на крепь очистного забоя возрастает. В дальнейшем по мере развития очистной выемки свод давления передвигается вслед за продвижением забоя. Пятами такого свода являются массив полезного ископаемого впереди забоя и породы лежащего бока позади массива. Давление всей залегающей толщи пород не передается на забой. Крепь очистного забоя испытывает давление, вызванное только весом пород внутри образующегося свода равновесия. Следует предположить, что концентрация напряжений в породах висячего и лежащего боков, наблюдающаяся при разработке крутонадающих

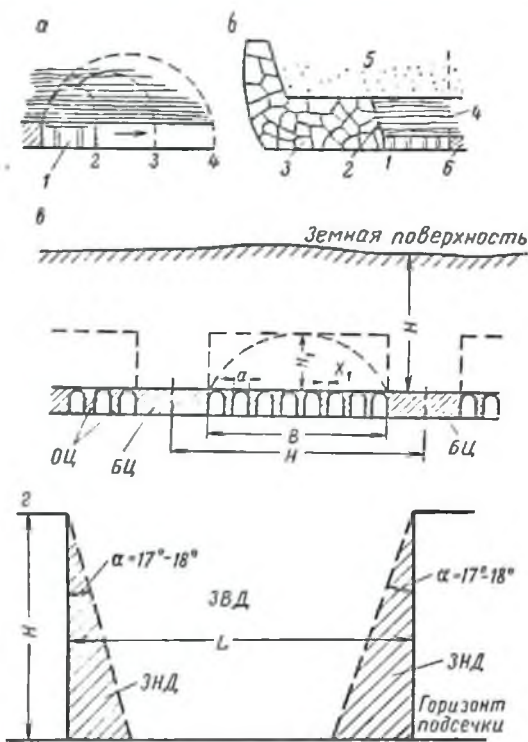


Рис. 71. Схемы к гипотезам и закономерностям горного давления:

а — к гипотезе свода; 1 — разрезанная выработка, пройденная при начале работ в сплошном очистном забое; 2, 3, 4 — своды естественного равновесия, образующиеся по мере развития очистной выемки; б — к гипотезе консольной плиты (при обрушении пород кровли): 1 — усиленная крепь; 2 — линия обреза кровли; 3 — обрушенная порода непосредственной кровли; 4 — консольная плита; 5 — основная кровля; 6 — вышмаемый пласт; в — к гипотезе свода применительно к оставлению опорных целиков (столбов): БЦ — барьерный целик; ОП — опорный целик; а — ширина камеры;  $X_1$  — толщина целика столба; Н — высота свода; з — к закономерности горного давления в блоке; Н — высота блока; L — размер блока по простиранию; ЗВД — зона высоких давлений; ЗНД — зона низких давлений

месторождений малой мощности, объясняется также образованием свода, опирающегося на рудный массив ниже горизонта очистной выемки и породы лежащего бока в вышележащем отработанном горизонте.

Гипотезой свода пользуются и при решении вопросов горного давления в условиях разработки мощных рудных месторождений, например при разработке горизонтальных и пологих месторождений системой с открытым очистным пространством с оставлением постоянных барьерных и опорных целиков (столбов) (рис. 71, в).

Л. Д. Шевяков рекомендует определять размер опорных целиков исходя из веса пород в пределах образующегося свода с принятием при расчете толщи пород над опорными целиками в вертикальной проекции в виде прямоугольников  $BH_1$  с целью упрощения. На барьерный целик шириной  $A - B$  давит объем пород

$$\gamma(A - B)H + \gamma B(H - H_1) = \gamma(AH - BH_1).$$

Среднее напряжение сжатия

$$\sigma = \frac{\gamma(AH - BH_1)}{A - B};$$

$$B = \frac{A(\sigma - \gamma H)}{\sigma - \gamma H_1}.$$

Ширина опорного столба

$$x_1 = \frac{a\gamma H_1}{\sigma - \gamma H_1}.$$

**Гипотеза консольной плиты.** Эта гипотеза предполагает поддержание слоистых пластообразных пород над рабочим пространством главным образом за счет связи с неподроботанными породами (рис. 71, б).

Наименьшее давление горных пород наблюдается непосредственно в забое (у основания консоли), где успешно противостоит давлению легкая крепь; по мере удаления от забоя (от основания консоли) давление увеличивается, требуется установить усиленную специальную крепь. Дальше от забоя в сторону выработанного пространства недостаточно усиленной крепи — она будет деформироваться, породы же будут продолжать опускаться; кроме того, под влиянием сил взаимного сцепления начнут опускаться породы, находящиеся непосредственно над рабочим пространством.

Управление кровлей производится путем периодического обрушения ее по мере увеличения консоли с поддержанием пород кровли в призабойном пространстве. Для обрушения выбивают крепь, а иногда применяют взрывные работы. Обычно после обрушения давление на забой значительно уменьшается впредь до образования новой консольной плиты. Длина консоли зависит от свойств породы,

поэтому расстояние, через которое производится искусственное обрушение пород кровли (шаг обрушения), бывает различным.

Наиболее простым бывает управление горным давлением обрушением глинистых и песчаных сланцев и более сложным — песчаников и известняков, так как оно часто сопряжено со значительными осложнениями. Крепкие сланцы и песчаники можно планомерно обрушать только в том случае, если они разбиты трещинами отдельности. Шаг обрушения определяют опытным путем. Он колеблется от 1,5 до 10 м (1,5 м при очень слабой кровле). Если разрабатывают тонкий пласт, то кровля может опуститься на почву до обрушения, особенно при «поддувании» почвы. В этом случае искусственного обрушения не требуется.

Кроме изложенных гипотез, часто используемых при решении вопросов разработки месторождений полезных ископаемых, выдвинуты и другие гипотезы, например гипотеза шарнирных блоков проф. Г. Н. Кузнецова (над пластом залегают прочные породы основной кровли, которые обламываются крупными блоками), гипотеза волны давления (согласно этой гипотезе при системах с закладкой очистного пространства происходит опускание пород кровли пласта без разрыва сплошности или с незначительными разрывами).

Следует иметь в виду, что гипотезы позволяют судить лишь в общих чертах о явлениях горного давления. Для более обоснованного определения величины горного давления и выбора способа управления горным давлением необходимо знать в каждом отдельном случае закономерности проявления горного давления при фактических условиях разработки. Чтобы установить такие закономерности, необходимо провести многолетние наблюдения и решить целый ряд вопросов механики горных пород, в первую очередь установить физико-механические свойства горных пород применительно к фактическим условиям их деформаций\*.

Из установленных многолетней практикой и исследованиями закономерностей в условиях разработки железорудных месторождений Кривого Рога можно отметить: 1) увеличенное горное давление на днище блока, подчиняющееся закономерности давления сыпучих тел (при больших размерах блока); 2) образование свода и уменьшенное давление на днище блока при малых размерах блока.

По данным акад. АН УССР Г. М. Малахова наибольшее давление, как правило, отмечается в центральной части блока. Малое давление или отсутствие давления имеют место в прикоптурной части блока (см. рис. 71, з). При большой ширине блока (до 75 м) днище испытывает давление всего столба обрушенной руды и пород, при уменьшении ширины блока до 40 м давление составляет всего 50—70% от веса столба обрушенных пород.

\* Вопросы определения физико-механических свойств горных пород и величин горного давления излагаются в специальной литературе.

Образующиеся при разработке мощных рудных тел своды естественного равновесия в обрушенных породах (при системах с обрушением) могут опираться на лежащий бок, давление на породы лежащего бока усиливается и зона деформации распространяется в лежащий бок.

#### § 4. Способы поддержания выработанного пространства

Для безопасного и удобного ведения очистных работ выработанное пространство искусственно поддерживают. Искусственное поддержание осуществляют целиками руды, крепью, отбитой рудой (руда временно оставляется в выработанном пространстве), закладочным материалом (пустая порода, шлак и др.). Тот или иной способ поддержания в основном применяют в зависимости от устойчивости руды, боковых пород и ценности руды. При руде и боковых породах, склонных к обрушению, выработанное пространство часто поддерживается только непосредственно в забое (рабочее пространство), остальное же пространство заполняется обрушенными породами.

Поддержание выработанного пространства постоянными целиками руды применяют при выемке рудных тел с устойчивой рудой малой ценности и устойчивыми вмещающими породами. Иногда этот способ применяют в комбинации с другими способами поддержания. Чаще оставляют временные целики, вынимаемые позже. Различают следующие целики руды: междукамерные, подштрековые или подортовые (потолочные), надштрековые или надортовые, внутризабойные (целики, оставляемые внутри выемочного участка) (рис. 72).

Внутризабойные целики обычно используют для поддержания кровли при разработке горизонтальных и пологих рудных тел. Эти целики располагают бессистемно (при частом включении пустых пород или бедной руды) или регулярно. Бессистемно расположенные целики не вынимают, регулярно же расположенные целики частично вынимают при окончательной доработке выемочных участков с соблюдением мер предосторожности. При частичной выемке целиков извлекают от 10—15 до 20—30% руды, оставленной ранее в целиках. Типичным примером оставления постоянных целиков руды является практика разработки Джезказганского медного месторождения. При выемке особо ценных руд сооружают искусственные целики из бетона диаметром 2—2,5 м и высотой до 10—12 м. Целик состоит из бетонных кругов, соединяемых металлической арматурой.

Размеры целиков обычно принимают на основе данных практики. Общепринятого расчета размеров целиков или пролетов между ними пока не имеется. Советские ученые предложили приближенные расчеты целиков.

Из предложенных ранее заслуживают внимания расчеты акад. Л. Д. Шевякова, профессоров В. Д. Слесарева и П. М. Цимбаревича.



Для приближенных расчетов целиков необходимы следующие основные данные: физико-механическая характеристика полезного ископаемого (сопротивление сжатию и растяжению); геологический разрез налегающих пород (до поверхности); физико-механическая

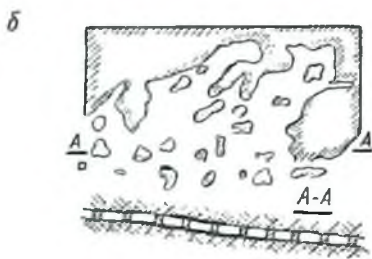
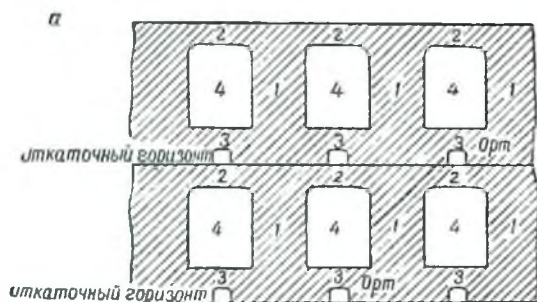
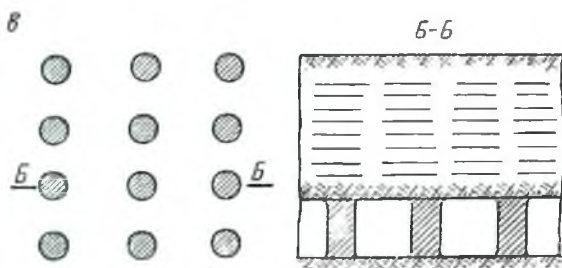


Рис. 72. Схемы целиков:

а — при многостажной разработке мощного рудного тела (разрез по простиранию); 1 — междукамерные целики; 2 — потолочные целики; 3 — надортвовые целики; 4 — отработанные камеры; б — изолированно целики, расположенные бессистемно; в — изолированные целики, расположенные регулярно



характеристика налегающих пород; объемный вес полезного ископаемого и пород.

Появлению методов расчета целиков на прочность способствовали работы, проведенные ранее в области теории горного давления проф. М. М. Протодьяконовым, акад. А. Н. Диншиком и другими.

Надежным является расчет целиков, предложенный акад. Л. Д. Шевяковым. Однако он применим к горизонтальным или слабо-наклонным месторождениям при ограниченной глубине разработки.

Обоснованные расчеты целиков на больших глубинах еще не предложены.

Потребное сечение опорного целика и соответствующие его размеры по Л. Д. Шевякову

$$SHq + shq_1 \leq \frac{sR}{n},$$

где  $S$  — площадь горизонтального сечения горных пород, приходящаяся на один опорный целик,  $\text{м}^2$ ;

$H$  — глубина верхней части опорного целика от земной поверхности,  $\text{м}$ ;

$h$  — высота опорного целика,  $\text{м}$ ;

$s$  — площадь горизонтального сечения опорного целика,  $\text{м}^2$ ;

$q$  — средний объемный вес вышележащих пород,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$q_1$  — объемный вес породы опорного целика,  $\text{т}/\text{м}^3$ ;

$R$  — временное сопротивление породы опорного целика сжатию,  $\text{т}/\text{м}^2$ ;

$n$  — коэффициент запаса прочности при расчете опорного целика.

Из приведенной выше формулы для предельного случая находим

$$\frac{S}{s} = \frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq}.$$

Из этой формулы получаем следующие расчетные формулы ширины опорных целиков:

для целиков в виде стен (ленточные целики) (рис. 73, а)

$$x = \frac{A}{\frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq} - 1};$$

для целиков, имеющих длину  $L$  (рис. 73, б),

$$x = \frac{\frac{A^2}{L} + A}{\frac{R}{nHq} - \frac{hq_1}{Hq} - \frac{A}{L} - 1}.$$

Временное сопротивление породы опорного целика (столба) сжатию ( $\text{кг}/\text{см}^2$ ) может быть принято: для каменной соли 300—450, для сильвинита 270—360, для карналлита 60—160, для песчаника 980, для доломита 600.

Чтобы определить величину  $R$  более точно, следует провести специальные испытания образцов на сжатие.

Запас прочности  $n$  при расчетах можно принимать 2,5—3,0, ориентируясь на статическую нагрузку.

Полученную по расчету ширину целика следует увеличить на 25—30% (с учетом неровности стенок и возможности образования трещин при взрывных работах).

Ориентировочный расчет целчков применительно к наклонным и крутопадающим рудным телам предложен проф., докт. техн. наук С. Г. Борисенко, который исходит из нагрузки пород на междукамерный целчок в объеме призмы сползания висячего бока. При расчете допускают, что вся нагрузка воспринимается только междукамерными целчками (не учитывается нагрузка, передаваемая частично на потолочину и закладку в камере, что несколько увеличивает запас прочности). Целчок рассчитывают на допустимое напряжение с учетом запаса прочности, равного 2—3.

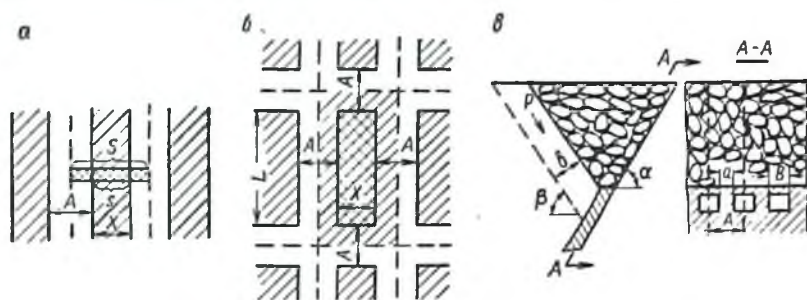


Рис. 73. Схемы к расчету междукамерных целчков:

*a* — для целчков в виде стен (расчет по Л. Д. Шевякову); *b* — для целчков длиной *L* (расчет по Л. Д. Шевякову); *c* — для целчков при наклонном и крутом падении (расчет по С. Г. Борисенко)

Нагрузку на целчок, отнесенную к 1 м длины залежи по прострапию, определяют по формуле (рис. 73, *c*)

$$P = \frac{Q \sin(\beta - \varphi)}{\cos \varphi},$$

где *Q* — вес призмы сползания, отнесенный к 1 м длины залежи по прострапию, *т*;

$\beta$  — угол сдвижения пород, град;

$\varphi$  — угол, учитывающий трение и сцепление пород по поверхностям скольжения (примерно 40°).

Ширину целчка определяют по формуле

$$a = \frac{PB}{\sigma_{сж}b - P},$$

где *B* — ширина камер, м;

$\sigma_{сж}$  — допустимое напряжение на сжатие для руды, *т/м<sup>2</sup>*;

*b* — высота призмы сползания, м.

Нагрузку на целчки сверху обрушившейся породой можно не учитывать.

Вследствие увеличения горного давления на большой глубине размеры целчков при системах с открытым очистным пространством

увеличивают. Так, по данным рудника им. Коминтерна в Кривом Роге отношение ширины междукammerного целика к ширине камеры увеличили с 0,6 на гор. 197 м до 2 на гор. 517 м. При значительном увеличении глубины разработки целесообразно переходить на системы с обрушением или закладывать камеры прочной закладкой (при закладке увеличивается прочность целиков).

К. В. Руппeneйт предлагает рассчитывать целики по допускаемым нагрузкам, которые он определяет с учетом теории упругости. Получение исходных данных для расчета по К. В. Руппeneйту встречает практические трудности.

Из последних методов расчета прочности целиков при разработке на больших глубинах заслуживает внимания метод, предложенный докт. техн. наук И. Д. Ривкиным. За основу при этом расчете принимаются: предельный эквивалентный пролет обнажения пород и расчетные функциональные характеристики.

При определении прочных размеров целиков используют и другие методы, в частности центробежное моделирование, моделирование с помощью эквивалентных материалов, оптический метод и производственно-экспериментальные наблюдения (основные сведения об этих методах были изложены выше).

В последние годы на ряде рудников СССР успешно применяют микросейсмический метод определения напряженности массива горных пород, что в итоге позволяет делать ориентировочную оценку устойчивости обнажений горных пород. Для этой цели применяют специальные пьезоэлектрические приборы.

При микросейсмическом методе используют способность горных пород воспроизводить звуки под влиянием давления. При этом звуки начинают слышаться еще до того, когда давление приобретает разрушающую силу. С увеличением давления частота проявления звуков, как правило, нарастает у разных пород различно. Зная нарастание частоты появления звуков в той или иной породе, можно практически установить допустимые минимальные размеры целиков. Возникающие в породах слабые звуки улавливаются и регистрируются специальной высокочувствительной приемной и усилительной аппаратурой. Следует, однако, учитывать, что этот метод применим только к крепким и хрупким породам. В породах типа глины он не применим.

Выработанное пространство поддерживают отбитой рудой, временно оставляемой в выработанном пространстве. Это делают в том случае, когда вмещающие породы настолько устойчивы, что при выпуске отбитой руды они не обрушаются.

Поддержание выработанного пространства закладкой. Закладка выработанного пространства является распространенным способом управления кровлей. В зависимости от степени заполнения выработанного пространства закладка бывает частичной или полной. Породу для частичной закладки получают непосредственно в шахте

из прослойков при очистной выемке или при подрывке почвы и кровли выработок, при проведении подэтажных и этажных штреков и т. п.

Породу для полной закладки добывают на поверхности в специальных карьерах, дробят до определенного размера и спускают по специальным закладочным горным выработкам или скважинам на закладочные горизонты.

В качестве закладочного материала также используют породы на отвалах, хвосты обогатительных фабрик, шлаки металлургических заводов (особенно гранулированные), золу. При использовании указанных материалов затраты на закладку значительно снижаются.

**Виды закладки.** В зависимости от способа размещения закладочного материала в выработанном пространстве различают следующие виды закладки: самотечную, скреперную; механическую, когда закладочный материал забрасывается и уплотняется в выработанном пространстве специальными механическими метательными машинами; пневматическую, когда закладочный материал забрасывается и уплотняется в выработанном пространстве под действием сжатого воздуха (при пневматической закладке материал может перемещаться по выработкам также под действием сжатого воздуха); гидравлическую, когда закладочный материал доставляется к месту закладки и размещается в выработанном пространстве водой при соответствующем напоре.

Количество необходимого закладочного материала в массе определяют с учетом объема выработанного пространства (без выработок и крепи, не подлежащих закладке) и степени разрыхления закладочного материала. Увеличение объема закладочного материала при разрыхлении учитывается коэффициентом разрыхления, который для некоторых пород составляет:

плавучего мелкого песка . . . . .	1,05
песка, гравля . . . . .	1,10—1,20
супеска, суглинка и мягкой глины . . . . .	1,20—1,25
мергеля и растительной земли . . . . .	1,25—1,30
твердой плотной глины . . . . .	1,25—1,35
каменистых пород мягких . . . . .	1,30—1,40
твердых пород . . . . .	1,40—1,50

Закладочный материал после заполнения выработанного пространства уплотняется (усадка). Величина усадки зависит от свойств породы, мощности рудного тела, угла падения и способа закладки. Величину усадки  $P$  определяют по формуле

$$P = \frac{V_1 - V_2}{V_1} \cdot 100, \%$$

где  $V_1$  — объем первоначально заложенного пространства, м<sup>3</sup>;  
 $V_2$  — объем заложенного пространства после усадки закладочного материала, м<sup>3</sup>.

Величина усадки для различных видов закладки составляет, %

гидравлическая закладка . . . . .	5—12
пневматическая и механическая закладка . . . . .	10—15
мокрая закладка . . . . .	15—20
Сухая самотечная закладка при крутом падении:	
при мелкозернистой породе . . . . .	15—25
при породе в крупных кусках . . . . .	25—40
Сухая ручная закладка при пологом падении . . . . .	40—50

Применение различных видов закладки. *Самотечную* закладку применяют при разработке крутопадающих месторождений, а также для закладки отработанных камер или при выемке руды наклонными слоями.

*Скреперную* закладку применяют при размещении материала, представленного кусками различного размера, включая и крупные куски. Ее применяют главным образом при разработке рудных месторождений системами с выемкой руды горизонтальными слоями.

*Механические* метательные закладочные машины в настоящее время частично применяют в Кузнецком бассейне. Принцип работы их заключается в сбрасывании закладочного материала с бесконечной ленты, движущейся с большой скоростью. Материал на ленту поступает через специальную воронку и барабан, имеющий форму катушки.

Недостатками механической закладки являются сложность транспортирования материала до машины, ограниченная дальность метания и сложность перемещения машины, вследствие чего метательные закладочные машины на угольных шахтах применяют редко. В рудной промышленности их вообще не применяют.

При пневматической закладке необходимая скорость метания достигается за основе общего принципа пневматического транспортирования, когда всякое тело, помещенное в струе воздуха, испытывает с его стороны давление тем большее, чем больше скорость струи.

При пневматической закладке воздух используется для пневматического транспортирования закладочного материала по трубам и забрасывания его в выработанное пространство. Закладочные машины, применяемые в этом случае, обычно устанавливают на границе выемочного участка. Закладочный материал подают обычными конвейерами; он поступает в закладочный трубопровод длиной до нескольких сотен метров и по нему транспортируется к месту работы. Диаметр труб принимают 150—250 мм.

Закладочные машины применяют двух типов: камерные (ПЗМ-1), бескамерные (МПЗМ-1) с горизонтальным барабаном и (БПМЗ-2) с вертикальным барабаном.

Закладочные машины с дозирующим барабаном более просты по конструкции и имеют малые размеры.

*Достоинствами* пневматической закладки являются высокая плотность, простота обслуживания, дополнительное проветривание горных выработок отработанным сжатым воздухом.

*Недостатками* пневматической закладки являются высокие первоначальные затраты на оборудование (компрессоры, трубопровод), большой расход энергии, сильный износ труб, ограниченное число колен трубопровода (до четырех-пяти) и большое пылеобразование при закладке. Пылеобразование можно значительно уменьшить, если ввести воду в трубопровод на расстоянии 20—30 м от выхлопного конца трубы.

Практикой угольных шахт установлено, что для закладочного материала с крупностью кусков 50—80 мм внутренний диаметр закладочного трубопровода следует принимать 150—200 мм. Для магистральных трубопроводов применяют стальные трубы толщиной стенок до 10 мм, для забойных — толщиной 4—6 мм. Полный износ труб с учетом их четырехкратного поворота наступает после пропуска 60 тыс. м<sup>3</sup> глинистых сланцев и 25 тыс. м<sup>3</sup> песчаников. При футеровке труб вкладышами из плавящего базальта срок службы труб значительно увеличивается. Вследствие существенных недостатков пневматическая закладка с использованием закладочных машин на горнорудных предприятиях не применяется.

На рудниках небольшой производственной мощности применяют закладку с использованием энергии струи воздуха от проходческих вентиляторов ВВД-8, ВВД-9 или сжатого воздуха непосредственно из сети (рис. 74). Опытные работы, проведенные в 1955—1957 гг. институтом МИЦМиЗ им. М. И. Калинина совместно с ИГД им. А. А. Скочинского на одном из рудников, показали более высокую эффективность такого способа закладки по сравнению с ручным способом. Закладочные машины таких установок просты и маневренны, производительность установки при длине перемещения закладочного материала до 40—60 м (крупность кусков — 80 + 10 мм) составляет до 4—5 м<sup>3</sup>/ч. Расход воздуха при работе установки с использованием вентиляторов составляет до 120 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> закладки, с использованием сжатого воздуха непосредственно из сети — до 160 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> закладки. Себестоимость закладочных работ ниже, чем при скреперной закладке (табл. 14).

Одним из важнейших мероприятий в целях повышения эффективности закладочных работ с использованием струи сжатого воздуха является порционная подача воздуха и закладочного материала (работа по принципу пушки). Это снижает расход воздуха до 60—70 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> закладки (практика рудников «Рио-Тинто» в Испании). Значительное снижение расхода воздуха достигнуто также на шахтах ФРГ.

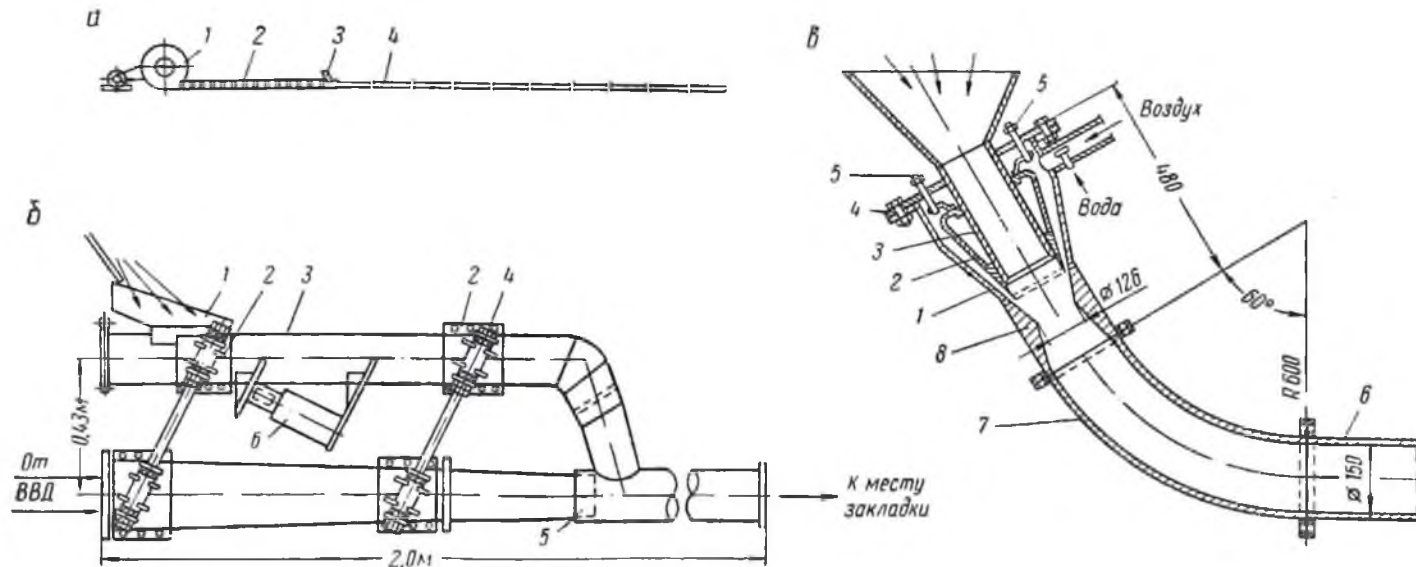


Рис. 74. Малогабаритная пневматическая закладочная установка:

*а* — принципиальная схема малогабаритной закладочной установки с вентилятором ВВД: 1 — вентилятор ВВД; 2 — воздухопровод диаметром 220 мм; 3 — закладочная машина (воронка с соплом); 4 — закладочный трубопровод диаметром 150 мм; *б* — схема вибродвигательного питателя с приемной воронкой: 1 — лоток; 2 — хомуты направляющих ступок; 3 — питающий трубопровод; 4 — амортизационные штабги; 5 — сопло; 6 — вибратор мощностью 0,25 *квт*; *в* — загрузочная воронка с соплом, работающая от воздухопроводной сети рудника: 1 — корпус; 2 — полый конус; 3 — патрубок; 4 — крышка; 5 — регулировочные винты; 6 — рабочий закладочный трубопровод; 7 — колено; 8 — цилиндр с соплом



Таблица 14

Статья расхода	Скреперная закладка	Закладка установкой с вентилятором
Зарботная плата . . . . .	1,74	0,766
В том числе на подквдку	0,74	—
Материалы (без закладочного материала) . . . . .	0,025	0,030
Энергия . . . . .	0,20	0,117
Амортизация оборудования	0,013	0,004
Прочие расходы . . . . .	0,133	0,133
Итого . . . . .	2,851	1,05

Одной из наиболее эффективных является гидравлическая закладка, получившая в СССР широкое применение. За рубежом гидравлическая закладка широко применяется в Польше в Верхне-Силезском бассейне, при разработке мощных угольных пластов в Венгрии, Румынии, Франции и на многих рудниках Канады, США, Франции и других стран. Успешному применению гидравлической закладки в СССР способствовали большие работы, проведенные научно-исследовательскими институтами угольной и горнорудной промышленности.

Сущность гидравлической закладки (рис. 75, а) заключается в том, что закладочный материал (хвосты, шлак, дробленая порода) гидромопилаторами предварительно смешивается с водой, после чего пульпа (смесь материала с водой при соотношении расхода воды 5—7 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> закладочного материала) самотеком спускается по вертикальному или наклонному трубопроводу на один из горизонтов и далее под естественным напором направляется по горизонтальному трубопроводу до закладываемых камер или блоков.

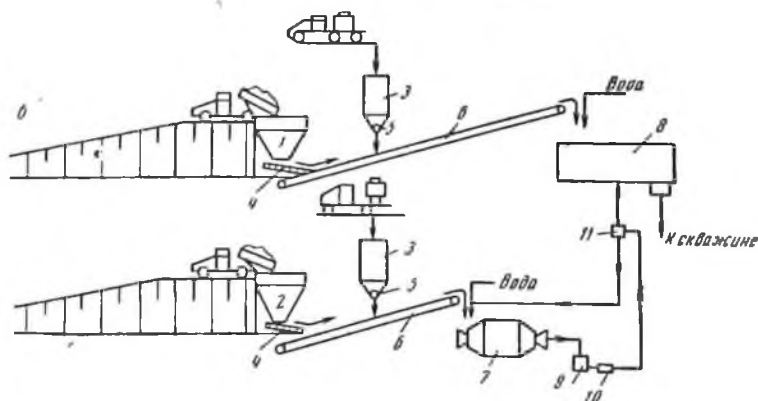
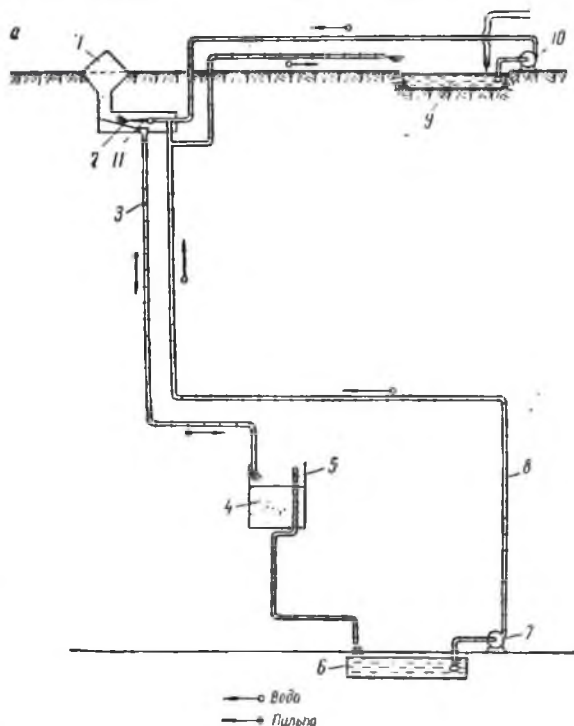
Из горизонтального трубопровода через отводные трубы и шланг закладочный материал поступает в выработанное пространство, в котором оседают твердые частицы. Вода после осаждения твердых частиц проходит через фильтрующие перемычки в соответствующие выработки и по канавкам направляется в водосборник, откуда насосами подается на поверхность, а после осветления снова может быть использована. Гидравлическая закладка ранее широко применялась на уральских медноколчеданных рудниках.

Смесительную камеру устраивают на отметке, обеспечивающей создание необходимого напора для перемещения материала по горизонтальному подземному трубопроводу без образования пробок. Отношение длины вертикального трубопровода к длине горизонтального на уральских медных рудниках колеблется от 1 : 0,7 до 1 : 3 в зависимости от глубины разработки.

В смесительной камере закладочный материал (гранулированный шлак) через мерный ящик и специальный люк равномерно поступает

Рис. 75. Схема гидро-закладочной установки:

*a* — установка для обычной гидрозакладки; 1 — бункер; 2 — смесительный лоток; 3 — пульпопровод; 4 — закладочный материал; 5 — дренажная труба; 6 — подземный водоотстойник; 7 — насос; 8 — трубопровод; 9 — поверхностный водоотстойник; 10 — насос; 11 — смесительная камера с гидромонитором; *b* — установка для приготовления твердеющей закладки: 1 — бункер для песка; 2 — бункер для шлака; 3 — промежуточная емкость для цемента; 4 — гидропитатель; 5 — питатель; 6 — конвейер; 7 — мельница; 8 — смеситель; 9 — промежуточный бак с активизатором пропеллерного типа; 10 — шламовый насос; 11 — гидромонитор, из которого мелкая фракция поступает в смеситель, а крупная возвращается в мельницу



на железный желоб, установленный под углом 15—18°; с этого желоба материал струей воды из водобоя под давлением 4,5—5 ат смывается в железную воронку диаметром 800—1000 мм. Воронку

покрывают решеткой из стали толщиной 6—8 мм с отверстиями 35—50 мм для того, чтобы задерживать крупные куски и щепу. Для обеспечения равномерного поступления смеси в пульпопровод воду дополнительно подают на решетку под постоянным напором из бака. Пульпопровод делают из чугунных или стальных труб диаметром 90—125 мм, толщиной 8—12 мм.

Чугунные трубы пропускают до износа 3,5—4 тыс. м<sup>3</sup> гранулированного шлама, стальные — до 15—20 тыс. м<sup>3</sup>. При песчано-глинистом материале трубы служат значительно дольше и пропускают до 50—100 тыс. м<sup>3</sup> материала. Отношение твердого материала к воде в пульпе по объему 1 : 2—1 : 3.

Производительность закладочных установок достигает 40—60 м<sup>3</sup>/ч при дробленой породе, 90 м<sup>3</sup> при шламах и хвостах обогатительных фабрик и 200—300 м<sup>3</sup> при спуске песка. Для изоляции закладываемого пространства после выемки одного слоя в блоке делают люки и настил из круглого леса толщиной 10—12 см, на настил укладывают тес толщиной 25 мм по всей длине и ширине блока, после чего все щели тщательно забивают сеном. Люки и примыкающие стенки восстающего до закладки соответствующего слоя обшивают снаружи тесом внахлестку с забивкой щелей сеном.

Примером успешного применения гидравлической закладки обесшамленными хвостами обогатительной фабрики является практика Пышминского рудника (Урал). На этом руднике хвосты подают грязевыми насосами к речному классификатору, выделенные в нем пески отводят в смеситель, а шламы отводят в отвал.

Из смесителя пульпу (20% песка 80% воды) центробежным насосом направляют по пульпопроводу для закладки в очистное пространство.

*Достоинствами* гидравлической закладки являются плотность, высокая производительность, простота ведения работ, малые капиталовложения на устройство установки, малая стоимость закладки (стоимость гидравлической закладки по сравнению с сухой снижается в 1,5—2 раза). Основными расходами в стоимости являются затраты на получение закладочного материала, составляющие примерно 60—65% полной стоимости закладки.

*Недостатками* гидравлической закладки являются большая обводненность горных выработок, вынос вместе с водой мелких фракций закладочного материала в откаточные выработки, необходимость сооружения водосборников для отстоя воды и перемычек для ограждения закладочного пространства.

Для совершенствования гидравлической закладки необходимо улучшить процесс пульпообразования с созданием замкнутой системы движения воды в шахте, улучшить способ отстоя и осветления воды путем применения совершенных отстойников, коагуляции и специальных фильтров, применять автоматизацию основных процессов гидравлической закладки.

Твердеющая закладка (см. рис. 75). В связи с повышенными требованиями к закладочному массиву при выемке ценных руд за последние годы на рудниках СССР и в зарубежных странах (Канада, Финляндия и др.) успешно внедряется новый вид закладки — твердеющая закладка. В качестве присадок, обеспечивающих схватывание закладочного материала, применяются цемент, молотый шлак, хвосты обогатительных фабрик, содержащие сульфиды, обожженные хвосты, содержащие соединения кальция, магния и алюминия.

На свинцово-цинковом руднике Текели применяют бетонозакладку (на  $1 \text{ м}^3$  бетонозакладки расходуется щебенка крупностью  $-20 + 5 \text{ мм}$ ,  $0,65 \text{ м}^3$ , песок  $0,65 \text{ м}^3$ , цемент марки 300  $250 \text{ кг}$ , вода  $300-350 \text{ л}$ ). Бетонозакладка спускается в рудник по трубам самотеком с поддувом сжатым воздухом на горизонтальных участках трассы трубопровода. Позже Текелийский рудник стал применять при выемке маломощных участков более дешевую глино-цементную закладку (на  $1,1 \text{ м}^3$  глины добавляется  $250 \text{ кг}$  цемента и  $300 \text{ л}$  воды). Такая закладка через  $1-2$  суток теряет пластичность и является хорошим закладочным материалом. В камерах, обрабатываемых в последнюю очередь, применяется глино-цементная смесь: глина  $1 \text{ м}^3$ , цемент  $70 \text{ кг}$ , вода  $400 \text{ л}$ . Бетонную закладку на Текелийском руднике транспортируют на  $300 \text{ м}$  по вертикали и до  $800 \text{ м}$  по горизонтали (с поддувом сжатого воздуха). Камера объемом до  $20 \text{ тыс. м}^3$  закладывается за  $10-15$  суток.

На Гайском медном руднике применяют закладочный материал следующего состава:  $360 \text{ кг}$  тонкоизмельченного гранулированного шлака;  $27-40 \text{ кг}$  цемента марки 400,  $1260 \text{ кг}$  песка и  $320-340 \text{ л}$  воды.

На финском руднике «Оутокумпу» на  $1 \text{ м}^3$  закладки расходуют около  $0,3 \text{ м}^3$  хвостов обогатительной фабрики,  $0,6 \text{ м}^3$  песка,  $125 \text{ кг}$  цемента и  $250-300 \text{ л}$  воды.

На одном из железных рудников на Украине применяют закладку из молотого шлака металлургического завода. На  $1 \text{ м}^3$  закладки расходуется  $1200 \text{ кг}$  песка,  $400 \text{ кг}$  доменного шлака и  $350-380 \text{ л}$  воды. Для измельчения гранулированного шлака применяют шаровые мельницы. Из смеси закладочный материал в виде пасты по трубам самотеком направляется в закладываемые камеры.

Стоимость  $1 \text{ м}^3$  твердеющей закладки при освоении технологии ее производства с использованием молотых шлаков не превышает  $2-2,5$  руб. Закладочный массив после  $3-6$  месяцев приобретает прочность в пределах  $50-120 \text{ кг/см}^2$  (в зависимости от состава) и способен выдерживать обнажения до  $500-700 \text{ м}^2$  (в камере).

В ряде случаев транспортирование шлака не вызывает значительных затрат, так как для его перемещения используют вагоны после разгрузки руды на заводе.

Применение твердеющей закладки при камерных системах и системах с закладкой позволяет вынимать целики и потолочины производительным способом с малыми потерями и незначительным засорением руды. Потери при камерных системах с твердеющей закладкой не превышают 3—5%, засорение руды закладкой не более 5—6%. Снижение потерь и разубоживания может быть достигнуто при применении звуколокационного метода съемки камер и радионизотопного метода по взрывным скважинам контакта руда — бетон (практика Текеллийского рудника).

Звуколокационный метод съемки пустот осуществляется с помощью прибора Ленинградского горного института ЗПР-2Н. Этот прибор определяет время прохождения направленного сигнала до преграды от звуколокатора, опущенного в пустую камеру, и обратно. Через электронную систему время прохождения звукового сигнала записывается на диаграмме, что в итоге позволяет построить контуры камеры. Съемка камеры производится через выработку в потолочине камеры. Радиометром определяется контакт руда — бетон (при перемещении датчика по взрывной скважине). При наличии перебура по бетону перебур заполняется забоечным материалом. Твердеющая закладка в перспективе, несомненно, будет широко применяться. Ряд новых месторождений в СССР будут разрабатывать с применением твердеющей закладки (рудник «Маяк» Норильского комбината и др.).

Гидравлическая закладка (твердеющая) должна в ближайшие годы широко применяться при разработке ценных руд, руд, весьма опасных в пожарном отношении, и при разработке месторождений на больших глубинах.

**Поддержание выработанного пространства крепью.** Этот способ поддержания применяется в качестве самостоятельного только в случае выемки рудных тел ограниченной мощности при сравнительно устойчивых вмещающих породах. В практике разработки рудных месторождений, особенно месторождений руд цветных металлов, крепление чаще производят одновременно с закладкой или с последующим обрушением вмещающих пород.

Различают следующие виды крепления очистного пространства в зависимости от конструкции применяемой крепи (рис. 76):

1) крепление простой распорной крепью при мощности рудных тел до 5 м (чаще до 3 м); при установке распорной крепи над штреком и применении закладки устанавливают усиленную распорную крепь;

2) крепление отдельными вертикальными стойками с подкладками или затяжкой кровли горбылями; применяют при горизонтальном или пологом залегании рудных тел и ограниченном давлении горных пород; стойки бывают деревянные, металлические и железобетонные; при выемке руды из горизонтальных или пологих пластов иногда применяют усиленную органическую крепь, способствующую обресту пород кровли при ее обрушении;

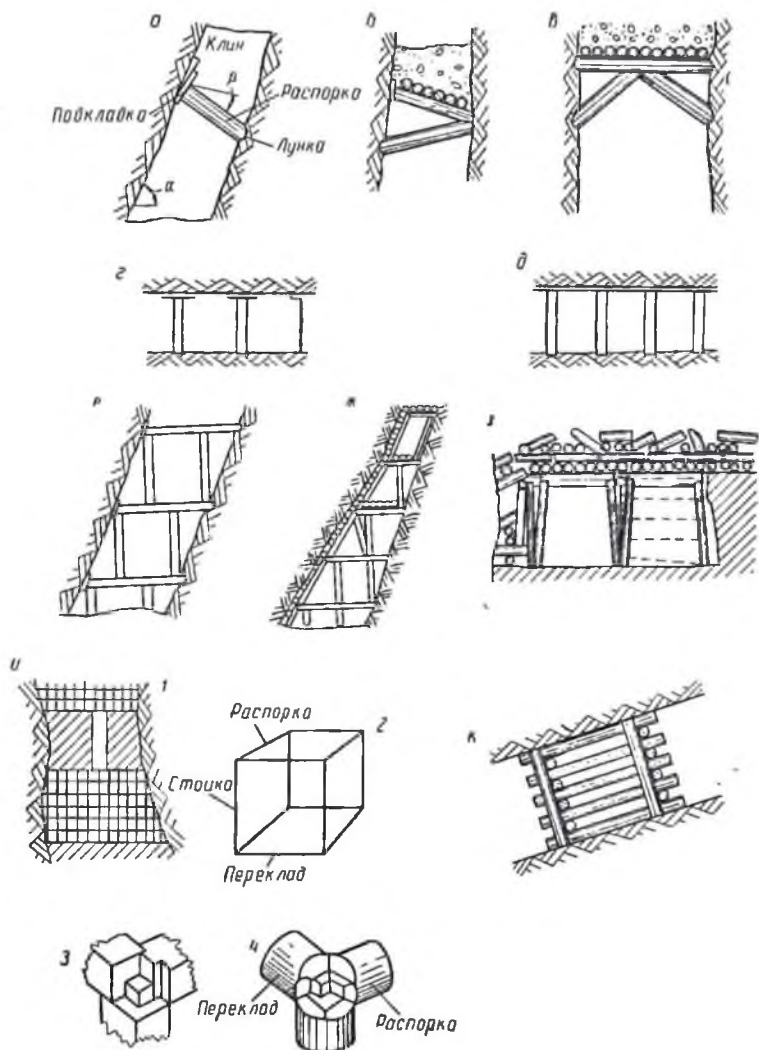


Рис. 76. Применяемые виды крещи для очистного пространства:

а — распорными стойками (простая распорная крещь); б — основными и вспомогательными распорными стойками (усиленная распорная крещь); в — основными и укосными распорными стойками (усиленная распорная крещь); г — стойками с подкладками; д — стойками с затяжной кровлей горбылями; е — комбинированное крепление вертикальными и горизонтальными стойками без затяжки боковых пород; ж — то же, с затяжкой висячего бона; з — рамами; и — станнами; к — костер; 1 — общая схема установки крещи; 2 — элементы станка; 3 и 4 — замок станновой крещи

3) комбинированное крепление вертикальными и горизонтальными стойками без затяжки или с затяжкой боков и кровли забоя (сложная распорная крепь); применяют при мощности рудного тела 3—5 м и усиленном давлении горных пород;

4) крепление рамами (сплошными или вразбежку); применяют при разработке рудных тел ограниченной мощности и реже мощных рудных тел при усиленном давлении горных пород;

5) крепление станками, состоящими из вертикальных стоек и горизонтальных распорок и перекладов; торцы стоек, перекладов и распорок обрабатывают в форме квадратных или прямоугольных шпиров; крепление станками применяют преимущественно при разработке мощных рудных тел в сочетании с закладкой;

6) крепление костровой крепью; костровую крепь применяют при разработке рудных месторождений обычно не как самостоятельную крепь, а как дополнительную при увеличенном давлении.

Основным материалом для изготовления крепи является дерево.

В послевоенное время на ряде рудников провели опытные работы с применением металлических стоек и сборной железобетонной крепи, давшие положительные результаты. Из металлических стоек наиболее эффективными являются гидравлические стойки типа ГС. В настоящее время на отдельных рудниках ведут опытные работы по применению передвижной щитовой крепи\* (шахты треста Никополь-Марганец, шахты, добывающие глинистые руды, уральские медноколчеданные рудники) и широко внедряют штанговую крепь.

Штанговую крепь применяют для закрепления кровли или вмещающих пород. Используют следующие конструкции штанговой крепи: клинощелевые, распорные и железобетонные (рис. 77). Диаметр стали для металлических штанг обычно 25 мм, длина штанг от 1 до 2,5—3 м в зависимости от горногеологических условий. Наиболее экономичными оказались железобетонные штанги; при их устройстве используют старый трос и цементный раствор, нагнетаемый в скважину с помощью торкрет-пушки. Для бурения шпуров под железобетонные штанги применяют телескопные перфораторы ПТ-45. Кроме торкрет-пушки для нагнетания цементного раствора применяют простое устройство, состоящее из бачка, внутри которого под действием сжатого воздуха перемещается поршень, выдавливающий цементный раствор в патрубок, к которому прикреплен резиновый шланг, вводимый в шпур. В образующуюся петлю троса между штангами может быть заведена затяжка из горбылей. Наибольшая работоспособность штанг обеспечивается при изготовлении цемента с водо-цементным отношением 0,3. Через 12 ч со времени установки штанга выдерживает нагрузку до 5 т, а через одни сутки до 12 т. Стойкость крепления 1 м<sup>2</sup> площади очистной выработки железобетонными штангами на руднике «Холтосов» была в 3 раза менее, чем при креплении усиленной распорной крепью, и в 2,8 раза выше по сравнению с креплением металлическими штангами.

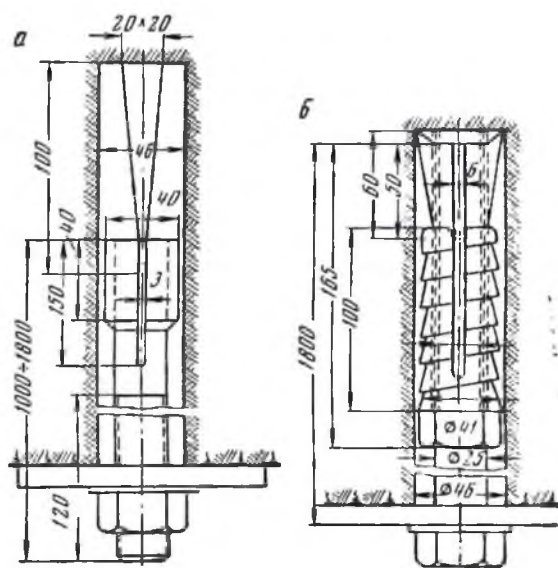
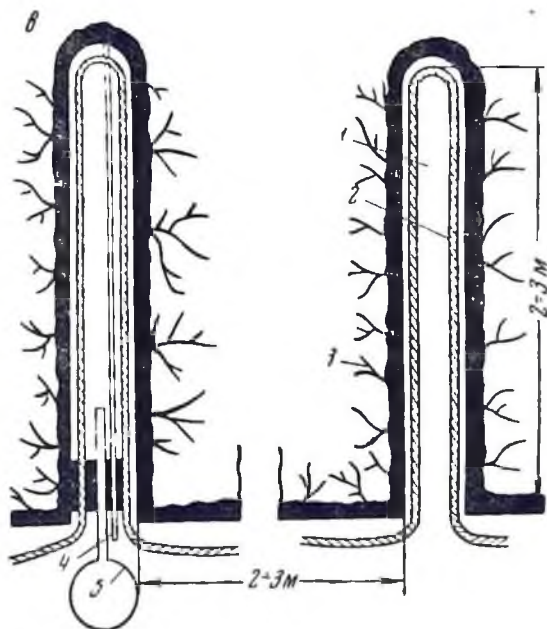


Рис. 77. Штанговая крепь:

а — клинощельная; б — распорная; в — железобетонная штанга; 1 — скважина; 2 — стальной трос; 3 — цементируемые трещины; 4 — труба для отвода воздуха; 5 — торкрет-пушина





**Обрушение пород.** При разработке горизонтальных и пологих пластовых месторождений ограниченной мощности и сплошной лавы забоя (лавы) необходимо установить целесообразный шаг обрушения кровли в связи с возможным образованием свода равновесия или консольной плиты. Шаг обрушения — это расстояние, на которое может безопасно подвигаться очистной забой. Следует учитывать, что на величину шага обрушения оказывают влияние интенсивность разработки и конструкции применяемой крепи. Чем больше скорость очистной выемки, тем меньше проявляется горное давление.

При разработке мощных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород необходимо определять конструктивные элементы системы: размеры блока и его вынимаемых частей (панелей), а также устанавливать целесообразные направления выемки. Многолетняя практика рудников Кривого Рога и многих зарубежных стран позволяет руководствоваться следующими основными положениями при системах разработки мощных месторождений с обрушением руды и вмещающих пород:

1) целесообразный размер блоков по линии простирания должен быть 25—30 м;

2) целесообразная ширина вынимаемой панели в блоке 20—25 м (узкие панели);

3) отработка залежи в направлении от зон с большим горным давлением к зонам меньших давлений (от центра залежи к флангам). С целью обеспечения заданной производительности при фронтальном продвижении очистной выемки очистные работы следует проводить одновременно на нескольких этажах с соблюдением соответствующего опережения выемки вышележащего этажа;

4) первоочередная отработка блока от лежачего бока к висячему.

Соблюдение указанных положений позволяет иметь в одновременной отработке малые площади обнажений частей блока (до 700—1000 м<sup>2</sup>), подвигаться в направлении от зон с большими давлениями к зонам меньших давлений и тем самым обеспечить меньшее давление на днище блоков, в котором сосредоточены основные выработки выпуска и доставки руды.

## Глава V

### СПОСОБЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ФОРМЫ ЛИНИИ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

В зависимости от горногеологических условий разработки и требований производительной, удобной и безопасной отбойки горной массы применяют различные формы линии очистных забоев. Различают следующие способы очистной выемки в зависимости от формы линии очистных забоев (рис. 78): потолкоуступная, почвоуступная и сплошная.

**Потолкоуступная выемка.** Потолкоуступной называется выемка, при которой руду отбивают уступами в восходящем порядке с опережением выемки нижних уступов. Рабочие при выемке работают под горизонтальной или наклонной плоскостью уступа. В зависимости от расположения слоя различают выемку горизонтальными, наклонными или диагональными слоями.

Применение потолкоуступной выемки зависит от угла падения рудного тела, способа поддержания выработанного пространства, а также свойств руды; существенное влияние оказывает наличие и направление трещин в руде. Учитывать направление трещин необходимо по соображениям безопасности.

Чаще всего применяют потолкоуступную выемку горизонтальными слоями. Потолкоуступная выемка при угле падения более  $45-50^\circ$  позволяет перемещать полезное ископаемое под действием силы собственного веса.

**Почвоуступная выемка.** Почвоуступной называется выемка, при которой забой имеет форму уступов, расположенных в нисходящем порядке с опережением выемки верхних уступов.

Бурильщик при бурении стоит на массиве руды на подошве уступа. Шпуры бурят вниз, за исключением вспомогательных шпуров, которые бурят горизонтально или с небольшим подъемом. Спуск руды при почвоуступной выемке требует частичного перелопачивания.

**Сплошная выемка.** Сплошной называется выемка, при которой фронт очистных работ располагается в одну линию. Линия фронта

очистных работ может быть вытянута в любом направлении в зависимости от геологических условий или конструктивных особенностей системы разработки.

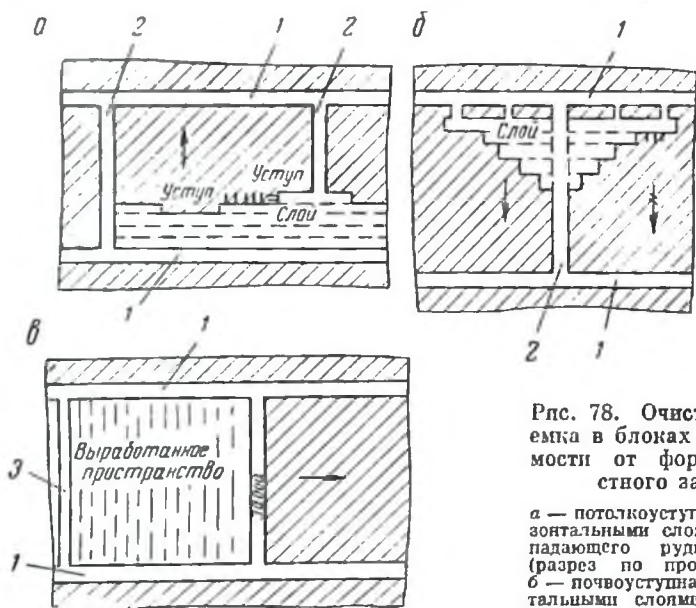


Рис. 78. Очистная выемка в блоках в зависимости от формы очистного забоя:

а — потолкоуступная горизонтальными слоями крутопадающего рудного тела (разрез по простиранию); б — почвоуступная горизонтальными слоями крутопадающего рудного тела (раз-

рез по простиранию); в — сплошная горизонтальная рудного тела (в плане); 1 — штрек; 2 — восстающий; 3 — рассечка (стрелкой указано общее направление выемки руды)

Сплошную выемку чаще применяют при горизонтальном или пологом залегании рудного тела. Условия применения, достоинства и недостатки основных способов очистной выемки приводятся при рассмотрении отдельных систем разработки.

## Глава VI

### ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

#### § 1. Организация очистных работ на основе цикличности

Понятие о цикле и цикличной организации очистных работ. Цикл работы в очистном забое состоит из отдельных операций: бурения и взрывания, уборки руды и породы, крепления, закладки выработанного пространства или обрушения вмещающих пород. Все остальные работы, выполняемые в очистном забое, например доставка в забой оборудования и материалов, наращивание труб, укладка пути и другие работы, относят к вспомогательным. Все производственные операции очистной выемки тесно связаны между собой, зависят одна от другой и должны быть строго согласованы. Исходной операцией обычно является бурение, за ней следуют и систематически повторяются другие основные операции очистной выемки. Некоторые из них совмещают. Вспомогательные работы чаще выполняют одновременно с основными.

*Циклом* очистной выемки считают регулярно повторяемый законченный комплекс всех производственных операций, необходимых для перемещения рабочей площади очистной выемки в определенном направлении и на определенное расстояние в соответствии с условиями ведения горных работ при применяемой системе разработки, например перемещение кровли слоя на высоту одного слоя при системах разработки с закладкой, и т. д.

График цикличности и его оформление. Типовые графики организации очистных работ, применяющиеся в горнорудной промышленности, содержат краткие характеристики горнотехнических условий работы, технической оснащенности, графики цикличности, выходов рабочих, технико-экономические показатели.

Пример цикличной организации работ при очистной выемке. Система разработки — наклонными слоями с закладкой. Упрощенные схемы системы разработки и забоя показаны на рис. 79 и 80.

✶ *Краткая характеристика условий работы.* Руда представляет медный колчедан; коэффициент крепости руды 8—10; удельный вес руды 3,2 т/м<sup>3</sup>; мощность рудного тела 2—6 м (средняя расчетная мощность 4 м); длина блока 20 м; высота слоя 2 м; потолочный целик высотой 6 м разрабатывают горизонтальными слоями с креплением и закладкой; имеется два наращиваемых рудоспуска; шпур бурят ручными перфораторами на пневмоподдержке, глубина шпуров 2,5 м; число шпуров в комплекте 12; площадь забоя на один шпур 0,67 м<sup>2</sup>; взрывание электрическое; негабаритные куски взрывают огнепроводным шнуром; к. п. ш. 0,9; производительность одного взрыва 60 т; количество руды, вынимаемой в слое, 540 т.

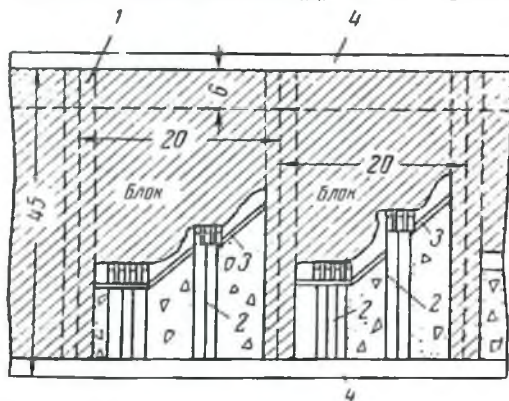


Рис. 79. Система разработки наклонным слоем с закладкой (разрез блока по прострапию):

1 — восстающий; 2 — рудоспуск; 3 — пастил;  
4 — штрэк

рм; к. п. ш. 0,9; производительность одного взрыва 60 т; количество руды, вынимаемой в слое, 540 т.

**Оборудование и инструмент в блоке**

Ручные перфораторы на пневмоподдержке . . . . .	2
Комплект буров . . . . .	1
Воздушный шланг . . . . .	1
Водяной шланг . . . . .	1
Масленка . . . . .	1
Кувалды . . . . .	2
Лопаты . . . . .	2
Лом . . . . .	1
Ключ . . . . .	1
Ящик инструментальный с замком . . . . .	1

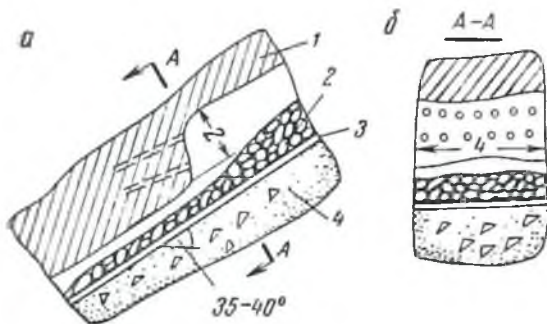


Рис. 80. Забой с расположением шпуров:

а — разрез по прострапию;  
1 — массив руды; 2 — отбитая руда; 3 — пастил; 4 — закладка;  
б — разрез вкрест прострапии



График цикличности (рис. 81). Число рабочих смен в сутки 3, четвертая смена — для проведения ремонтных работ в шахте. В графике учитывают только рабочие смены. В течение первых девяти смен бурят и частично выпускают руду (30—40%), остальную часть временно оставляют в забое (магазинируют). После отбойки слоя руду выпускают полностью. При подготовке блока к закладке убирают настил, наращивают рудоспуски и щиты. После этих работ

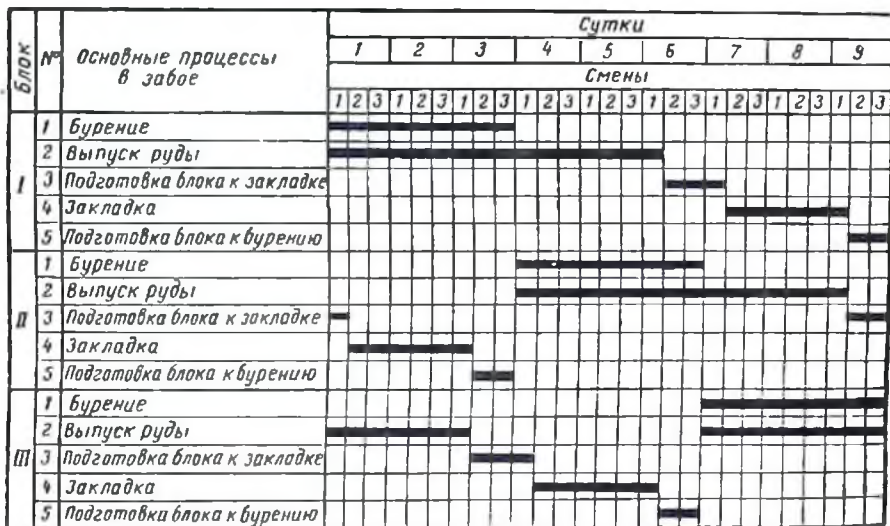


Рис. 81. График цикличности при очистной выемке

производят закладку. После закладки устраивают деревянный настил и крепят пространство над рудоспуском. Цикл при выемке слоя заканчивается в течение 27 смен.

График выходов рабочих (табл. 15). В каждой смене в блоке работают по два забойных рабочих, включая крепильщиков. Кроме указанных в графике рабочих, в первые девять смен на работах заняты взрывники. С учетом 3 чел-смен взрывников на цикл затрачивают 57 чел-смен всех рабочих.

Технико-экономические показатели (приведены в порядке учебных расчетов)

Производительность блока, т:	
за цикл . . . . .	540
за сутки . . . . .	60
за смену . . . . .	20
Производительность труда забойного рабочего за смену, с учетом взрывников, т . . . . .	9,5

Расход основных материалов на 1 т руды:

взрывчатых веществ, кг . . . . .	0,26
огнепроводного шнура, м . . . . .	0,03
провода для электрического взрывания, м . . . . .	0,22
электродетонаторов, шт. . . . .	0,22
капсюлей № 8 шт. . . . .	0,02
лесоматериалов, м <sup>3</sup> . . . . .	0,018
буровой стали, кг . . . . .	0,012
твердого сплава, кг . . . . .	0,0012
закладочного материала, м <sup>3</sup> . . . . .	0,28

**Условия циклической работы и значение цикличности.** Для выполнения производственной программы шахты при неполадках в отдельных забоях необходимо иметь резервные очистные забои, которые должны быть в полной технической готовности для немедленной эксплуатации. Необходимо строго соблюдать технологический режим работы рудника, т. е. вести очистную выемку по утвержденным проектам; бесперебойно и своевременно снабжать забои необходимым оборудованием, инструментом и материалами; своевременно и качественно проводить планово-предупредительные ремонты горного оборудования; обеспечить работы необходимым количеством сжатого воздуха и электроэнергией; обеспечить вентиляцию и освещение забоев.

Нарушенный по каким-либо причинам график должен быть вновь восстановлен.

Работа по графику цикличности обеспечивает выполнение программы добычи, повышение производительности труда, полное использование механизмов и достижение высоких показателей. Циклическая работа повышает безопасность труда.

## § 2. Планирование горных работ на руднике

При большом объеме горных работ на руднике используют СПУ (системное планирование и управление). СПУ предусматривает использование сетевых и линейных графиков.

Общая схема СПУ, применяемая на руднике им. XXII съезда КПСС (Зыряновский свинцовый комбинат), приведена на рис. 82.

Принцип построения сетевых и линейных графиков был изложен выше в разделе вскрытия и подготовки месторождений к очистной выемке.

Составлению сетевого графика работ участка или блока предшествует подготовка данных по основным комплексам работ (подразделениям). После составления первичных графиков «свивают» отдельные графики в сводный сетевой график с отражением в нем календарных сроков выполнения работ (в сетевых графиках по подразделениям определяют только продолжительность отдельных видов работ и их показатели).



В конце каждого месяца составляют оптимизированные по времени и равномерности графики участков работ на следующий месяц. Корректируют составленные ранее годовые сетевые графики работ с соблюдением основного требования — обязательности выполнения принятого годового плана всех видов горных работ.

СПУ позволяет более правильно планировать на соответствующий период времени объемы подготовительных, нарезных и буровых

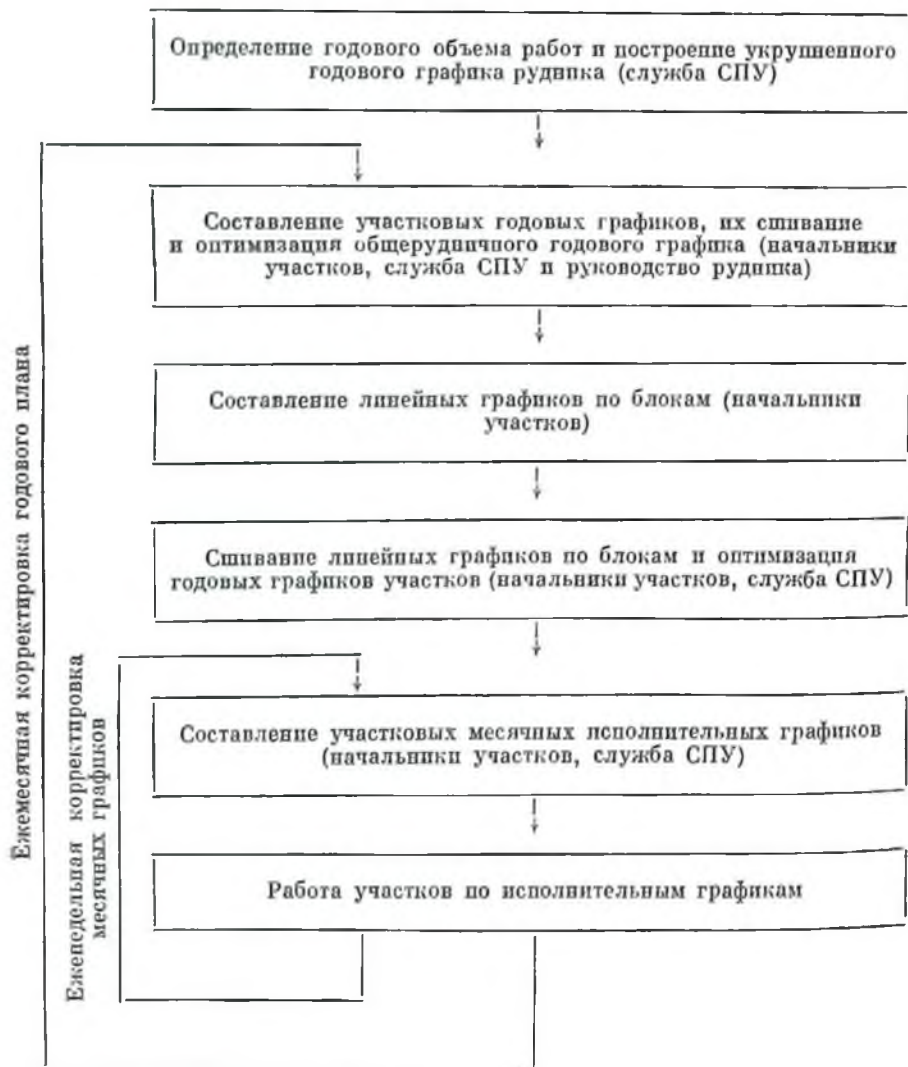


Рис. 82. Схема системного планирования и управления рудником

работ (сокращать оборотные средства), сосредоточивать особое внимание технического руководства рудника и участков на выполнение критических работ, выявлять резервы времени и рабочей силы и находить пути повышения производительности труда.

Более подробные сведения по СПУ приведены в специальной литературе.

Графики циклической организации работ и материалы СПУ могут быть широко использованы при составлении общего календарного плана горных работ на весь период работы рудника (шахты). Целью календарного плана являются выявление и увязка объемов, последовательности и сроков выполнения всех видов горных работ по годам и горизонтам (горнокапитальные, горноподготовительные и очистные работы) с выявлением числа блоков (камер, забоев) в работе, количества и качества выдаваемой руды в разные периоды работы рудника (шахты). Календарный план оформляется в виде таблицы-графика.

## Глава VII

### ПОТЕРИ И РАЗУБОЖИВАНИЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Недра в СССР должны разрабатываться полным извлечением запасов полезного ископаемого в количественном и качественном отношении.

За последние 25 лет в СССР впервые в мировой практике проведено много научных исследований, связанных с установлением уровня и структуры потерь в горной промышленности.

К этим исследованиям относятся работы Р. П. Каплунова и Е. Ф. Шешко под руководством акад. А. М. Терпигорева; работы Е. П. Прокопьева и П. А. Рыжова; работы группы сотрудников Института физики земли АН СССР под руководством чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова; работы института ЦНИГРИ и ряда других исследовательских и проектных институтов и отдельных специалистов — акад. АН УССР Г. М. Малахов, докт. техн. наук В. В. Куликов, проф. А. Ф. Назарчик, доц., канд. техн. наук В. А. Симakov и др.

Проведенные исследования позволили разработать и осуществить практические мероприятия по уменьшению потерь и разубоживания руды при разработке месторождений полезных ископаемых, в том числе при разработке рудных месторождений. Ниже приводятся основные сведения об определении, учете потерь и разубоживания и мероприятиях по их уменьшению.

#### § 1. Основные понятия и термины

Извлечение руды — отношение качества руды с промышленным содержанием металла, извлеченной из блока, к запасам руды в блоке. В литературе иногда называют истинное извлечение руды или действительное извлечение руды.

Извлечение рудной массы — отношение количества руды и пород, извлеченных из блока и вмещающих или залегающих пород, к запасам руды в блоке. В литературе часто называют видимое извлечение или кажущееся извлечение.

**Разубоживание руды** — отношение количества пустых пород, попавших в руду, к рудной массе.

При правильном ведении горных работ коэффициент разубоживания обычно колеблется от 0,05 до 0,20, коэффициент извлечения от 0,8 до 0,95 в зависимости от горногеологических и технико-экономических условий разработки и применяемого способа выемки. В отдельных случаях потери и разубоживание достигают еще большей величины. При валовой разработке тонких жил разубоживание достигает 70—80%, при камерной разработке соли потери достигают 40—50%.

## § 2. Значение потерь и разубоживания

Максимальное извлечение полезного ископаемого из недр без засорения его породой является одним из основных требований, предъявляемых к технологии разработки месторождений полезных ископаемых. Потери и разубоживание полезного ископаемого значительно снижают эффективность разработки месторождения. При потерях уменьшаются извлекаемые запасы полезного ископаемого, представляющего большую ценность для народного хозяйства.

Потери запасов вызывают увеличение затрат на проведение разведочных, капитальных и подготовительных работ, отнесенных па единицу добытого полезного ископаемого. Потери руды наносят также большой экономический ущерб предприятиям, вызываемый значительными затратами на добычу потерянных руд.

При разубоживании снижается качество полезного ископаемого, возрастают затраты на обогащение, металлургический передел, транспорт и погрузочно-разгрузочные работы (особенно при дальних перевозках); в ряде случаев из-за вредных примесей уменьшается извлечение полезных компонентов на обогатительных фабриках и заводах.

Из отмеченного очевидна важность проведения мероприятий по уменьшению потерь и разубоживания руды при разработке месторождений полезных ископаемых, особенно месторождений высокоценных руд со сложной технологией переработки.

## § 3. Виды потерь

Единая классификация потерь полезных ископаемых еще не разработана. Согласно имеющимся отраслевым инструкциям по учету потерь они разделяются на основные группы:

1) потери полезных ископаемых по горногеологическим и, в частности, гидрогеологическим условиям. К этой группе относят потери в целиках или пачках полезного ископаемого, оставленных для предохранения горных выработок от прорыва воды из подземных водоемов или пльвунов; потери в участках со значительными тектоническими нарушениями пластов, залежей или жил и т. д.;

2) потери полезных ископаемых в охранных и барьерных целиках (охранные целики предназначены для сохранения стволов шахт, наземных сооружений, водоемов и рек, городов и поселков; барьерные целики предназначены для отделения запасов шахты или рудника от выработанных или подлежащих выемке запасов других шахт и рудников);

3) эксплуатационные потери, к которым относят потери полезного ископаемого при разработке; эта группа потерь в основном зависит от горногеологических условий месторождения, применяемой системы разработки.

Эксплуатационные потери разделяют на две подгруппы: а) потери отбитой и б) неотбитой руды; к первой подгруппе относят потери в закладке, на степках и подошве очистного пространства, потери при смешивании руды с пустой породой, потери при доставке, откатке и складировании руды (последний вид иногда учитывается отдельно, как потери при транспорте); ко второй подгруппе относят потери в целиках, оставленных при очистной выемке, потери от неполноты выемки по контурам рудного тела.

Все указанные выше группы потерь учитывают отдельно. Потерянные запасы полезного ископаемого, отнесенные к первой и второй группам, списывают только по разрешению органов Госгортехнадзора. Эксплуатационные потери в большинстве случаев имеют большее значение по сравнению с другими видами потерь, так как они носят систематический характер и значительны по величине. Допустимые эксплуатационные потери устанавливают проектом разработки того или иного месторождения. Величины этих потерь приведены ниже при описании отдельных систем разработки. Правильный учет эксплуатационных потерь и осуществление мероприятий по их уменьшению имеют большое практическое значение. При проведении мероприятий по снижению эксплуатационных потерь должно быть обращено особое внимание на потери, имеющие наибольший удельный вес: в закладке, при смешивании с пустой породой и в оставляемых целиках.

#### § 4. Виды разубоживания

Разубоживание в основном зависит от горногеологических условий разработки, применяемой системы и правильности ведения работ.

Разработка месторождений со слабыми вмещающими породами, с неясно выраженными контактами сопровождается значительным разубоживанием руды. Некоторые системы, например с этажным и подэтажным обрушением, дают высокое разубоживание. Большой величины оно достигает при выемке тонких и весьма тонких рудных тел вследствие вынужденной отбойки пустых пород для создания минимальной ширины очистного пространства.

Основными источниками разубоживания являются: попадание пустой породы в руду при отбойке; засорение отбитой руды закладкой; смешивание отбитой руды с обрушающейся пустой или минерализованной породой.

### § 5. Определение и учет потерь и разубоживания

Потери и разубоживание на большинстве горнорудных предприятий СССР в настоящее время определяют по «Единой инструкции» косвенным методом. При косвенном методе количество теряемой руды (металла) или объем присаженных пустых пород непосредственно не измеряют.

Показатели извлечения руды учитывают по следующим формулам:

$$I = \frac{T_{\phi}}{T_m} (100 - R); P = 100 - I;$$

$$R = 100 \frac{C_m - C_{\phi}}{C_m - C_n},$$

где  $P$  — эксплуатационные потери полезного ископаемого, %;

$I$  — извлечение полезного ископаемого, %;

$R$  — разубоживание полезного ископаемого, %;

$T_{\phi}$  — количество фактически добытой руды,  $t$ ;

$T_m$  — количество руды в массиве, подлежащей выемке,  $t$ ;

$C_{\phi}$  — фактическое содержание полезного компонента в добытой руде, %;

$C_m$  — содержание полезного компонента в массиве по данным опробования, %;

$C_n$  — содержание полезного компонента в породе, засоряющей руду, %.

Отношение количества добытой рудной массы к ее запасу в месторождении называют *коэффициентом извлечения рудной массы*; обычно он больше коэффициента извлечения полезного ископаемого.

Согласно последних исследований ИФЗ АН СССР потери и разубоживание целесообразно учитывать общим коэффициентом извлечения из недр полезного компонента

$$K_{II} = K_{\text{кол}} K_{\text{кач}},$$

где  $K_{\text{кол}}$  и  $K_{\text{кач}}$  — соответственно коэффициенты извлечения количества и качества полезного ископаемого.

Содержание металла в процентах в добытой рудной массе при определенных коэффициенте разубоживания и содержания полезного компонента в массиве и вмещающих породах определяют по формуле

$$C_{\phi} = C_m - K_p (C_m - C_n).$$

Если руду сортируют, содержание металла в процентах в отсортированной (товарной) руде устанавливают по формуле

$$C_T = \frac{C_\phi - (1 - V_T) C_{o.п.}}{V_T},$$

где  $C_T$  — содержание металла в товарной руде, %;

$C_\phi$  — фактическое содержание металла в сортируемой руде, %;

$V_T$  — выход товарной руды из 1 т сортируемой руды, т;

$C_{o.п.}$  — содержание металла в отсортированной породе, %.

Учет потерь и разубоживания руды на предприятиях ведется по определенным формам отчетности (месячные и квартальные формы учета эксплуатационных потерь и разубоживания руды по эксплуатационным блокам, шахте и отдельным системам разработки). Эксплуатационные потери учитывают отдельно по отбитой и неотбитой руде. При системе разработки с многостадийной выемкой блоков правильно судить о потерях и разубоживании руды можно лишь после отработки всего блока в целом. Месячная отчетность в этих случаях непоказательна.

Косвенный метод определения потерь и разубоживания по Единой инструкции является приближенным, так как возможные ошибки в исходных данных могут значительно превышать искомые величины; это относится к содержанию металла в разубоживающих породах и содержанию металла в потерянной руде. При пользовании Единой инструкцией содержание полезного компонента в балансовых запасах и теряемой руде считается одинаковым, в то время как в ряде случаев, особенно при разработке жильных месторождений, теряемая мелкая руда обычно имеет более высокое содержание.

Исследования, проведенные под руководством чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова, показали, что более точным способом определения потерь и разубоживания при некоторых системах разработки следует считать прямой метод, при котором потери и разубоживание определяют на основании непосредственного замера количества теряемой руды, металла, объема присаженных вмещающих пород и добытой рудной массы.

Особые достоинства прямой метод имеет при разработке весьма сложных рудных месторождений, когда запасы руды, подлежащие выемке, и содержание в ней полезного компонента нельзя заранее определить с допустимой степенью точности. В таких случаях косвенный метод не применим. При прямом методе учета на руднике необходимо организовать учет основных видов потерь в отдельных блоках по составляющим: потери от неполноты выемки по контурам рудного тела; в закладке (при системах с закладкой); от смешивания руды с обрушенной породой; в целках и завалах, при транспортировании от забоя до пунктов разгрузки на поверхности; при склад-

ровании на поверхности; при сортировке (при организации сортировки).

Общие потери металла в процентах при прямом методе определяют по формуле

$$P = \frac{(P_1 + P_2 + P_3 + \dots + P_n)}{(T_{\phi} + \sum P)} 100, \%,$$

где  $P_1, P_2$  и т. д. — отдельные виды потерь металла,  $t$  или  $\kappa_2$ ;  
 $T_{\phi}$  — количество фактически добытого металла,  $t$  или  $\kappa_2$ ;

$\sum P$  — суммарные потери металла,  $t$  или  $\kappa_2$ .

Прямой метод определения разубоживания путем непосредственного замера объемов присаженных вмещающих пород и добытого полезного ископаемого в настоящее время находится в стадии разработки. Проф. А. Ф. Назарчик предложил более точные и простые способы определения разубоживания при разработке тонких рудных тел. При этом методе отпадает необходимость определения содержания металла в добытой руде, которое характеризуется неточностью и большой трудоемкостью опробования.

Коэффициент разубоживания, равный отношению веса добытой руды к весу заключенной в ней жильной массы, А. Ф. Назарчик рекомендует определять по формулам:

$$R = \frac{(m_o - m_{ж}) \gamma_{п} + m_{ж} \gamma_{ж}}{m_{ж} \cdot \gamma_{ж}};$$

$$R = \frac{[(m_o - m_{ж}) \gamma_{п} + m_{ж} \gamma_{ж}] C_{ж}}{(m_o - m_{ж}) \gamma_{п} C_{п} + m_{ж} \gamma_{ж} C_{ж}},$$

где  $m_o$  — ширина очистного пространства,  $m$ ;

$m_{ж}$  — средняя мощность жилы,  $m$ ;

$\gamma_{п}$  — объемный вес вмещающих пород,  $t/m^3$ ;

$\gamma_{ж}$  — объемный вес жильной массы,  $t/m^3$ ;

$C_{ж}$  и  $C_{п}$  — соответственно содержание металла в жильной массе и во вмещающих породах, %.

Первая формула применяется при отсутствии металла во вмещающей породе, вторая — при его наличии.

Для точного подсчета величины разубоживания в выдаваемой руде необходимо учитывать и возможные потери жильной массы при выпуске и в закладке.

Основными мероприятиями по снижению разубоживания при разработке жильных месторождений являются: применение систем с раздельной выемкой руды, бурение шпуров малого диаметра корешками диаметром 28—30 мм, повышение интенсивности очистной выемки и применение штаговой крепи во избежание отслоения пород, широкое применение сортировки рудной массы.



При разработке жильных месторождений с более высоким содержанием полезных компонентов по сравнению с содержанием в обрабатываемых балансовых запасах ошибки вычисления коэффициентов потерь и разубоживания косвенным методом превышают таковые при прямом методе. Прямой метод позволяет вести учет по блокам и своевременно выявлять источники потерь руды для принятия мер борьбы с ними. Косвенный метод, как правило, не дает такой возможности.

Дальнейшее совершенствование прямого метода учета потерь и разубоживания позволит более широко применять его на практике.

### § 6. Установление исходных данных для определения потерь и разубоживания руды

Точный учет потерь и разубоживания возможен при правильном и своевременном определении соответствующих показателей.

*Содержание металла в массе.* Оно определяется при подготовке, нарезке и выемке блоков руды опробованием; при этом используют соответствующую геологическую документацию. Пробы наносят на плац и по ним определяют среднее содержание металла по блоку. Необходимо учитывать прослойки пустой породы в рудном теле. Если прослойки достаточно мощны и их можно отделить в процессе отбойки или сорттировать после отбойки, то они не должны входить в позабойную пробу. В противном случае прослойки необходимо включать в пробу, считая их естественным разубоживанием.

*Количество металла в массиве месторождения.* От правильности подсчета запасов в значительной степени зависит точность определения потерь руды. При определении количества руды в массиве особое внимание должно быть обращено на правильное установление влажности и объемного веса руды.

*Среднее содержание металла в добытой рудной массе.* Выдаваемую на поверхность руду опробуют «горстевым» методом из вагонеток. Для проверки валовым способом отбирают каждую десятую, двадцатую вагонетки и т. д. Из вагонеток пробы берут по сетке или так называемым «конвертом» — из пяти точек, весом каждая по 0,2—0,5 кг и более. В вагонетках большой емкости пробы берут из шести — восьми точек. При опробовании вся отобранная руда измельчается и сокращается.

Иногда пробу отбирают при выпуске руды на сорттировочную ленту, при засышке в бункера фабрики или при подаче из бункеров на фабрику.

*Количество добытой руды.* Вес добытой руды по шахте определяют, взвешивая руду при отгрузке ее потребителям.

Учет добытой руды отдельно по блокам, участкам должен осуществляться, как правило, повагонеточным взвешиванием руды

на поверхности и непосредственно на основных подземных горизонтах.

Результаты повагонеточного учета количества добытой руды должны корректироваться не менее раза в месяц. Для этого проводят маркшейдерские замеры остатков руды на складах (в отвалах, бункерах) и весовой учет отгрузки руды.

Параллельно с весовым учетом на всех шахтах определяют добытую руду по маркшейдерским замерам выработанного пространства и по данным текущей геологической документации.

### § 7. Закономерности выпуска руды при системах с обрушением вмещающих пород \*

При выпуске руды из камер (без обрушения вмещающих пород) смешивание руды с вмещающими породами исключается. Актуальным вопросом при таких системах является конструирование системы, позволяющей предотвратить потери на лежащем боку и на днище камеры. Более сложным является выпуск руды под обрушенными вмещающими породами. В этом случае параметры системы и режим выпуска имеют исключительно важное значение в деле снижения потерь и разубоживания руды.

Решению вопросов выпуска руды под обрушенными породами предшествовали длительные исследования советских ученых, позволившие в итоге установить определенные закономерности выпуска и определить оптимальные параметры систем с обрушением руды и вмещающих пород, исходя из требования минимальных потерь и разубоживания. Исследованиями выпуска руды из обрушенных блоков занимались многие ученые и производственники: С. С. Мипаев, Г. М. Малахов, Н. С. Демпин, В. Р. Именитов, В. В. Куликов и др. Практические основы выпуска руды впервые в СССР были детально разработаны Г. М. Малаховым.

Акад. АН УССР Г. М. Малахов на основе обширных научных исследований, подкрепленных данными практики, подтвердил положение, выдвинутое инж. С. С. Мипаевым, что истечение обрушенной руды через выпускные отверстия происходит из объемов, имеющих форму эллипсоидов вращения 1 (рис. 83). Все частицы, расположенные на поверхности каждого из эллипсоидов, приходят к выпускному отверстию одновременно.

При выпуске руды движется не вся его масса, а только определенная часть. Эта зона также имеет форму эллипсоида вращения и называется эллипсоидом разрыхления 2. По мере выпуска руды нижняя часть эллипсоида разрыхления постепенно достигает сферы влияния выпускного отверстия, которая имеет форму параболоида 3. Сфера влияния выпускного отверстия — это предельная

\* Данный параграф написан докт. техн. наук В. В. Куликовым.

граница, за которой частицы остаются неподвижными при выпуске любого количества материала из отверстия. Покрывающие породы начинают смещаться, когда вершина эллипсоида разрыхления перейдет за плоскость контакта между рудой и покрывающими породами. Поверхность контакта руды с налегающими породами по мере выпуска приобретает форму воронки, которая называется **воронкой**



Рис. 83. Образование эллипсоидов выпуска и разрыхления при истечении сыпучего материала (лабораторные опыты докт. техн. наук В. В. Куликова):

а — первая стадия выпуска; б — вторая стадия выпуска; в — выход эллипсоида разрыхления на поверхность

**прогиба 4.** Когда воронка прогиба достигнет выпускного отверстия, начинается выпуск руды вместе с породой (до этого выпускается чистая руда). Воронка прогиба в этом положении называется **воронкой внедрения 5.** При последующем выпуске руды из этого отверстия засорение ее пустой породой увеличивается. Выпуск руды должен быть прекращен, когда содержание полезного компонента становится ниже установленной кондиции. При достижении эллипсоидом разрыхления земной поверхности на ней образуется **воронка провала 6.**

Прогнозные показатели извлечения руды определяем по нашей методике\*.

При изолированном выпуске руды, когда ширина эллипсоида выпуска меньше расстояния между выпускными отверстиями, количество извлеченной руды до начала разубоживания равно объему эллипсоида выпуска:

$$q = \frac{\pi}{3} P h^2, \text{ м}^3,$$

где  $h$  — высота выпускаемого слоя руды, м;

$P$  — константа, определяющая сыпучие свойства руды, м.

Ширина эллипсоида выпуска

$$2b = \sqrt{2Ph}, \text{ м.}$$

Коэффициент сыпучести  $P$  является радиусом кривизны вершины эллипсоида выпуска. Он зависит от физико-механических свойств руды в блоке (крупности кусков, гранулометрического состава, влажности, коэффициента разрыхления, коэффициента внутреннего трения и т. д.). Для руды с определенными физико-механическими свойствами он является величиной постоянной.

На основании многочисленных промышленных опытов для рудника им. Дзержинского (Кривой Рог) при отбойке руды на компенсационное пространство величина  $P$  составляет:

руда большой кусковатости . . . . .	0,45—0,55 м
руда средней кусковатости . . . . .	0,35—0,4 м
руда, склонная к слеживанию (наличие пылеватых фракций, влажная) . . . . .	0,3 м

Для апатитового рудника им. С. М. Кирова  $P = 0,55$  м.

Для рудников Норильского комбината при коэффициенте разрыхления  $K_p$  1,08; 1,13; 1,21; 1,3; 1,41 коэффициент сыпучести  $P$  соответственно равен 0,55; 0,65; 0,8; 0,85; 1,05 м.

Разубоживание начинается с того момента, когда высота эллипсоида выпуска становится больше высоты слоя руды. Объем и высоту такого эллипсоида обозначим соответственно через  $Q$  и  $H$ .

Объемное разубоживание  $R_0$  определим как отношение объема пустых пород  $V_n$  к объему рудной массы, равному объему эллипсоида выпуска  $Q$  с высотой  $H$ ,

$$R_0 = \frac{V_n}{Q} 100, \%$$

\* Более подробные данные о выпуске руды смотри в работе «Методика прогнозирования показателей извлечения руды». Кулик В. В., Дейч А. Г. ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1969.

Объем пустых пород  $V_n$  равен сегменту эллипсоида выпуска, отсекаемого контактом руды с породой,

$$V_n = 0,262PKH^2, \text{ м}^3;$$

$$K = 4 \left( \frac{2h^3}{H^3} - \frac{3h^2}{H^2} + 1 \right).$$

На практике руду выпускают до тех пор, пока содержание металла в рудной массе будет равно нижнему пределу кондиции руды.

Предельное объемное разубоживание, т. е. разубоживание в последней дозе выпуска,

$$R_{\text{пр}} = \frac{V_n - V'_n}{Q - Q'} \cdot 100, \%,$$

где  $V_n$  и  $Q$  — объемы пустой породы и рудной массы, извлеченные из выпускного отверстия за весь период выпуска,  $\text{м}^3$ ;

$V'_n$  и  $Q'$  — то же, но перед выпуском последней дозы с минимальным кондиционным содержанием,  $\text{м}^3$ ;

$$R_{\text{пр}} = \left( 1 - \frac{h^3}{H^3} \right) \cdot 100, \%.$$

Предельное весовое разубоживание определяем по формуле

$$R'_{\text{пр}} = \frac{C_m - C_{\text{пр}}}{C_m - C_n} \cdot 100, \%,$$

где  $C_m$  — промышленное содержание металла в руде, %;

$C_{\text{пр}}$  — минимальное промышленное содержание металла в рудной массе, %;

$C_n$  — содержание металла в разубоживающих породах, %.

Предельное объемное разубоживание

$$R_{\text{пр}} = \frac{\gamma_{\text{р. м}}}{\gamma_{\text{р. п}}} R'_{\text{пр. м}} \cdot 100, \%,$$

где  $\gamma_{\text{р. м}}$  — объемный вес рудной массы;

$\gamma_{\text{р. п}}$  — объемный вес разубоживающих пород.

Объемный вес рудной массы определяем как средневзвешенную величину по формуле

$$\gamma_{\text{р. м}} = 0,01 [R'_{\text{пр}} \gamma_{\text{р. п}} + (100 - R'_{\text{пр}}) \gamma].$$

Отметим, что аналогично определяется объемный вес разубоживающих пород. Только в данной формуле вместо  $C_{\text{пр}}$  и  $C_n$  нужно соответственно подставить содержание железа в разубоживающей массе и в пустых вмещающих породах.

Определив для конкретных условий  $R_{\text{пр}}$  и зная высоту блока  $h$ , определяем  $H$ .

Далее находим объем промышленных пустых пород  $V_n$  и объем удной массы, извлеченной из одного выпускного отверстия. Количество извлеченной руды  $I$  с промышленным содержанием металла ней определяем как разность объемов  $Q$  и  $V_n$ :

$$I = Q - V_n, \text{ м}^3.$$

Зная запасы руды, приходящиеся на одно выпускное отверстие  $T_3$ , определяем количество руды, извлеченное из компенсационного пространства,

$$T_k = T_3 \frac{K_p - 1}{K_p}, \text{ м}^3.$$

При пересечении эллипсоидов выпуска контакт руды с породой которое время опускается горизонтально. Затем, начиная с критической высоты обрушенного слоя руды, контакт руды прогибается, образуя воронки над каждым выпускным отверстием.

Показатели извлечения руды в этом случае определяем следующим образом. За период плавного опускания контакта до критической высоты обрушенного слоя руды из каждого выпускного отверстия будет извлечено чистой руды

$$I' = (h - h_{кр}) l^2, \text{ м}^3,$$

где  $h$  — высота слоя руды, м;

$h_{кр}$  — критическая высота обрушенного слоя руды, м;

$l$  — расстояние между выпускными отверстиями, м.

Количество руды и пустых пород, выпускаемой за второй период пускания контакта, начиная с критической высоты и до конца выпуска, может быть определено, как и в первом случае. Но при этом нужно во всех вышеперечисленных формулах вместо высоты лока подставлять величину  $h_{кр}$ .

Критическая высота блока равна высоте гребней руды, оставленной до начала разубоживания,

$$h_{кр} = \frac{l^2}{4P}, \text{ м}.$$

Количество руды, извлеченной до начала разубоживания, равно сумме объемов  $I'$  и объему эллипсоида с высотой, равной критической высоте  $q_{кр}$ ,

$$I_{д.р} = I' + q_{кр}, \text{ м}^3.$$

Количество руды, извлеченной во втором периоде,

$$I'' = Q - V_n - 4V_{сег}, \text{ м}^3,$$

где  $V_{сег}$  — объем сегмента эллипсоида выпуска, выходящего за пределы столба руды над выпускным отверстием.

По данной методике определяют прогнозные показатели извлечения руды для любых конкретных параметров блока и устанавливают взаимосвязь показателей извлечения руды.

Разубоживание руды (объемное)

$$R_o = 300 - 2R_{np} - 3 \sqrt[3]{100(100 - R_{np})^2}, \%$$

Извлечение рудной массы

$$I_{p.m} = I + \frac{\pi \gamma_p R_o h_{кр}}{12 h \gamma_p K_p \sqrt[3]{\left(1 - \frac{R_{np}}{100}\right)^2}}, \%$$

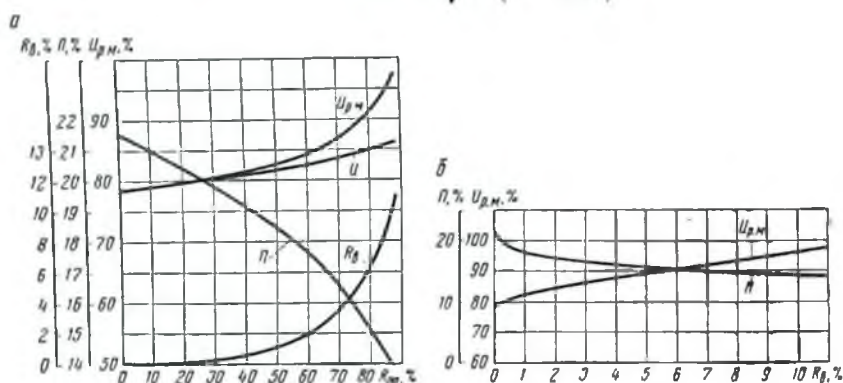


Рис. 84. Графики зависимости показателей извлечения руды: а — от предельного разубоживания; б — от разубоживания по блоку

Потери руды

$$П = \frac{25l^2}{PK_p h} \left( 1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6} \sqrt[3]{1 - \frac{R_{np}}{100}} \right), \%$$

Из этой формулы следует, что потери руды пропорциональны квадрату расстояния между выпускными отверстиями, обратно пропорциональны высоте блока, коэффициенту сыпучести руды  $P$  и коэффициенту разрыхления  $K_p$ . В свою очередь, с уменьшением  $K_p$  уменьшается  $P$ .

Формулы составлены для условия, когда

$$h_{кр} \leq h \text{ и } 0 \leq R_{np} \leq 87,5 \%$$

По полученным зависимостям построены графики (рис. 84).

В расчетах приняты исходные данные:

$$P = 0,435 \text{ м}; l = 6 \text{ м}; h = 60 \text{ м}; K_p = 1,2;$$

$$\gamma_p = 4 \text{ т/м}^3; \gamma_n = 3 \text{ т/м}^3.$$

Указанные зависимости подтверждаются производственными данными.

На основании формул по определению показателей извлечения руды установим критерий подобия природы и модели.

Критерий подобия зависит от конечной цели экспериментов. Большой частью целью лабораторных опытов является определение показателей извлечения руды. Например, потери руды, выраженные в процентах, в модели  $P_m$  и натуре  $P_n$  должны быть равны. Тогда (без учета руды, выпущенной из компенсационного пространства)

$$\begin{aligned} \frac{25l_m^2}{P_m h_m} \left( 1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6} \sqrt[3]{1 - \frac{R_{\text{пр. м}}}{100}} \right) = \\ = \frac{25l_n^2}{P_n h_n} \left( 1 - \frac{\pi}{4} + \frac{\pi}{6} \sqrt[3]{1 - \frac{R_{\text{пр. н}}}{100}} \right). \end{aligned}$$

При равных потерях предельное разубоживание в модели  $R_{\text{пр. м}}$  и в натуре  $R_{\text{пр. н}}$  должны быть равны.

Примем геометрический масштаб моделирования равным  $m$ , т. е.

$$\frac{h_n}{h_m} = m \quad \text{и} \quad \frac{l_n}{l_m} = m.$$

Тогда

$$\frac{P_n}{P_m} = \frac{l_n^2 h_m}{l_m^2 h_n} = m.$$

Таким образом, для соблюдения подобия показателей извлечения руды в модели и натуре достаточно единственного условия, чтобы отношение коэффициентов сыпучести природы и модели было равно геометрическому масштабу модели.

Подбор эквивалентного материала значительно упрощается, если задачу решать в обратном порядке. Например, коэффициент сыпучести в натуре равен 0,5 м, а в лаборатории имеется сыпучий материал с коэффициентом сыпучести 5 см. Отношение коэффициентов сыпучести равно 10. Следовательно, геометрический масштаб моделирования должен быть равен тоже 10.

Таким образом, меняя масштаб моделирования и имея один и тот же материал, в лаборатории можно моделировать выпуск руды с различными сыпучими свойствами.

По нашим данным коэффициент сыпучести руды для условий рудников Кривого Рога, комбинатов «Апатит» и Тырнауз колеблется в пределах 0,3—1 м. Пусть коэффициент сыпучести материала



в лаборатории равен 1 см. Следовательно, для моделирования выпуска различной руды на одном и том же материале геометрический масштаб моделирования можно менять от 30 до 100.

Иногда в лабораторных опытах лимитируют геометрические размеры модели. В этом случае, используя различный сыпучий материал, можно в широком диапазоне менять геометрический масштаб моделирования.

В наших лабораторных опытах и опытах Г. М. Малахова, НИГРИ и ВНИИГормета при использовании в качестве сыпучего материала сухого песка или мелкой сухой руды коэффициент сыпучести менялся в пределах 1—5 см. Следовательно, для моделирования выпуска руды с  $P = 0,3 \div 1$  м можно менять масштаб моделирования от 6 до 100.

Коэффициент сыпучести материала резко снижается при увлажнении его, при добавлении пылеватых фракций, при увеличении нагрузки. В этом случае коэффициент сыпучести песка уменьшается до 0,25 см. Следовательно, масштаб моделирования можно изменять от 6 до 400.

Таким образом на одном и том же материале можно моделировать как отработку небольшой панели при системе подэтажного обрушения, так и отработку всего месторождения.

Величину  $P$  можно определять на основании промышленных опытов. Для этого необходимо выпускать руду из одного выпускного отверстия до появления пустых пород. Зная высоту слоя руды и выпущенный объем чистой руды, определяем  $P$  по формуле

$$P = \frac{3}{\pi} \cdot \frac{q}{h^3}.$$

Однако такие эксперименты не всегда удается провести на руднике. В этом случае коэффициент  $P$  можно определить по соответствующим формулам, если достоверно известны потери руды.

### § 8. Основные мероприятия по уменьшению эксплуатационных потерь и разубоживания руды \*

1. Одним из важнейших мероприятий по предупреждению потерь и разубоживания руды является правильный выбор системы разработки применительно к определенным горногеологическим условиям, а также надлежащее осуществление принятой системы в целом и в деталях. Например, при системах с креплением и закладкой — правильная заделка, установка и расклинивание крепи в забое с целью предупреждения вывалов боковых пород и кровли, плотная обшивка рудоспусков и спусков для закладки, устройство хорошего настила на закладке перед отбойкой руды и другие мероприятия.

\* Этот параграф написан докт. техн. наук В. В. Куликовым.

2. Правильный порядок обработки этажей, горизонтов, участков и блоков с регулярными маркшейдерскими замерами и контролем качества руды (систематическое позабойное и товарное опробование руды по разработанным схемам).

3. Своевременная систематическая уборка отбитой руды из забоев при исправном состоянии полков, настилов, скатов, люков, скреперных дорожек и восстающих, а также тщательная зачистка руды в оставляемом выработанном пространстве.

4. Интенсивное подвигание очистных и подготовительных забоев и своевременная закладка выработанного пространства. При медленном подвигании забоев потери и разубоживание руды всегда выше вследствие отслаивания вмещающих пород. Чтобы обеспечить интенсивную выемку рабочих участков и планомерное погашение этажей, следует избегать разбросанности работ на многих участках и горизонтах шахты.

5. Установление для каждой шахты обоснованных кондиций и минимального промышленного содержания полезных компонентов в добываемой руде.

6. Повышение ответственности инженерно-технического персонала и рабочих и заинтересованность их в лучших качественных и количественных показателях работы.

7. При конструировании систем с массовой отбойкой и выпуском руды должны устанавливаться оптимальные значения высоты подэтажа и расстояния между выпускными отверстиями. С целью уменьшения количества руды, остающейся между выпускными отверстиями, следует соблюдать правило, чтобы эллипсоиды взаимно пересекались. Диаметр выпускного отверстия должен быть не менее 3—4-кратного размера наибольшего куска выпускаемой руды.

Г. М. Малахов рекомендует принимать отношение высоты слоя обрушаемой руды  $h$  к расстоянию между выпускными отверстиями  $l$  при подэтажном обрушении равным 5, при этажном обрушении равным 6—7 и более. В. Р. Именитов рекомендует принимать отношение  $h : l$  минимум 5—6. Рекомендуем при определении расстояния между выпускными отверстиями пользоваться уравнением

$$l = 0,275 \sqrt{PK_p P h}, \text{ м,}$$

где  $P$  — коэффициент, зависящий от сыпучих свойств руды;

$K_p$  — коэффициент разрыхления обрушенной руды;

$P$  — нормативные потери руды, %.

### III. СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

#### Глава I

#### ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

##### § 1. Особенности разработки рудных месторождений и горпотехнические характеристики

Большинство рудных месторождений представлено линзами, штоками, куполами, гвездами, жилами или комплексом рудных тел. Элементы залегания непостоянны, часто изменяются мощность, угол падения и направление простирания. Особенно сложны для разработки жильные месторождения, представленные комплексом маломощных жил с невыдержанными элементами залегания. При разработке таких месторождений необходим большой объем разведочных работ и увязка этих работ с требованиями эксплуатации. Характерной особенностью рудных месторождений является разнообразие свойств руд и вмещающих пород, а также сложность состава руд. Как руды, так и вмещающие породы встречаются от рыхлых до весьма крепких, от слабых до весьма устойчивых. Сложность состава в первую очередь относится к месторождениям руд цветных металлов, являющихся обычно полиметаллическими. Эти руды часто разделяют на сорта и классы, требующие различных способов переработки (богатые и бедные, сульфидные и окисленные, медные и медно-цинковые, медный и серный колчедан и др.).

Вследствие высоких требований технологии и необходимости выдачи руды различных сортов и классов селективная выемка при разработке рудных месторождений приобретает в ряде случаев первостепенное значение. Большое значение при разработке весьма тонких рудных тел имеют отдельная выемка руды и вмещающих пород и отсортировка пустой породы в подземных выработках и на поверхности.

**Основные горпотехнические характеристики.** При установлении факторов, влияющих на выбор систем, а также при решении других

вопросов разработки рудных месторождений руководствуются принятыми на практике характеристиками рудных тел, руды и вмещающих пород.

Рудные тела по углу падения делят на горизонтальные и пологие с углом падения от 0 до 25°, наклонные с углом падения от 25 до 45° и крутые с углом падения свыше 45°.

По мощности рудные тела делят на весьма тонкие — мощностью от нескольких сантиметров до 0,7 м, тонкие — мощностью от 0,7 до 2 м, средней мощности — от 2 до 5 м, мощные — от 5 до 20 м, весьма мощные — свыше 20 м.

В основу разделения рудных тел по мощности положены способы проведения подготовительных выработок или направление очистной выемки: при весьма тонких рудных телах очистную выемку и проведение основных подготовительных выработок (штреков, восстающих) производят с дополнительной подрывкой боковых пород; при тонких рудных телах очистную выемку ведут без подрывки, а проведение основных подготовительных выработок с подрывкой боковых пород; при средней мощности рудных тел очистную выемку и проведение основных подготовительных выработок производят без подрывки боковых пород; при разработке мощных рудных тел очистную выемку в большинстве случаев производят по простиранию рудного тела; при весьма мощных рудных телах очистную выемку ведут вкрест простирания рудного тела.

Крепость руды и вмещающих пород можно определить по упрощенной классификации горных пород, предложенной проф. Б. И. Бокнем. По этой классификации горные породы разделяются на пять групп: рыхлые и сыпучие, мягкие, ломкие, крепкие и весьма крепкие.

Для более точной характеристики крепости руды и вмещающих пород применяют шкалу крепости пород проф. М. М. Протодьяконова. Показатели крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова проверяют в необходимых случаях лабораторными испытаниями образцов породы определенной формы и размера на сжатие. Согласно рекомендации Международного бюро по механике горных пород (Прага, март 1961 г.), образцы для испытания следует получать выбуриванием керна высотой и диаметром по 40—45 мм при соблюдении строгой параллельности и плоскости торцов образца. Основными положениями, утвержденными Бюро, предусматривается шкала прочности с 12 классами пород, начиная от 30 до 3000 кг/см<sup>2</sup>.

При расчете буровзрывных работ и установлении их показателей пользуются классификациями пород по их буримости и взрываемости. Эти классификации предложил проф., докт. техн. наук А. Ф. Суханов. В настоящее время указанные классификации широко применяют в ряде отраслей отечественной горнодобывающей промышленности. Более подробные сведения о классификациях пород по крепости, буримости и взрываемости приводят в курсе буровзрывных работ.

За последние годы при решении вопросов разработки месторождений полезных ископаемых пользуются более широкой характеристикой физических свойств горных пород. Классификацию физических свойств и соответствующую паспортизацию горных пород предложил чл.-корр АН СССР В. В. Ржевский. Рекомендуемая В. В. Ржевским классификация физических свойств пород приведена в табл. 16.

Таблица 16

Группы свойств	Основные свойства	Обозначения
1. Параметры плотности	Объемный вес . . . . . Пористость . . . . .	$\gamma$ $\rho$
2. Механические	Предел прочности на сжатие . . . . . Предел прочности на растяжение . . . . . Модуль Юнга . . . . . Коэффициент Пуассона . . . . .	$\sigma_{сж}$ $\sigma_{раст}$ $E$ $\mu$
3. Тепловые	Удельная теплопроводность . . . . . Удельная теплоемкость . . . . . Коэффициент линейного расширения . . . . .	$\lambda$ $c$ $\beta$
4. Электромагнитные	Удельное электросопротивление . . . . . Диэлектрическая проницаемость . . . . . Магнитная проницаемость . . . . .	$\rho$ $\epsilon$ $\mu'$

В паспорте горной породы В. В. Ржевский рекомендует помимо физических свойств отражать происхождение породы, наименование породы, месторождение, породообразующие минералы в процентах, петрографическое описание, текстуру породы.

*Устойчивость руды и вмещающих пород.* Устойчивостью называется способность горных пород не обрушаться при обнажении снизу и с боков. Устойчивость горных пород учитывают при выборе системы разработки как один из основных факторов.

Ниже приведена применяемая в практике разработки рудных месторождений классификация устойчивости руды и вмещающих пород.

1. Породы слабые и весьма неустойчивые, не допускающие даже малых обнажений в кровле и боках выработки. При проведении выработок в таких породах часто требуется применять опережающую крепь. К слабым породам относят сыпучие породы, пльвуны и рыхлые породы, насыщенные водой, например обводненные хлористо-серпичитовые сланцы. При выборе систем разработки и порядка отработки отдельных участков месторождения необходимо знать о наличии таких пород в боках месторождения, так как в этом случае

при разработке необходимо принимать особые меры предосторожности.

2. Породы неустойчивые, допускающие весьма ограниченное обнажение кровли и боков выработки непосредственно у забоя. При неустойчивых породах требуется немедленно закреплять кровлю и бока выработки вслед за выемкой породы.

3. Породы средней устойчивости, допускающие ограниченное обнажение кровли и боков выработки. Потребность в искусственном поддержании обнаженных пород возникает со временем и не всегда по всей площади обнажения.

4. Породы устойчивые, допускающие значительные обнажения кровли и особенно боков и требующие поддержания только в отдельных местах или через некоторые интервалы.

5. Породы весьма устойчивые, допускающие очень большие обнажения кровли и боков без искусственного поддержания.

Несмотря на существенный недостаток этой классификации (отсутствует количественный показатель), она все же позволяет практически подходить к выбору систем разработки с учетом степени устойчивости пород.

Чрезвычайно важно при оценке пород по их устойчивости устанавливать характер обрушений: внезапный или постепенный, на небольших участках или на большой площади, в виде кусков, глыб или целых слоев, наличие внешних признаков: образование трещин, увеличение давления на крепь и др. Необходимо также установить влияние воздуха и воды на устойчивость пород спустя определенный промежуток времени. Важно установить фактические площади обнажения кровли и боков выработки (в квадратных метрах) при отсутствии крепи, при определенном виде крепи и закладки на действующих шахтах и рудниках. Практика разработки рудных месторождений позволяет ориентировочно устанавливать допускаемые площади обнажений кровли или боков в пределах до 200 м<sup>2</sup> при средней устойчивости пород, до 500 м<sup>2</sup> при устойчивых породах и до 1000 м<sup>2</sup> и более при весьма устойчивых породах.

На установление устойчивости горных пород должно быть обращено особое внимание работников геологоразведочной и маркшейдерской службы. При определении устойчивости и крепости горных пород необходимо учитывать тектонические нарушения и их трещиноватость, предопределяющие во многих случаях указанные характеристики пород.

Детально трещиноватость пород учитывают по специальным круговым диаграммам с учетом количества, направления и размера трещин. При проведении горных выработок и буровых скважин собирают сведения, позволяющие характеризовать трещиноватость по указанным выше диаграммам. Влияние трещиноватости на устойчивость массива горных пород устанавливают экспериментальными наблюдениями, а также оптическим моделированием или

моделированием на эквивалентных материалах. Изучение трещиноватости важно и для характеристики дробимости горных пород.

Для технологической оценки дробимости массива породы в зависимости от трещиноватости принимают величину расстояния между трещинами в массиве или максимальный размер отдельности, ограниченной трещинами. Для этого используют классификации горных пород по трещиноватости, предложенные канд. техн. наук Н. Ф. Замеровым (табл. 17).

Таблица 17

Классы пород	Группы пород	Основной признак— расстояние между трещинами или максимальный размер отдельности, мм
Слоистые породы	Тонкослоистые . . . . .	0—300
	Среднеслоистые . . . . .	300—600
	Толстоплитчатые . . . . .	600—900
	Слабослоистые . . . . .	900—1500
	Относительно монолитные . . . . .	Свыше 1500
Блочные породы	Мелкоблочные . . . . .	0—300
	Среднеблочные . . . . .	300—600
	Блочные . . . . .	600—900
	Крупноблочные . . . . .	900—1500
	Относительно монолитные . . . . .	Свыше 1500
Монолитные породы		Свыше 2000—3000

## § 2. Общие положения о системах разработки месторождений полезных ископаемых

Системой разработки месторождения (или его части) называют совокупность подготовительных и очистных выработок и определенный порядок их проведения, увязанный в пространстве и времени.

Правильно выбранной системой разработки считают систему, отвечающую требованиям безопасности, наибольшей экономичности и высокой интенсивности выемки. Вопросам безопасности в Советском Союзе уделяют особое внимание.

Под безопасностью понимают сохранение жизни и здоровья работающих, а также обеспечение целостности и сохранности машины, оборудования и сооружений.

Под экономичностью разработки понимают извлечение полезного ископаемого из месторождения с наименьшими затратами рабочей силы, механической энергии и материалов. Обеспечение максимальной производительности труда особенно важно, так как значительную часть затрат по добыче составляет заработная плата (40—50%

и более). В горной промышленности Советского Союза наиболее высокой производительности труда на шахтах достигают при одновременном облегчении труда рабочих. Для этого применяют машины и наиболее целесообразные в данных условиях системы разработки.

Требование экономичности предусматривает наименьшие потери и разубоживание полезного ископаемого при добыче, наибольшее извлечение ценных компонентов и наименьшие затраты при последующей его переработке. Последнее требование особенно важно при разработке месторождений руд цветных и редких металлов, содержащих высокоценные компоненты, которые отличаются большой сложностью последующей переработки на обогатительных фабриках и заводах. При этом учитывают, что показатели работы этих фабрик и заводов в значительной степени зависят от качества перерабатываемой руды. В конечном счете требование экономичности при разработке месторождений полезных ископаемых предусматривает максимальное извлечение полезных компонентов с наименьшими затратами труда и средств во всех стадиях работ (добыча, обогащение, металлургия).

Под интенсивностью разработки понимают добычу в единицу времени максимально возможного количества полезного ископаемого. В условиях социалистического хозяйства требование интенсивности имеет большое значение.

Исходя из специфики эксплуатации, системы при подземном способе работ делят на системы разработки россыпных, рудных и нерудных месторождений.

### § 3. Классификация систем разработки рудных месторождений и порядок их изучения

Рудные месторождения отличаются исключительным многообразием и сложностью разработки, поэтому число применяемых систем и их вариантов в практике разработки рудных месторождений значительно (превышает 200). Многообразие условий разработки, наличие большого числа систем, высокие требования, предъявляемые к классификации (классификация должна отражать сущность систем и быть основой для наименования, выбора и изучения систем), осложняют создание стройной и простой классификации систем разработки рудных месторождений. До настоящего времени предложено много классификаций систем разработки, построенных по различным признакам, но ни одну из них нельзя признать полностью отвечающей своему назначению.

Большинство специалистов горнорудного дела в СССР считает, что в основу классификации систем разработки должно быть положено состояние выработанного пространства в период ведения очистной выемки (Н. И. Трушков, М. И. Агошков, Е. П. Прокопьев, К. М. Чарквиани и др.). Несомненно, состояние выработанного



пространства является главным признаком, характеризующим систему разработки, так как оно предопределяет конструктивное оформление системы и ее технико-экономические показатели. Однако это не отражает полностью всех особенностей системы, в частности не отражает общего порядка выемки и связанной с этим подготовки.

Состояние выработанного пространства в период ведения очистной выемки должно служить основанием для установления классов систем; общий порядок выемки, предопределяющий во многих случаях объем и направление работ по подготовке, — основанием для групп систем, а признаки, характеризующие детали очистной выемки (способы отбойки, форма забоев, вид крепи и др.), — основанием для подгрупп систем.

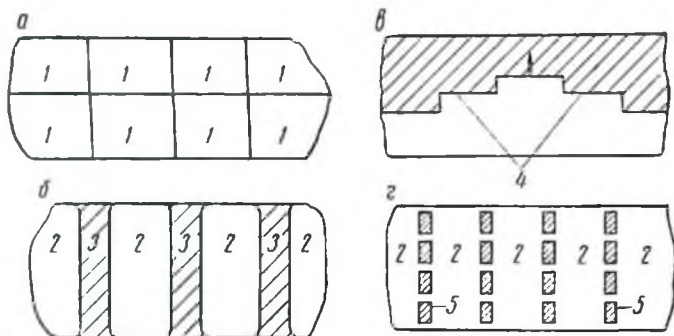


Рис. 85. Схемы к определению групп систем (рудные тела в плаве):

1 — блок; 2 — камера; 3 — целик (междукамерный); 4 — линия сплошной выемки; 5 — столб

В настоящем курсе за основу принимаем классификацию систем разработки рудных месторождений чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова с изменениями и дополнениями, касающимися групп и подгрупп систем разработки \*. В классификации классы систем обозначены римскими цифрами I—VIII; группы систем арабскими цифрами 1, 2, 3, 4; подгруппы систем обозначаются буквами а, б, в, г, д (они приведены при описании систем каждого класса).

Характеристика 1-й группы систем — выемка руды блоками — означает, что при данной группе систем все рудное тело или этаж разделяют на отдельные блоки, вынимаемые во всей площади без оставления целиков (рис. 85, а). Характеристика 2-й группы систем — выемка руды камерами по простиранию или вкост простирания — означает, что в первую очередь отработывают камеры с оставлением целиков, обычно вынимаемых во вторую очередь (рис. 85, б).

\* Изменения и дополнения сделаны автором.

Характеристика 3-й группы систем — сплошная выемка руды — означает, что рудное тело или этаж при данной группе систем на блоки, камеры и целики не разделяют и очистную выемку производят в каком-либо одном или нескольких определенных направлениях (от центра к флангам, от флангов к центру или одновременно по всей площади рудного тела) (рис. 85, в).

Характеристика 4-й группы систем — камерно-столбовая — означает, что при данной группе систем вынимают камеры и оставляют постоянные целики-столбы (рис. 85, г). Отнеся системы к группам, следует иметь в виду то, что блоки и камеры можно вынимать с разделением или без деления на подэтажи, что влияет на конструктивное оформление системы, общий порядок выемки и объем подготовительных и нарезных работ.

В сокращенной классификации (табл. 18) приведены только часто применяемые системы. Другие системы можно ввести в классификацию, исходя из отмеченных выше принципов деления систем на классы и группы.

Условные цифровые обозначения групп систем приведены ниже:

- 1 — группа систем с выемкой руды блоками;
- 2 — группа систем с выемкой руды камерами и последующей выемкой целиков;
- 3 — группа систем со сплошной выемкой руды;
- 4 — группа систем с камерно-столбовой выемкой.

Таблица 18

Класс	Наименование классов	Часто применяемые группы систем
I	Системы с открытым очистным пространством . . . . .	1, 2, 3, 4
II	Системы с магазинированием руды в очистном пространстве . . . . .	1, 2, 3
III	Системы с закладкой очистного пространства . . . . .	1, 2
IV	Системы с креплением очистного пространства . . . . .	1
V	Системы с креплением и закладкой очистного пространства . . . . .	1, 2, 3
VI	Системы разработки с обрушением вмещающих пород	1
VII	Системы с обрушением руды и вмещающих пород . . .	1
VIII	Системы комбинированные . . . . .	2

Более подробная классификация систем разработки рудных месторождений с указанием подгрупп систем разработки приведена при описании систем каждого класса.

К классу комбинированных систем разработки в приведенной классификации относят системы с выемкой камер одной системой, а целиков — другой.

Важнейшим мероприятием при классификации является установление единой научной классификации систем разработки месторождений твердых полезных ископаемых (угля, руды, нерудных ископаемых). Для проведения этой сложной и большой работы должны быть усовершенствованы применяемые в настоящее время отраслевые классификации систем разработки пластовых, рудных и других месторождений. Усовершенствование отраслевых классификаций значительно облегчит создание единой классификации.

Из предложенных до настоящего времени в СССР единых классификаций можно отметить общую классификацию подземных методов разработки месторождений полезных ископаемых Г. А. Цулукидзе [41] и единую классификацию способов и систем разработки месторождений твердых полезных ископаемых Л. Д. Шевякова. Эти классификации основаны на совокупности признаков. В классификации Л. Д. Шевякова учитывают два основных признака — расположение подготовительных выработок для пластовых месторождений и управление вмещающими породами для пепластовых месторождений. Оба признака весьма характерны для разработки указанных месторождений. Полагаем, что в дальнейшем в единых классификациях должен быть установлен один признак для всех месторождений твердых полезных ископаемых. Создание единой классификации не умаляет практического значения отраслевых классификаций, которые, несомненно, будут применяться и впредь при выборе и детальном изучении систем разработки. Классификация Г. А. Цулукидзе вследствие сложности и громоздкости практически не применяется.

При изучении отдельных систем разработки будем придерживаться последовательности изложения и наименований систем, вытекающих из классификации систем разработки рудных месторождений. Наряду с полными наименованиями, которые будут приведены ниже при описании каждой системы, даны краткие (в известной мере условные), хотя и не дающие полного представления о системе, но вшедшие в применение в практике разработки рудных месторождений и в горнотехнической литературе.

## Глава II

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОТКРЫТЫМ ОЧИСТНЫМ ПРОСТРАНСТВОМ (I КЛАСС)

#### § 1. Общие сведения

При системах разработки I класса очистное пространство в процессе выемки руды не закрепляют и не закладывают, а оставляют открытым и поддерживают постоянными или временными целиками руды или реже искусственными столбами. Применяемая при некоторых системах крепь является временной или имеет вспомогательное назначение.

После отработки всего рудного тела или части его при оставлении постоянных целиков выработанное пространство остается открытым. Для более полной выемки оставленных целиков высокоценной руды вмещающие породы искусственно обрушают или выработанное пространство заполняют закладкой.

Основным условием применения систем с открытым очистным пространством является значительная устойчивость руды и вмещающих пород, которая допускает большие площади обнажения.

Системы разработки с открытым очистным пространством эффективны и разнообразны, их широко применяют при разработке рудных месторождений в СССР. Системами разработки с открытым очистным пространством добывают около 25% железных руд и около 30% руд цветных металлов\*.

Ряд эффективных технических мероприятий, осуществленных за последние годы на рудниках СССР по усовершенствованию и рационализации систем разработки с открытым очистным пространством (применение скважин штангового бурения и глубоких скважин\*\*,

\* Удельный вес систем данного и других классов приведен по отношению ко всей подземной добыче, припимаемой за 100%.

\*\* Здесь и в дальнейшем скважиной называют искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром более 75 мм при глубине до 5 м или любого диаметра при глубине, большей 5 м; шпуром — такое же углубление диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. В соответствии с установленным в практике термином скважины длиннее 12—15 м называют глубокими скважинами. Скважины, пробуренные перфораторами со свинчивающимися бурами, называют скважинами штангового бурения.

высокопроизводительного оборудования по погрузке и доставке отбитой горной массы, применение оптимальных конструктивных элементов систем), позволяют рассчитывать на увеличение удельного веса рассматриваемых систем в практике разработки рудных месторождений. Недостатками некоторых систем данного класса являются большие потери руды, достигающие 15—20%, а в отдельных случаях и более (в частности, при разработке месторождений соли потери достигают 40—50%), трудности длительного (многолетнего) поддержания отработанных участков.

К I классу относят следующие системы.

1. Системы разработки блоками по простиранию:

- а) с распорной крепью потолкоуступным или сплошным забоем;
- б) с распорной крепью и частичным или слоевым магазинированием руды на полках;
- в) с почвоуступной выемкой руды;
- г) с отбойкой жильной массы из подэтажных штреков (последние две системы находят редкое применение и поэтому не рассматриваются).

2. Системы разработки с выемкой руды камерами и оставлением междукамерных целиков:

- а) с подэтажной отбойкой руды из штреков или ортов;
- б) с этажной отбойкой руды глубокими скважинами.

3. Системы разработки со сплошной выемкой руды:

- а) забоем без разделения на уступы;
- б) забоем с разделением на уступы.

4. Системы разработки с камерно-столбовой выемкой:

- а) почвоуступным забоем с отбойкой руды шпурами;
- б) потолкоуступным забоем с отбойкой руды шпурами;
- в) сплошным забоем с отбойкой руды шпурами;
- г) с отбойкой руды глубокими скважинами по всей площади или высоте камеры.

## § 2. Система разработки блоками с выемкой руды потолкоуступным забоем с распорной крепью (потолкоуступная с распорной крепью)

Эту систему ранее широко применяли при разработке жильных месторождений, особенно руд золота и редких металлов (в настоящее время удельный вес этой системы при разработке золотых жильных месторождений составляет около 20%).

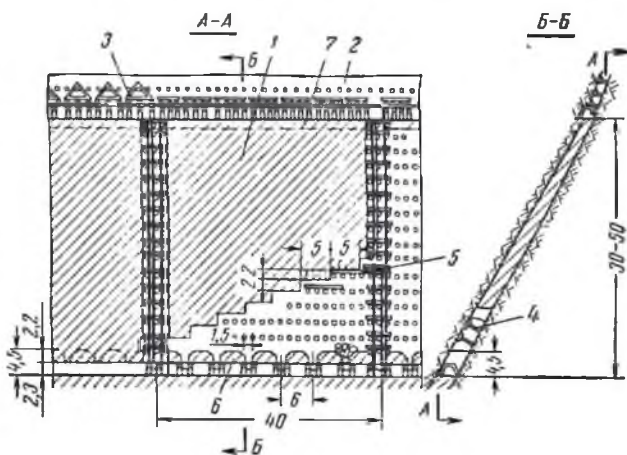
Условия применения этой системы: устойчивая руда и вмещающие породы; угол падения более 45—50°; мощность рудного тела от 0,6 до 1—1,2 м и более в редких случаях (максимальная ширина очистного пространства при распорной крепи не должна превышать 3 м). При мощности рудного тела более 1—1,2 м, четких контактах, устойчивых руде и вмещающих породах целесообразно применять систему с магазинированием руды.

Рудное тело при этой системе разработки (рис. 86) вынимают этажами средней высотой 30—50 м. На практике применяли высоту этажа 70 м, однако такая высота не характерна и не рекомендуется при изменяющихся элементах залегания.

Каждый этаж разделяют по простиранию на блоки длиной 30—50 м, а в отдельных случаях до 80—100 м. При значительной устойчивости руды и вмещающих пород и ограниченной мощности рудного тела не оставляют целиков около восстающих. Надштрековые и подштрековые целики оставляют при выемке малоценных руд и при мощности рудного тела более 2 м. При оставлении надштрековых целиков

Рис. 86. Выемка блока потолкоуступной системой с распорной крепью (рабочий этаж выпирается с оставленным надштрековым целиком; верхний этаж отработан с устройством скатов над штреком):

- 1 — блок; 2 — верхний этаж; 3 — скат;
- 4 — стойка крепи; 5 — полук; 6 — надштрековый целик;
- 7 — потолочина



из штрека через каждые 5—6 м проходят короткие рудоспуски. При выемке ценных руд и мощности рудного тела до 2 м надштрековых и подштрековых целиков не оставляют. В этом случае в кровле штрека устанавливают распорную крепь, на которую настилают толстые жерди или накатник с люками через 5—6 м. Блоки в этаже можно вынимать от ствола шахты к границе шахтного поля и от границы к стволу, в случае необходимости — одновременно по всей длине этажа.

Подготовительными выработками в блоке служат верхний и нижний штреки и восстающие в два-три отделения.

После проведения этажных штреков и восстающих очистная выемка начинается в одну или две стороны от восстающего. Общее подвигание очистной выемки в блоке — снизу вверх, а каждогоступа — по простиранию.

Рудное тело обрабатывают серией горизонтальных слоев с опережением нижнего слоя над верхним, что позволяет осуществить потолкоуступную выемку, характерную для давней системы разработки. Опережение нижележащего слоя принимают в пределах

от 5 до 10—12 м и более. Оработку начинают с проведением передового забоя (при оставлении надштрекового целика) или с выемки первого «парезного» слоя в кровле штрека (при выемке без надштрекового целика). Руду в забоях отбивают, взрывая шпуров глубиной до 2—2,5 м, пробуриваемые ручными или чаще телескопными перфораторами. При данной системе работают многозабойным и многоперфораторным методами. Отбиваемая руда доставляется под действием силы собственного веса по очистному пространству, по решеткам или по закрепленным рудоспускам к погрузочным люкам.

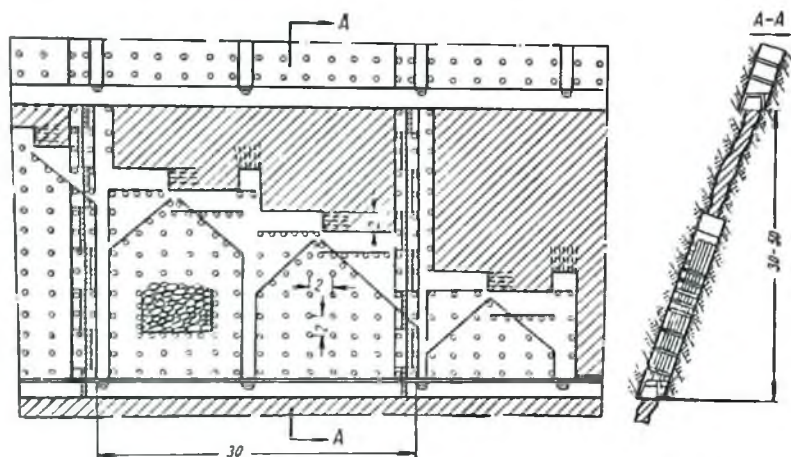


Рис. 87. Потолкоуступная система разработки с распорной крепью, с наклонными решетками и рудоспусками

Для укладки полков и передвижения рабочих по выработанному пространству применяют распорную крепь. Распорная крепь поддерживается только в рабочих слоях или во всем выработанном пространстве блока. В первом случае отбитую руду сбрасывают в очистное пространство (см. рис. 86), во втором — в наращиваемые рудоспуски (рудоспуск устраивают, обшивая распорную крепь досками, рис. 87). Расстояние между распорками (по простиранию и падению) принимают в зависимости от устойчивости вмещающих пород. В большинстве случаев расстояние между рядами распорок равно высоте уступа, т. е. 2—2,2 м, расстояние между распорками в ряду 1—1,5—2 м. Крепь устанавливают согласно утвержденному паспорту крепления.

Распорная крепь при рассматриваемой системе имеет вспомогательное назначение. Распорку у лежачего бока заводят в лунку глубиной 3—5 см в крепкой породе и до 15—20 см в слабой. У висячего бока распорку упирают в подкладку — обрезок доски толщиной 5—10 см. В необходимых случаях между подкладкой и породой

забивают клин. По отношению к бокам распорку устанавливают не по нормали; она составляет с нормалью угол, равный  $3-5^{\circ}$ . Распорки с отклонением от нормали устанавливают для того, чтобы предупредить смещение их вниз под влиянием ударов сверху, давления лежащей на крепи руды и закладки, а также небольших движений всякого бока.

Система позволяет сортировать руду в забое на полках. Отсортированную пустую породу в этом случае сбрасывают в пространство между рудоспусками.

Очистные забои проветривают струей воздуха, поступающего из откаточного штрека и выходящего после проветривания забоев на верхний горизонт.

При очистных работах соблюдают следующие основные правила безопасности: кровлю уступов своевременно и тщательно обирают, нижележащий уступ опережает вышележащий не менее чем на 5 м; полки находятся в исправном состоянии; между уступами устанавливают лестницы; крепильщики работают, надевая предохранительные пояса.

*Достоинства* системы: гибкость условий применения и возможность перехода на другие системы в случае изменения горногеологических условий разработки (на системы с магазинированием, с закладкой или с усиленной крепью); возможность оставления включений пустой породы (внутриблоковые целики); возможность сортировки руды в забоях, оставляя пустую породу в выработанном пространстве; высокая интенсивность очистной выемки (возможность развития очистных работ в большом числе блоков); легкость проветривания очистных забоев; высокий коэффициент извлечения; возможность выемки ответвлений, прожилков и рудных включений в боках рудного тела.

*Недостатки* системы: большой расход леса на крепь и устройство настилов; значительное разубоживание руды при разработке тонких рудных тел, которое можно уменьшить при отдельной отбойке и сортировке руды в забоях.

Мероприятия по увеличению эффективности системы: применение многозабойного и многоперфораторного бурения с широким использованием телескопных перфораторов при увеличенной длине уступа, обеспечивающей необходимый фронт работ для бурильщика в течение всей смены; уменьшение расстояния перелопачивания за счет применения вспомогательных наклонных скатов для перемещения руды в рудоспуск; применение переносной металлической крепи с целью уменьшения затрат по креплению; отсортировка пустой породы на полке со сбрасыванием ее в пространство между рудоспусками.

Основным техническим мероприятием по совершенствованию рассматриваемой системы является переход на выемку руды в блоке длинными уступами вплоть до перехода на сплошную выемку по



восстанию; в последнем случае система имеет другое конструктивное оформление (рис. 88). Преимуществом такой системы является большой фронт работы бурильщика и удобство проведения работ в одном слое.

Система разработки блоками с распорной крепью и сплошной выемкой руды по восстанию. Систему применяют при аналогичных условиях применения описанной ранее потолкоуступной системы. Однако при данной системе предъявляются несколько повышенные требования к устойчивости руды и вмещающих пород, так как забой большой длины и имеет прямолинейную форму. На рис. 88 показан

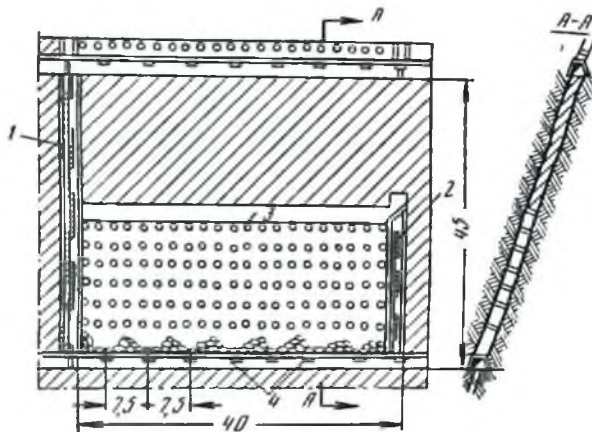


Рис. 88. Система с распорной крепью и сплошной выемкой блока по восстанию:

1 — пройденный восстающий в два отделения; 2 — наращиваемый восстающий в два отделения; 3 — настил; 4 — люк

вариант рассматриваемой системы с проходкой в блоке одного восстающего, второй восстающий наращивают в середине блока в процессе подвигания очистной выемки. Шпур бурят телескопными перфораторами, отбитая руда под действием собственного веса сбрасывается к люкам. Распорную крепь устанавливают рядами в соответствии с высотой слоя, равной 2—2,5 м. На схеме приведен вариант без устройства рудоспусков, однако при данной системе возможен и вариант с переспуском руды через рудоспуски и сбрасыванием отсортированной породы в пространство между рудоспусками. Система успешно применяется на золотом руднике Бестюбе (Казахская ССР) и на других рудниках, например на рудниках Канады, разрабатывающих крутопадающие жильные месторождения.

Система эта на руднике Бестюбе применяется с рядом организационно-технических мероприятий по повышению эффективности: с быстроударными телескопными перфораторами ПТ-29, крестовыми коронками диаметром 34—36 мм, буровой сталью марки 55С2 диаметром 22 мм, ВВ детонитом 10А в патронах 28—32 мм. Эти мероприятия позволили увеличить производительность бурильщика до 50 шпурометров за смену. Из других мероприятий можно отметить отра-

ботку сдвоенными люками, применение гидравлической зачистки отработанных блоков гидромониторами, планирование показателей очистной выемки и нормирование труда за 1 м<sup>2</sup> жильной площади (с целью снижения разубоживания), организацию фотоэлектронной сортировки руды на поверхности, снижение выемочной мощности в среднем до 1 м при средней мощности жил 0,4 м. В итоге проводимых мероприятий производительность труда забойного рабочего на руднике Бестюбе была увеличена в 1968 г. по сравнению с 1960 г. примерно на 60%. Система со сплошной выемкой блока по восстанью должна найти более широкое применение по сравнению с системой выемки потолкоуступным забоем.

### § 3. Система разработки блоками с распорной крепью и частичным магазинированием руды

Эту систему успешно применяют при разработке месторождений руд цветных металлов в тех же условиях, что и потолкоуступную систему с распорной крепью, но она может применяться при большей мощности рудного тела. В Канаде систему применяют при мощности рудного тела до 3 м. Эту систему впервые в СССР применили на руднике Ниттис в 1940 г. по предложению Н. С. Демпина и М. И. Агошкова. Отличием системы является выемка руды слоями высотой до 7—7,5 м и временное оставление отбитой руды на настиле распорной крепи (рис. 89).

На отбитой руде размещаются рабочие для обуривания трехуступного забоя ручными или телескопными перфораторами. Одновременно с бурением выпускают замагазинированную руду (с заднего откоса), отбирая при этом пустую породу, которую размещают между рудоспусками. С заднего откоса убирается примерно 65%, а с переднего откоса 35% всей отбитой руды. Частичная уборка отбитой руды с переднего откоса необходима для освобождения рабочего пространства около уступов. Отдельные слои вынимают с оставанием на 30—40 м.

Важной деталью системы является конструкция настила (рис. 89, б). Он состоит из накатника 1' толщиной 100—120 мм, уложенного поперек жилы на продольные прогоны 2', положенные у висячего и лежащего бока на распорную крепь 3' с подкосами 4'; последние соединены с распоркой железной скобой 6'. Прогоны для устойчивости закреплены распорками 5'. Перекатывая накатник, отверстие для выпуска замагазинированной руды перемещают вслед за подвиганием забоя.

*Преимущества* системы: значительно сокращаются расход леса и объем работ по креплению, так как распорная крепь и настилы устраивают через 7—7,5 м вместо 2—2,5 м; устраняются случаи выбивания стоек распорной крепи и повреждения настила при взрывных работах; работы по бурению, креплению и уборке руды можно

совмещать, что увеличивает интенсивность очистной выемки; имеется резерв отбитой руды, позволяющий обеспечить равномерную выдачу.

Эту систему можно применять при более сложных условиях разработки — при руде, склонной к слеживанию, окислению и самовозгоранию, при необходимости сортировки и при частых изменениях элементов залегания рудного тела. Такие условия не позволяют использовать систему с полным магазинированием руды по всей высоте этажа.

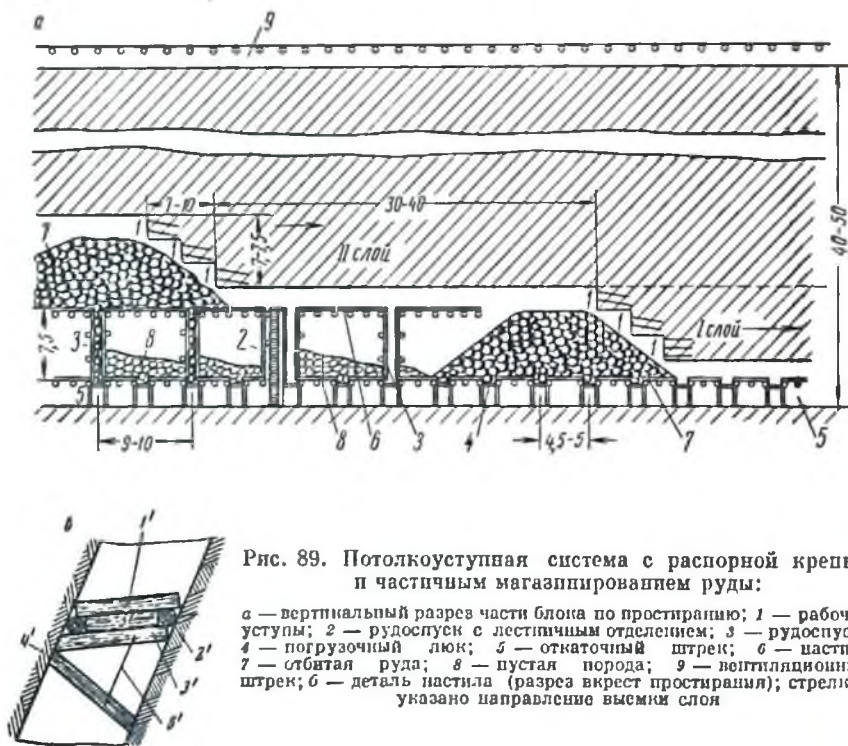


Рис. 89. Потолкоуступная система с распорной крепью и частичным магазинированием руды:

*a* — вертикальный разрез части блока по простиранию; 1 — рабочие уступы; 2 — рудоспуск с лестничным отделением; 3 — рудоспуск; 4 — погрузочный люк; 5 — откаточный штрек; 6 — настил; 7 — отбитая руда; 8 — пустая порода; 9 — вентиляционный штрек; *b* — деталь настила (разреза вкост простирания); стрелкой указано направление выемки слоя

Чтобы увеличить эффективность системы с частичным магазинированием руды, применяют передвижные окна, через которые выпускают руду, а также производят отбойку и магазинирование руды горизонтальными слоями по всей длине блока.

Отмеченные мероприятия предложила и практически осуществила группа работников Института горного дела им. А. А. Скочинского под руководством чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова. Предложенный вариант системы с частичным магазинированием руды рассматривается в следующем параграфе.

#### § 4. Вариант системы с распорной крепью и частичным магазинированием руды

Сущность этого варианта (рис. 90) заключается в следующем. Блок длиной 50—60 м, высотой 40—60 м вынимают отдельными полосами снизу вверх. Каждую из полос высотой 4—6 м вынимают отдельными горизонтальными слоями по 1,3—1,4 м с магазинированием отбитой руды на полке, закрепленном на стойках распорной крепи по всей длине блока. Полоса состоит из трех слоев; после отбойки последнего слоя замагазинированную руду выпускают от границ блока через передвижные окна в пастиле полка. Для образования окон накатник перекатывают крючьями; такие окна оставляют заранее у границ при устройстве настила. По мере передвижения окон меняется место выпуска руды. Накатник укладывают на прогонах, закрепляемых на стойках распорной крепи.

Вариант системы с частичным магазинированием руды применим, когда система с полным магазинированием руды непригодна вследствие малой мощности рудного тела, местного вынолаживания, непостоянства элементов залегания, склонности руды к слеживанию и окислению, недостаточной устойчивости вмещающих пород. Рассматриваемый вариант системы применяли на практике при мощности жилы от 0,5—0,7 до 2—2,5 м. Основными достоинствами его по сравнению с обычной системой с распорной крепью являются: большая безопасность, увеличение производительности труда забойного рабочего, высокая интенсивность выемки и уменьшение расхода леса в два раза. Недостатком варианта является сложность сортировки руды.

#### § 5. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды из штреков или ортов

При системе разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков или ортов этаж разделяют на камеры и целики. Камеры вынимают в первую очередь, целики во вторую. В зависимости от мощности рудного тела камеры вынимают по простиранию или вкрест простирания. В первом случае руду в камерах отбивают из подэтажных штреков, во втором случае — из подэтажных ортов.

Вариант системы разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков (рис. 91). Основные условия применения системы: значительная устойчивость руды и вмещающих пород; угол падения рудного тела не менее 50°; мощность рудного тела от 5 до 30 м. При мощности более 30 м применяют выемку камерами вкрест простирания. При мощности менее 5 м систему обычно не применяют вследствие большого объема нарезных работ.

Рудное тело обрабатывают этажами высотой от 50 до 100 м. Увеличение высоты этажа до 70 м и более возможно при крепкой руде и весьма устойчивых вмещающих породах.

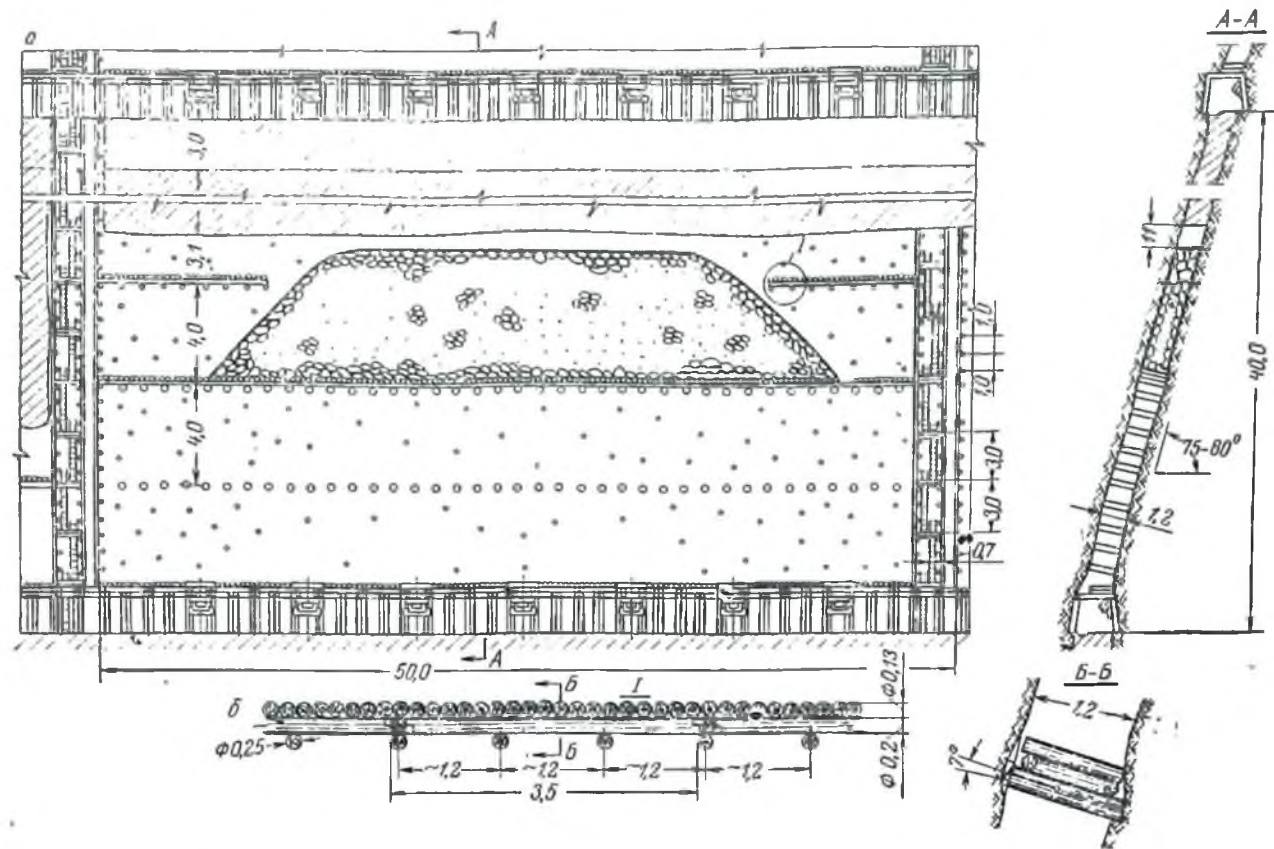


Рис. 90. Система с распорной крепью и слоевым магазинированием руды:  
 а — разрез блока по пространью; б — устройство настила

Этаж разделяют на блоки длиной от 50 до 120 м. Длину блока увязывают с допустимыми площадями обнажения кровли и боков камеры. При большой ширине камеры длина блока уменьшается. В Криворожском бассейне площади обнажения всякого бока при весьма крепких и устойчивых рудах и вмещающих породах достигают 3000 м<sup>2</sup>. Каждый блок разделяют на камеру и целик. Ширину камеры принимают по мощности, но не более 30 м. Ширину целика принимают 8—10 м, толщину потолочины (подштрекового целика) — в пределах 0,4—0,6 ширины камеры. На рудниках Кривого Рога

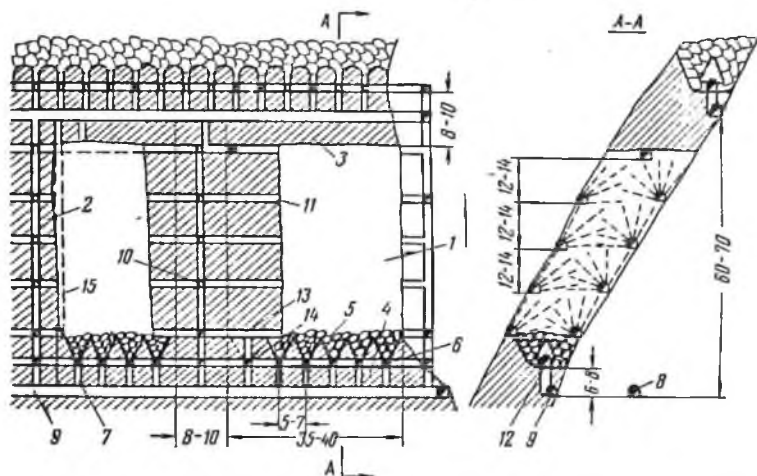


Рис. 91. Камерная система с отбойкой руды из подэтажных штреков:

1 — камера; 2 — междучамерный целик; 3 — потолочина; 4 — днище; 5 — воронки; 6 — камеры грохочения; 7 — рудоспуск; 8 — полевой откаточный штрек; 9 — рудный откаточный штрек; 10 — подэтажные орты; 11 — подэтажные штреки; 12 — штрек грохочения; 13 — подсеочный штрек; 14 — выпускные отверстия; 15 — отрезной восстающий

толщину потолочины принимают в зависимости от ширины камеры, устойчивости руды и вмещающих пород, обычно 0,2—0,3 ширины камеры при весьма благоприятных условиях, 0,3—0,5 при средних условиях и 0,5—0,7 при неблагоприятных условиях. Общая высота днища (от отметки откаточного горизонта до подсеочки) колеблется в пределах 10—15 м при наличии горизонта грохочения и 6—10 м при горизонте скреперования.

Очистную выемку в камере производят в одном направлении или в двух от середины к границам; в последнем случае устраняют недостатки, свойственные большой длине камеры (например, доставка материалов в забой), и увеличивают производительность камеры. На рис. 91 представлен вариант системы с горизонтом грохочения, двумя подэтажными штреками и веерными комплектами скважин.

*Подготовительные и нарезные работы.* Подготовительными выработками в блоке при рассматриваемой системе разработки являются этажные откаточный и вентиляционный штреки и восстающие; последние проходят в междукамерных целиках.

К нарезным выработкам относят подэтажные штреки (один, два штрека в зависимости от мощности рудного тела и состояния контактов рудного тела с вмещающими породами), комплекс выработок, связанных с горизонтом грохочения или скреперования и с выпуском руды на откаточный горизонт, отрезной восстающий, расширяемый в отрезную щель. Восстающий проходит у одного из

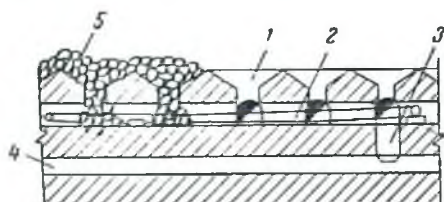


Рис. 92. Днище камеры, пройденной по простиранию с горизонтом скреперования:

1 — воронка; 2 — штрек скреперования; 3 — рудоспуск; 4 — откаточный штрек; 5 — отбитая руда

междукамерных целиков (см. рис. 7) или в середине камеры. Расстояние между подэтажными штреками соответствует высоте подэтажа, которая колеблется в значительных пределах. На выбор высоты подэтажа оказывает способ отбойки руды: при штанговом бурении перфораторами высота подэтажа принимается до 10—12 м, при бурении глубоких скважин 20—25 м (отбойка руды в подэтаже шпурами в настоящее время не применяется).

К выработкам, связанным с горизонтом грохочения и с выпуском руды на откаточный горизонт, относят: штрек грохочения, камеры грохочения, выпускные выработки.

Камеру дробления соединяют с откаточным штреком коротким рудоспуском. Перед образованием воронок подсекают рудное тело на уровне нижнего подэтажного штрека.

За последние 10 лет на многих отечественных горнорудных предприятиях горизонт грохочения заменили горизонтом скреперования (рис. 92). При горизонте скреперования значительно уменьшается число рудоспусков, не проходят камеры грохочения и связанные с ними выработки. Однако такая замена возможна при выемке руд ограниченной крепости, не требующих большого объема работ по вторичному дроблению, или при выпуске руды в кусках большого размера с организацией дробления у ствола шахты.

*Подсечка камер воронками.* Воронки при подсечке располагают в один или в два ряда в зависимости от мощности рудного тела. При мощности рудного тела до 12 м воронки располагают в один ряд, при большей мощности в два ряда. Воронки образуют путем проходки коротких восстающих (рудоспусков) и их последующего расширения. Рудоспуски при крепкой руде проходят на полную высоту воронки (рис. 93, а) или на меньшую высоту (рис. 93, б)

при руде средней крепости с последующим бурением и взрыванием штанговых шпуров в пределах контура воронок.

При двух рядах воронок их располагают с расчетом одностороннего (рис. 94, а) или двустороннего выпуска руды (рис. 94, б). При двустороннем выпуске руды выпускные отверстия воронок должны располагаться в шахматном порядке (рис. 94, в). Особо важное значение при конструировании горизонта грохочения или скреперования имеет правильное сопряжение нижней части выпускного отверстия с выработками соответствующего горизонта (руда должна беспрепятственно выпускаться с соблюдением соответствующих мер безопасности).

На рис. 95 показано сопряжение выпускного отверстия с выработкой скреперования. Короткие рудоспуски для воронок проходят из горизонтальной рассечки и располагают на таком расстоянии от выработки скреперования, чтобы был обеспечен выпуск руды из расчета перекрытия рудой не более половины, максимум  $\frac{2}{3}$  ширины выработки скреперования и сохранности козырька руды. Выработки скреперования принимают

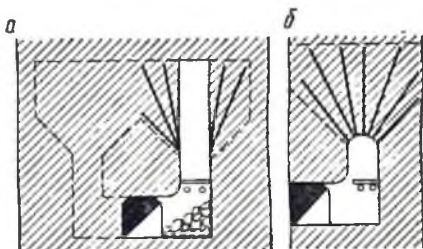


Рис. 93. Подсечка штанговыми шпурами

шириной, равной удвоенной ширине скрепера. Во время работы скрепера рабочие не должны находиться в выработке на скреперной дорожке или в зоне действия скреперного троса. Выпускное отверстие 2—4 м<sup>2</sup> в зависимости от размера кусков выпускаемой руды. Диаметр отверстия должен быть не менее 3—4-кратного размера наибольшего куска выпускаемой руды.

Производительность труда при подсечке воронками с использованием скважин штангового бурения составляет 40—70 т/смену.

Из других более эффективных способов подсечки, применяемых на рудниках в последние годы, отметим траншейный способ и подсечку с образованием плоского днища камеры (рис. 96, 97).

*Траншейный способ* подсечки позволяет проходить траншеи с использованием глубоких скважин; в результате упрощается конструкция днища камеры и уменьшается объем трудоемких нарезных работ. Производительность труда бурильщика при этом способе составляет 60—100 т/смену. Еще более упрощается конструкция плоского днища камеры. *Плоское днище* — это днище без проходки коротких рудоспусков и воронок, в котором совмещены горизонты доставки, выпуска и подсечки. При этом способе подсечки широко используют глубокие скважины. Плоское днище камер со скреперованием выпускаемой руды успешно применяли в СССР на рудниках им. Губкина (КМА), Тырнаузском и позже на ряде других рудников,



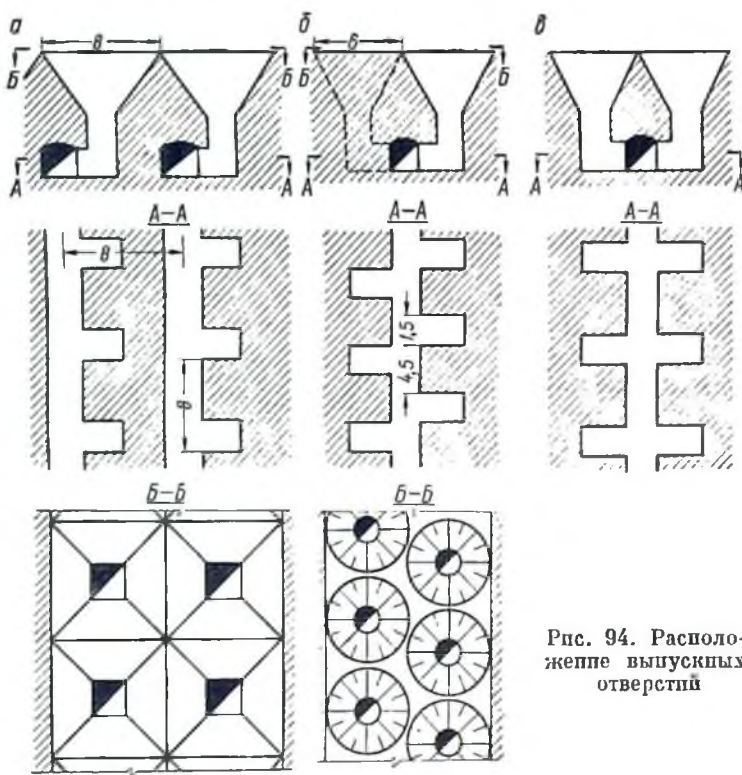


Рис. 94. Расположение выпускных отверстий

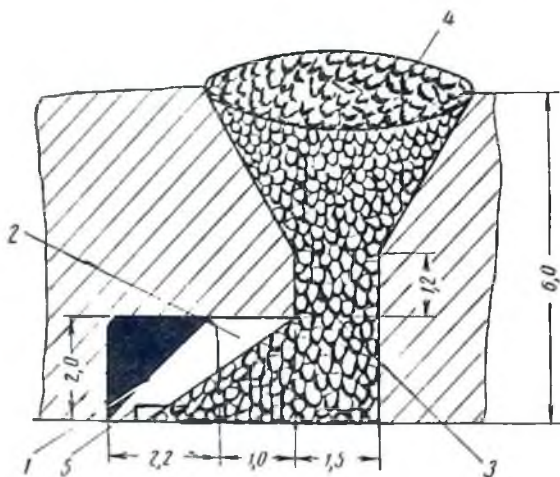


Рис. 95. Сопряжение выпускного отверстия с выработкой скреперованья:

1 — выработка скреперованья; 2 — горизонтальная рассечка; 3 — выпускное отверстие; 4 — воронка;  $\delta$  — скрепер



примерно в 1,5 раза. Последним усовершенствованием являются плоские днища с вибровыпуском через окна, что позволяет концентрировать и интенсифицировать очистные работы и резко сократить затраты на поддержание выработок днища. Плоские днища с вибровыпуском могут применяться при многих системах разработки и являются в настоящее время одним из главных технических направлений в совершенствовании технологии добычи руды.

Очистные работы (см. рис. 91) начинают с того, что камеру отрезают от целика, расширяя отрезной восстающий и образуя так называемую *отрезную щель* шириной 2—3 м.

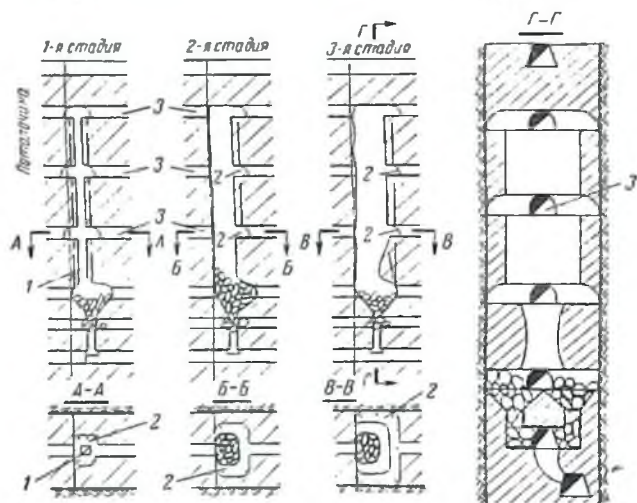


Рис. 98. Образование отрезной щели взрыванием штанговых скважин:

1 — отрезной восстающий; 2 — заходка; 3 — подэтажный штрек

Расширять восстающий в отрезную щель (рис. 98) можно путем проведения из отрезного восстающего 1 на уровне каждого подэтажа небольших кольцевых заходок 2 с последующей отбойкой руды из них скважинами штангового бурения. Кольцевые заходки постепенно расширяют из подэтажного штрека 3 бурением и отбойкой новых комплексов штанговых шпуров. При последовательном проведении указанных работ образуется отрезная щель необходимого размера.

В последние годы применяют производительный способ образования отрезной щели — глубокими скважинами с отбойкой руды на восстающий (скважины бурят параллельно восстающему). После образования отрезной щели подсекают блок на соответствующую длину с образованием воронок, трапезей или оформлением плоского днища, после чего приступают к очистной выемке с отбойкой руды в подэтажах скважинами (основной способ отбойки).

При системе разработки подэтажных штреков с отбойкой руды скважинами общую линию очистного забоя обычно располагают

вертикально (потолкоуступное расположение подэтажей допускается при разработке весьма устойчивых руд с максимальным опережением уступов, равным 6 м). Руду отбивают комплектами параллельных или веерных скважин (рис. 99).

Для отбойки руды параллельными скважинами толщ руды над каждым подэтажным штреком обуривают из открытых ортов (заходок) шириной не менее 1,5 м и высотой не более 2,5 м. Эти орты систематически проводят в концах подэтажных штреков. Высота их равна (или несколько больше) высоте подэтажного штрека, а ширина 1,5—2,5 м. После проходки открытой заходки бурят вертикальные или наклонные скважины телескопными перфораторами со свинчивающимися бурами или штангами.

Скважины располагают на расстоянии 3—3,5 м одну от другой на расстоянии 1 м от контакта. Следует учитывать, что при увеличении расстояния между скважинами повышается выход крупных кусков, а это увеличивает затраты по вторичному дроблению и уменьшает производительность выпуска. Общая высота подэтажа при разбуривании его параллель-

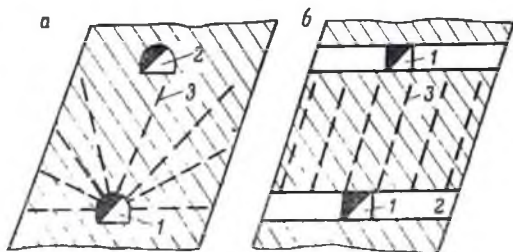


Рис. 99. Расположение штанговых скважин (разрез подэтажа вкрест простирания):

а — комплект веерных скважин; б — комплект параллельных скважин; 1 — подэтажный штрек; 2 — подэтажный орт; 3 — скважины

ными скважинами штангового бурения составляет 8—12 м. Достоинствами параллельных скважин являются равномерное дробление руды при взрыве и возможность отбойки руды четко по контакту.

Отрицательными факторами при отбойке руды с использованием параллельных скважин штангового бурения являются необходимость выполнять на каждом подэтаже большой объем работ по проведению открытых заходок и опасность работы бурильщика в открытых заходках. Эти недостатки отпадают при веерном расположении комплекта скважин из подэтажного штрека, выбуриваемых тяжелыми колонковыми перфораторами (отбойка веерными комплектами скважин является в настоящее время основным способом отбойки).

Веерные скважины глубиной до 10—12 м бурят в штреке колонковыми перфораторами весом 70—80 кг, установленными на распорных вертикальных колонках. Буровой инструмент состоит из комплекта свинчивающихся штанг и буровых коронок. Буровые коронки армированы твердым сплавом и имеют диаметр до 75—80 мм. Скважины бурят с промывкой водой. Оба эти способа впервые в СССР были применены на шахтах Криворожского бассейна. Внедрению производительных способов отбойки руды способствовали

рационализаторские предложения, внесенные и реализованные бурильщиками-новаторами.

Работы по отбойке руды в подэтажах с использованием веерных комплектов скважин и использование одновременно нескольких перфораторов позволили увеличить производительность бурильщика до 250 т/смену и более, выход руды с 1 м скважины — до 25—40 т (в основном за счет увеличения л. н. с. до 2,5—3 м). При старом методе отбойки из открытых заходов производительность труда бурильщика составляла 70—140 т/смену, выход руды с 1 м скважины — 15—20 т.

За последние годы инженерно-технические работники горнорудной промышленности внесли ряд новых предложений по дальнейшему усовершенствованию отбойки руды. Одним из них является увеличение высоты подэтажа до 20—25 м и бурение вееров скважин более производительными буровыми станками — пневмударного и шарошечного бурения.

Подземная отбойка руды с использованием глубоких скважин — одно из выдающихся технических достижений на горнорудных предприятиях СССР. Преимуществами отбойки глубокими скважинами являются большой выход руды с 1 м скважины, составляющий 50—70 т, лучшие санитарно-гигиенические условия труда рабочих, высокая производительность труда, низкая стоимость отбойки и большая безопасность работ.

*Основные мероприятия по безопасности при системе разработки подэтажных штреков.* При системе разработки подэтажных штреков должны соблюдаться следующие правила безопасности: необходимо правильно выбирать размеры камер, целиков и потолочин; люди, работающие в открытых заходах, должны подвизываться к канату. Как было отмечено выше, целесообразно применять веерные комплекты скважин, буримые из подэтажного штрека.

Вентиляция блока не затруднительна. Струя воздуха направляется из выработок откаточного горизонта в выработки горизонта выпуска и подэтажные штреки и далее через камеру на вентиляционный штрек. Взрывные работы на подэтажах следует производить в ночную смену, а массовое обрушение целиков — в выходные или праздничные дни.

*Выемка междукамерных и междуэтажных целиков при системе подэтажных штреков.* Все применяемые способы выемки целиков объединяют в две группы: выемку целиков системой слоевого или подэтажного обрушения с предварительной закладкой отработанных камер пустой породой; выемку целиков при незаполненных камерах. Первый способ выемки применяют при весьма ценной руде, когда недопустимы высокие потери и разубоживание руды. Вторым способом пользуются при выемке руд малой ценности.

При первом способе камеры закладывают самотеком через выработки, пройденные в потолочине. Системы слоевого и подэтажного

обрушения рассмотрены ниже (см. классы системы с обрушением).

Целики при незаполненных камерах извлекают в следующем порядке:

1) одновременно взрывают несколько потолочин и междукамерных целиков с соблюдением правил массовых взрывов, выпускают обрушенную руду, вынимают днище и целик над откаточным горизонтом системой подэтажного обрушения под обрушенными пустыми породами, следующими за выпускаемой рудой;

2) взрывают одну или реже несколько потолочин с соблюдением правил массовых взрывов, выпускают обрушенную руду потолочин, вынимают междукамерные целики системой слоевого или чаще подэтажного обрушения при камерах, заполненных обрушившейся пустой породой (после выпуска обрушенной руды потолочин), вынимают днище и целик над откаточным горизонтом системой подэтажного обрушения. Все подготовительные работы по обрушению потолочин и междукамерных целиков производят до окончания выемки камер. Первый порядок выемки применяют весьма редко вследствие высоких потерь и разубоживания руды (он практически применим при добыче полезных ископаемых низкой ценности).

Потолочину взрывают, используя скважины глубокого бурения. Скважины бурят из выработок, неопасных по обрушению.

Камерную систему разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков необходимо усовершенствовать в следующих направлениях: повысить высоту этажа и отдельных подэтажей, применять наклонное днище, применять веерные комплекты глубоких скважин, применять вибропитатели. Применение вибропитателей с выдачей руды непосредственно на откаточный горизонт позволяет ликвидировать погрузочные люки на откаточном горизонте, снизить объем нарезных работ, увеличить размер выпускаемых кусков руды до 800—1000 мм и резко увеличить производительность доставки до 300 т/ч (в 3—4 раза выше скреперной доставки) (рис. 100). В случае применения самоходного оборудования днище камеры оформляют с учетом работы самоходных погрузочных машин (рис. 101). Производительность погрузочной машины достигает 150 т/ч и более.

По подсчетам Гипроцветмета, при самоходном оборудовании среднесменная производительность блока увеличивается в 4 раза, суммарная длина подготовительных и нарезных выработок сокращается в 2 раза, продолжительность подготовки блока к очистной выемке сокращается в 3 раза. В 3—4 раза сокращается число блоков в подготовке и очистной выемке. Трудоемкость работ забойной группы на 1000 т добытой руды сокращается до 30 чел.-смен вместо 180 при обычном оборудовании.

Вариант системы с подэтажной отбойкой руды из ортов. Рассматриваемая система применяется при значительной устойчивости руды и вмещающих пород, при мощности рудного тела более 30 м

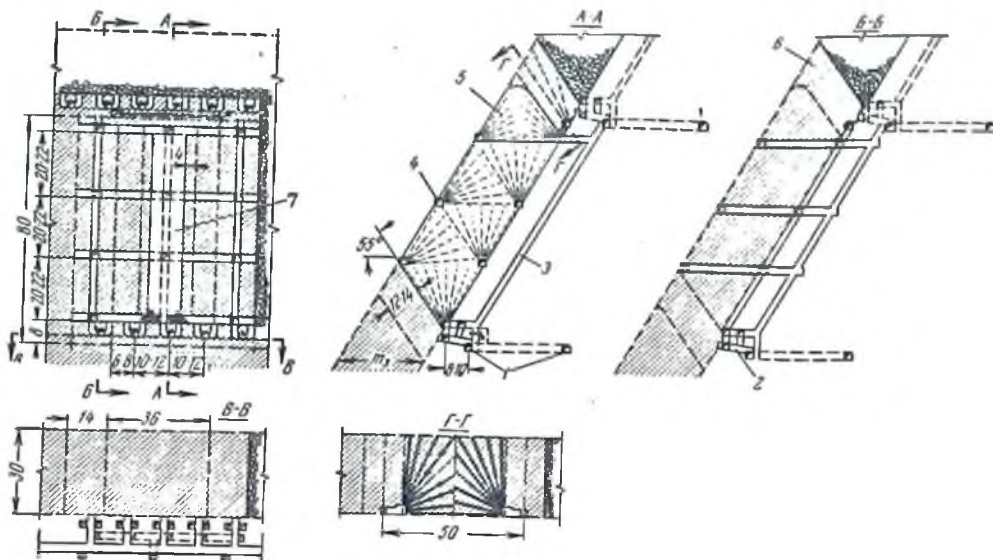


Рис. 100. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды вертикальными всерамп глубокими скважинами и доставкой ее вброконвейерами (мощность 15—30 м):

1 — полевые откаточные штошки; 2 — выработка для установки вброконвейера; 3 — вентиляционно-ходовые сооружения; 4 — подэтажный штрек; 5 — глубокие скважины; 6 — наклонная потолочина; 7 — камера

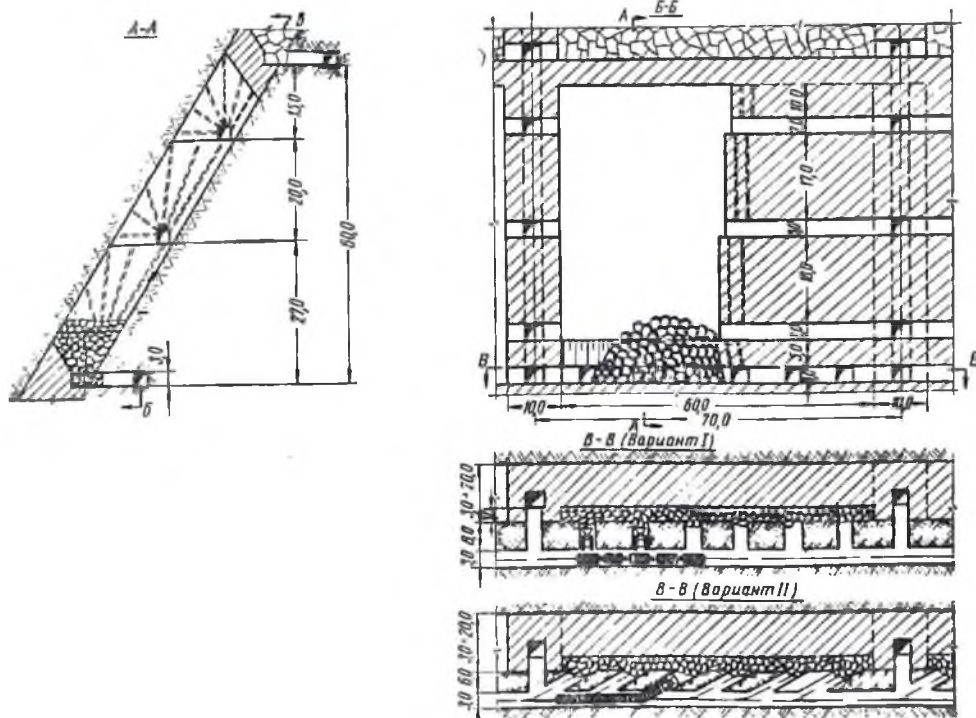


Рис. 101. Система разработки с отбойкой из подэтажных штреков с погрузкой руды в поезд-бункер или погрузочными машинами в вагонетки

и при угле падения более  $45^\circ$ , за исключением весьма мощных рудных тел, которые разрабатывают этой системой при любом угле падения.

Конструктивные элементы системы разработки подэтажными ортами: ширина камеры 12—18 м, ширина междукамерных целиков не менее 8 м, длина камеры до 50 м, толщина потолочины не менее 6 м (0,4—0,6 ширины камеры).

При рассматриваемой системе общий объем руды в целиках значителен. При расположении камер по простиранию запасы руды в камере составляют до 60% запасов руды в блоке, а при расположении камер вкрест простирания запасы руды в камере сокращаются до 35—45%.

Все трудности связаны с выемкой целиков, поэтому потери при системе подэтажных ортов значительно возрастают. Общий порядок ведения работ ортами и пути повышения системы эффективности аналогичны системе разработки подэтажных штреков.

*Основные достоинства* системы разработки подэтажных штреков или ортов: безопасность работ, так как рабочие постоянно находятся в выработках; высокая производительность труда забойных рабочих при применении эффективных способов отбойки и доставки руды; высокая интенсивность очистной выемки; возможность равномерного поступления руды на откаточный горизонт.

*Основные недостатки* системы: сложность и медленность выемки целиков; большой объем нарезных работ при малой высоте подэтажа; большие потери и разубоживание руды при выемке целиков без предварительной закладки камер; невозможность сортировки руды.

Технико-экономические показатели системы подэтажных штреков и ортов приведены в табл. 20.

### § 6. Система разработки камерами с этажной отбойкой руды глубокими скважинами (этажно-камерная система разработки)

Применяют два основных варианта рассматриваемой системы: вариант с отбойкой руды вертикальными слоями и вариант с отбойкой руды горизонтальными слоями.

Вариант системы с отбойкой руды вертикальными слоями. Этаж при этом варианте разделяют на блоки, которые вынимают в две стадии. В первую стадию вынимают камеры (по простиранию или вкрест простирания в зависимости от мощности рудного тела), во вторую стадию вынимают междукамерные целики. Чтобы произвести выемку камеры, руду отбивают на отрезную щель глубокими вертикальными скважинами, пробуриваемыми буровыми станками малого габарита, установленными в выработках верхнего горизонта.

Этот вариант широко применялся ранее на железных рудниках Урала, Сибири и КМА и частично применяется в настоящее время. Схема варианта системы с выемкой камер вкрест простирания показана на рис. 102. Высота этажа при системе с отбойкой вертикаль-



ными скважинами достигает 60 м, ширину камер принимают 15—25 м, высоту камер до 40 м, ширину междукамерного целика 12—15 м. Обеспечить хорошее разбуривание и дробление рудного массива при высоте камер более 40 м невозможно вследствие неизбежного отклонения глубоких скважин от заданного направления.

Блок подготавливают комплексом выработок на горизонтах откатки, скреперования, подсечки и специальных буровых выработок на верхнем горизонте для установки буровых станков малого габарита. Как разделку отрезной щели, так и последующую отбойку руды в камере ранее производили глубокими вертикальными скважинами диаметром 115 мм, пробуриваемыми станками вращательного бурения; л. н. с. и расстояние между вертикальными скважинами принимают обычно в пределах 4—4,5 м.

В настоящее время буровые работы проводят с использованием производительных станков шарошечного и ударно-вращательного бурения. Вееры скважин при таких станках бурят нисходящими или восходящими с горизонта подсечки. В последнем случае можно отказаться от верхнего бурового горизонта. При отбойке руды веерными скважинами объем нарезных работ в камере значительно сокращается.

Междукамерные и междуэтажные целики при рассматриваемой системе извлекают аналогично системе разработки подэтажных штреков или ортов.

Вариант системы с отбойкой руды горизонтальными слоями. Рассмотрим вариант системы с выемкой руды камерами по простиранию (рис. 103). Начальная стадия очистной выемки — в подсечке камеры по всей ее площади с учетом допустимого обнажения. В условиях Криворожского бассейна площадь обнажения камеры достигает 1000 м<sup>2</sup> и более (при устойчивой и крепкой руде, например на руднике им. Р. Люксембург и др.). Производительным способом подсечки является подсечка глубокими скважинами из подсечного штрека 3. Для бурения скважин проходят буровые камеры 2 на восстающих 1. Руду отбивают послойно веерообразными комплектами скважин и выпускают через траншеи (или воронки) в днище

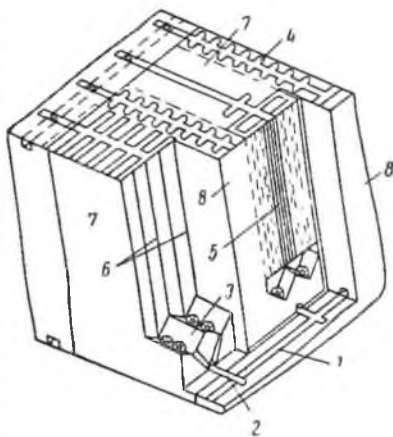
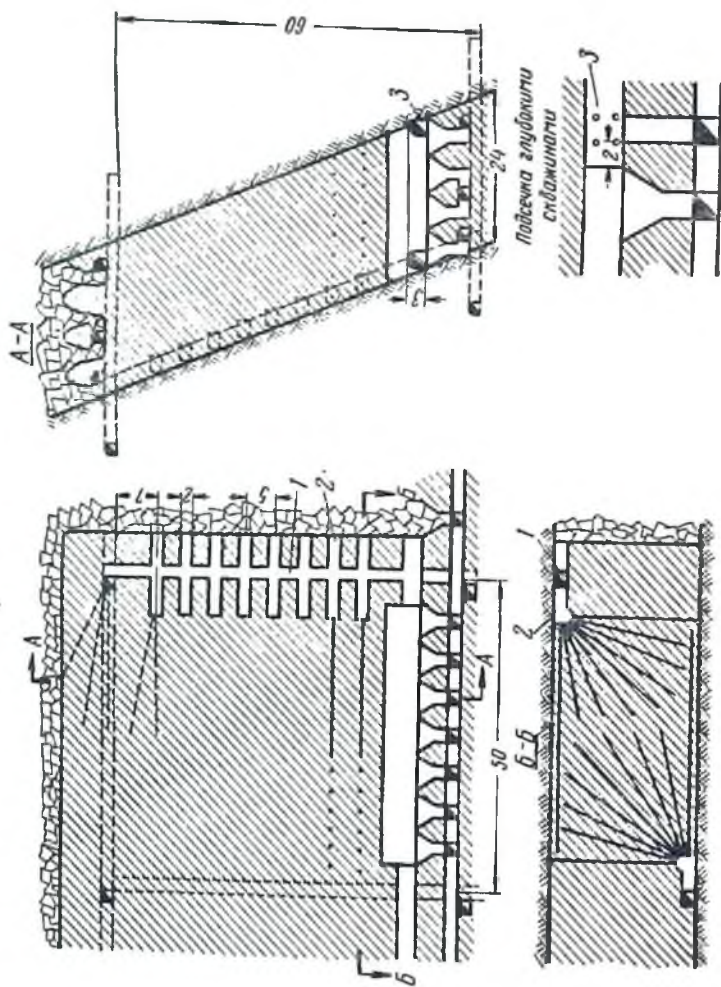


Рис. 102. Система разработки с открытым очистным пространством с этажной отбойкой руды глубокими вертикальными скважинами:

1 — штрек; 2 — орты скреперования; 3 — траншея; 4 — буровые выработки; 5 — скважины для образования отрезной щели; 6 — скважины для отбойки руды в камере; 7 — массив руды в камере; 8 — междукамерный целик

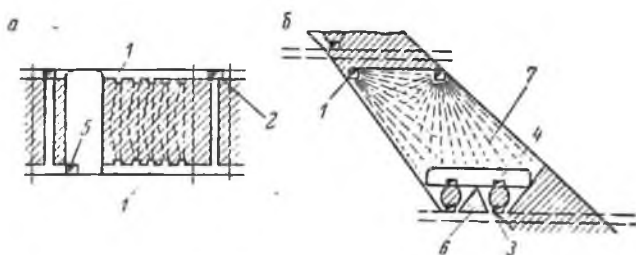
Рис. 103. Система разработки с отбойкой руды горизонтальными слоями всерными комплектами сверльных скважин



камеры. Толщину отбиваемого слоя руды (л. в. с.) принимают в пределах 4—5 м в зависимости от крепости руды и параметров буровзрывных работ. Скважины глубиной до 25—30 м располагают в слое веерообразно. Все скважины в слое взрывают одновременно с выпуском отбитой руды без длительного хранения ее в камере. Высоту этажа при рассматриваемой системе принимают в пределах 60—80 м. Потолочины и междукамерные целики извлекают аналогично системе с подэтажной отбойкой руды.

*Достоинства варианта:* обнажение потолочины в последний период отработки камеры, что может быть основанием для применения рассматриваемого варианта; возможность перехода на систему с магазинированием руды.

Рис. 104. Этажно-камерная система с отбойкой руды вертикальными слоями с использованием веерообразно наклонных скважин:



а — план верхнего бурового горизонта;

б — вертикальный

разрез камеры; 1 — штреки бурового горизонта; 2 — блочный восстающий; 3 — штрек спуск-перевалки; 4 — подсечной штрек; 5 — отрезной восстающий; 6 — орт откаточного горизонта; 7 — скважины

*Недостатки варианта:* большой объем нарезных работ, связанных с бурением горизонтальных скважин; сложность зарядки скважин, однако при механическом зарядке этот недостаток отпадает.

При выборе отбойки руды в камерах вертикальными или горизонтальными слоями необходимо учитывать структуру рудного массива, направленность трещин и возможные площади обнажений по горизонтали или вертикали. Наибольший удельный вес в настоящее время имеет отбойка вертикальными слоями с использованием веерообразно наклонных скважин.

Вариант отбойки руды в камере вертикальными слоями с использованием наклонных скважин представлен на рис. 104. Показатель очистной выемки при этажно-камерных системах с отбойкой вертикальными слоями более высокие по сравнению с системой с подэтажной отбойкой, рассмотренной выше, однако при большой высоте подэтажа (до 20—25 м) разница в показателях незначительна.

Основным мероприятием по повышению эффективности этажно-камерных систем является сведение до минимума отклонения скважин от заданного направления за счет правильной организации

буровых работ и соблюдения режима бурения. При неблагоприятных условиях бурения глубину скважин уменьшают до 25 м. При отбойке вертикальными слоями такой переход означает переход к отбойке из подэтажных выработок.

Нами не рассмотрен редко применяемый вариант камерной системы с отбойкой горизонтальных слоев толщиной до 8 м мишными зарядами. При этом варианте заряды ВВ величиной 400 кг размещают непосредственно в подэтажных выработках, проходимых из восстающих. Подэтажные орты обычно проводят через 10 м, заряды размещают на расстоянии 8—10 м. В связи с трудностью проведения большого объема подэтажных выработок и заряжания этот вариант в настоящее время применяют в порядке исключения только при особо крепких рудах.

### § 7. Система разработки со сплошной выемкой руды и оставлением постоянных целиков-столбов

**Общие положения.** Систему со сплошной выемкой руды и оставлением столбов применяют при разработке пологих рудных тел с устойчивыми вмещающими породами мощностью от 1—2 до 4—6 м. При ограниченной мощности рудного тела руда может иметь пониженную устойчивость.

Сплошную выемку рудного тела при рассматриваемой системе производят по линии простирания или по восстанию, оставляя в процессе выемки постоянные столбы бедной руды или включения пустой породы. Оставляемые столбы расположены нерегулярно и имеют различные размеры. При отсутствии включений бедной руды или пустой породы в рудном массиве столбы располагают регулярно. В последнем случае применяют камерно-столбовые или павельно-столбовые системы.

При выемке весьма ценной руды и мощности залежи менее 2 м вместо рудных целиков можно устраивать искусственные столбы из бетона с дополнительным поддержанием кровли кострами или закладкой. Закладкой обычно пользуются при выемке руды из маломощных участков с подрывкой кровли опережающим забоем.

Применяемые варианты системы со сплошной выемкой руды и с оставлением постоянных столбов различают по способу доставки руды или по форме забоя: со скреперной или конвейерной доставкой, доставкой по рельсовым путям к бремсбергу, доставкой по рельсовым путям к полевому рудоспуску, доставкой самоходными вагонетками к штреку, забоем без разделения на уступы или почвоуступным забоем.

Различные способы доставки руд принимают в зависимости от угла падения: рельсовый транспорт при угле падения рудного тела до 3°, самоходные вагоны при угле падения до 10—12°, скреперная доставка при углах падения 0—30°, конвейерный транспорт при углах падения 0—15°.

Различные формы забоя принимают в зависимости от мощности рудного тела, техники и организации буровзрывных работ. Забой без разделения на уступы обычно применяют при мощности рудного тела до 3—4 м, почвоуступные забой — при мощности более 3—4 м.

Сплошную систему разработки с оставлением столбов применяют на медных рудниках Казахстана и в других горнорудных районах СССР.

Вариант системы без разделения забоя на уступы со скреперной доставкой руды. Вариант сплошной системы с оставлением постоянных столбов без разделения забоя на уступы со скреперной доставкой руды показан на рис. 105. Применяется он при ограниченной мощности рудного тела, не превышающей 3—4 м. Широкое применение

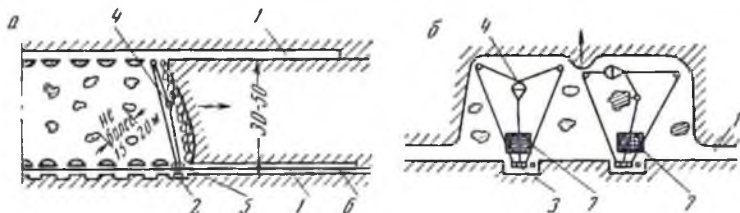


Рис. 105. Системы со сплошной выемкой руды и оставлением постоянных вертикально расположенных целпков (в плане):

а — выемка по пространству с применением двухбарабанной скреперной лебедки; б — выемка по восставию с применением трехбарабанной скреперной лебедки; 1 — рудный штрек; 2 — двухбарабанная скреперная лебедка; 3 — трехбарабанная скреперная лебедка; 4 — скрепер; 5 — скреперный полук, используемый для загрузки вагонеток; 6 — рельсовый путь; 7 — грохот над рудоспуском

скреперной доставки при рассматриваемом варианте системы вызвано простотой организации и возможностью успешно работать при различных углах падения. Эффективность скреперной доставки значительно увеличивается при использовании последних технических достижений (мощные трехбарабанные скреперные лебедки, позволяющие иметь широкий фронт погрузки без частого переноса роликов, дистанционное управление скреперной лебедкой из забоя).

Основным недостатком скреперной доставки является ограниченность расстояния доставки, обычно не превышающее 50 м, поэтому при больших расстояниях целесообразно применять конвейерный транспорт или самоходные вагонетки. Однако на практике это часто бывает затруднено вследствие неподходящего угла наклона и необходимости применять специальные погрузочные машины. Окончательно выбирают тот или иной вид транспорта после соответствующих технико-экономических расчетов.

Подготовительные работы при рассматриваемом варианте системы заключаются в проведении штреков по руде с необходимым опережением по отношению к линии очистного забоя (на 30—50 м). Из штрека проходят небольшие камеры для установки скреперных

лебедек. Очистную выемку производят сплошным забоем по линии простирапия или по восставию (см. рис. 105) с оставлением нерегулярно расположенных столбов (целиков). Площадь этих столбов составляет 15—20% по отношению ко всей рудной площади. При дополнительной выемке столбов (перед окончательным погашением участков) общую площадь столбов уменьшают до 10%. Оставленные столбы вынимают от границ выемочных участков, строго соблюдая необходимые меры предосторожности, в частности при выемке столбов используют описанные ранее пьезоэлектрические приборы.

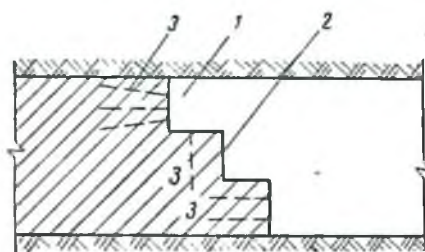


Рис. 106. Расположение шпуров в забое при почвоуступной выемке (вертикальный разрез по мощности):

1 — передовой забой; 2 — уступ; 3 — шпур

Руду отбивают одновременно по всей линии забоя или в отдельных его частях.

Вариант сплошной системы с почвоуступной выемкой и скреперной доставкой руды. При мощности рудного тела более 3 м сплошную выемку производят почвоуступным забоем. При этом варианте системы передовой забой высотой 2—2,5 м располагается непосредственно под кровлей, а за ним вырабатывают уступы высотой по 2—3 м (рис. 106). В передовом забое бурят горизонтальные или слабоаклонные

шпур, а в лежащих ниже уступах — вертикальные нисходящие шпур. Для отделения руды от лежащего бока в нижнем уступе бурят горизонтальные или слабоаклонные шпур.

**Достоинства** сплошной системы: малый объем подготовительных работ; простое конструктивное оформление; значительный фронт очистных работ; оставление включений пустой породы или бедных пекондиционных руд, а также возможность сортировки в забое и сохранения участков забалансовых руд для последующей обработки.

**Основные недостатки** системы: большие потери руды в постоянных столбах, сложные условия доставки при нерегулярно расположенных столбах.

При выемке руды с оставлением нерегулярно расположенных столбов должны проводить своевременное и детальное опробование для правильного оконтуривания столбов сложной формы, правильно устанавливать отметки почвы рудного тела. В случае невыдержанного профиля почвы и трудности укладки рельсового пути переходят на полевую подготовку, проходя полевые штреки на определенной отметке ниже почвы рудного тела. Рудные штреки в этом случае имеют вспомогательное назначение. Применение самоходных вагонок позволяет иметь рудную подготовку с большими уклонами откаточных путей.

### § 8. Камерно-столбовая и панельно-столбовая система разработки

**Общие положения.** Камерно-столбовая система разработки отличается от системы со сплошной выемкой руды чередованием выемочных камер и разделяющих их целиков (столбов), а также наличием заранее проведенных панельных штреков (рис. 107).

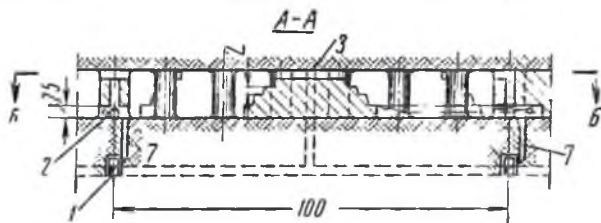
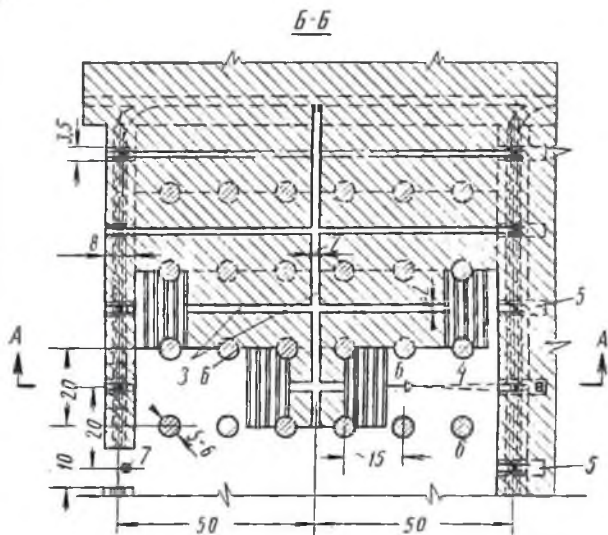


Рис. 107. Камерно-столбовая система разработки с попеременной почвоуступной выемкой руды:

1 — панельный полевой штрек; 2 — рудный штрек; 3 — вентиляционная выработка; 4 — камера; 5 — камера для стиральной лебедки; 6 — регулярно расположенные целики; 7 — рудоспуск



Камерно-столбовую систему применяют при равномерном обрушении и выемке горизонтальных, пологих и наклонных рудных тел с устойчивыми вмещающими породами и при различной их мощности. Но чаще всего ею пользуются при выемке рудных тел мощностью от 3 до 10 м при горизонтальных и пологих рудных телах. При наклонном залегании камеры обрабатывают с отбросом руды от забоя к рудоспускам силой взрыва или камеры вынимают по линии простирания, что показано на рис. 108 (практика разработки Миргалмсайского рудника).

В последнем случае самоходное оборудование опускают или поднимают лебедкой по уклонам, пройденным в почве рудного тела

через каждые 150—300 м по простиранию, или перемещают по наклонным спускам, пройденным между камерами этажа. Руду спускают через систему полевых рудоспусков, проводимых через каждые 150—300 м по простиранию. При большой мощности рудного тела оставленные междукамерные столбы не вынимают.

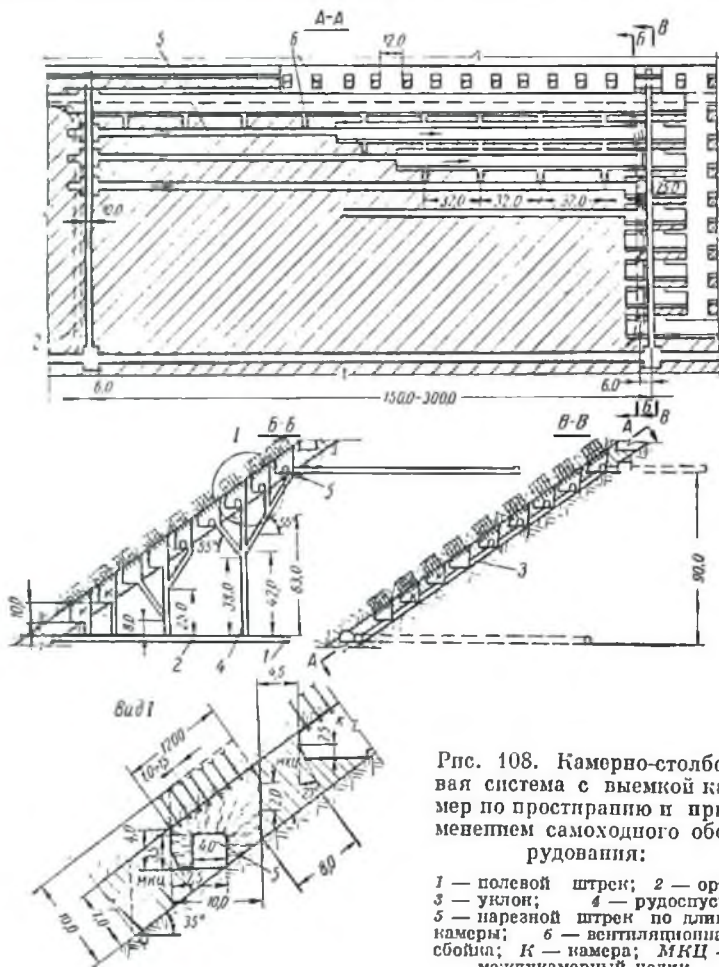


Рис. 108. Камерно-столбовая система с выемкой камер по простиранию и применением самоходного оборудования:

1 — полевой штрек; 2 — орт;  
3 — уклон; 4 — рудоспуск;  
5 — нарезной штрек по длине камер;  
6 — вентиляционная бойла; К — камера; МИЦ — междукамерный целик

При ограниченной мощности оставленные столбы пзвлекают частично (через один столб), строго выполняя меры предосторожности. Вследствие значительных потерь полезного ископаемого в постоянных столбах (от 10 до 15%) камерно-столбовые системы применяют при разработке месторождений с бедными рудами.



При ценных рудах оставленные целики вынимают после закладки камер, но в этом случае система уже будет иметь другое конструктивное оформление.

Камерно-столбовые системы часто применяют при разработке медных, свинцово-цинковых и других месторождений с пониженным содержанием металла в руде.

Вариант камерно-столбовой системы с поперечной почвоуступной выемкой руды при горизонтальном залегании мощного рудного тела (лизы) показан на рис. 107. Этот вариант частично применяют при разработке Джезказганского месторождения, на Кадамжайском руднике и др.

Медная руда Джезказганского месторождения представлена устойчивыми оруденелыми песчаниками, вмещающие породы — устойчивыми песчаниками. Коэффициент крепости руды и вмещающих пород 8—12. Руду в камерах вынимают почвоуступным забоем, оставляя постоянные столбы, расположенные по прямоугольной сетке. Участок готовят для выемки, проводя панельные выработки и рудоспуски в подстилающих пустых породах и вентиляционную выработку в кровле рудного тела.

Часто меняющиеся отметки почвы лизы в условиях разработки данного месторождения не позволяют вести рудную подготовку с укладкой рельсов в штреке с допустимыми уклонами и подъемами (при выдержанной почве рудного тела рудная подготовка была бы более эффективной).

Расстояние между панельными выработками 100 м (скреперование в две стороны с максимальным расстоянием доставки до 50 м). Из панельных полевых выработок через каждые 20 м против камеры проходят короткие восстающие с лестничным и рудоспускным отделениями до почвы рудного тела. Из восстающих рассекают небольшие камеры для установки скреперных лебедок. Для сообщения между очистными камерами проводят рудный штрек. Чтобы осуществить вентиляцию, в кровле рудного тела проводят вентиляционные выработки, сообщающиеся с вентиляционным стволом шахты.

Очистные работы в камере начинают с проходки отрезной щели потолкоуступным забоем. После образования отрезной щели у кровли камеры засекают передовой уступ, после чего развивается нормальная почвоуступная выемка камеры. Камеру обрабатывают от рудных штреков к середине. Столбы располагают на границе камеры правильными рядами. Диаметр столбов принимают 5—6 м. Расстояние между столбами по линии, параллельной оси камеры — до 15 м. Ширина камеры 20 м. Уступы высотой 2,4 м. Оставшуюся на уступах отбитую руду сгребают на почву камеры и скреперуют в рудоспуски. Описанный вариант имел широкое применение в довоенный период времени. Позже на медных рудниках Казахстана был успешно применен вариант камерно-столбовой системы

с потолкоуступной выемкой и шпуровой отбойкой руды (предложение проф. В. Н. Семевского). Этот вариант позволил достигнуть более высоких показателей выемки.

Варианты камерно-столбовой системы с отбойкой руды скважинами. Варианты с отбойкой руды глубокими скважинами являются принципиально новыми. Применение их стало возможным после больших достижений буровой техники. При применении этих вариантов значительно улучшились технико-экономические показатели очистной выемки и санитарно-гигиенические условия труда.

*Вариант камерно-столбовой системы с отбойкой руды в камерах глубокими наклонными скважинами по восстанию или падению*

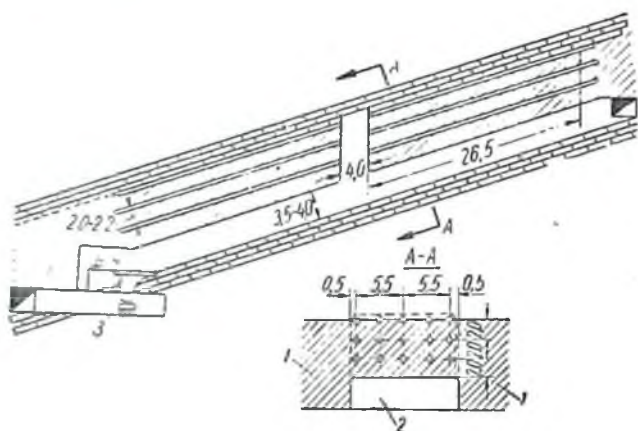


Рис. 109. Камерно-столбовая система разработки с отбойкой руды наклонными скважинами (разрезы по камере):

- 1 — столб толщиной 4 м; 2 — камера шириной 12 м; 3 — орт для погрузки руды; 4 — скреперная лебедка

(рис. 109). Этот вариант применяют при наклонном падении ( $30-35^\circ$  и более). Очистные работы начинают с подсежки камеры шпурами или глубокими скважинами. Затем по короткой оси камер (на всю ее ширину) проходят вертикальную разрезную щель шириной 4 м, которая делит камеру на две равные части. Из щели по восстанию и падению залежи бурят легкими станками скважины диаметром 60—80 мм, длиной 20—25 м. Заряженные скважины взрывают последовательно рядами.

При рассматриваемом варианте системы суточная производительность камеры и производительность труда забойной группы были увеличены в 2—2,5 раза по сравнению с обычным вариантом камерно-столбовой системы с поперечной потолкоуступной выемкой неглубокими шпурами.

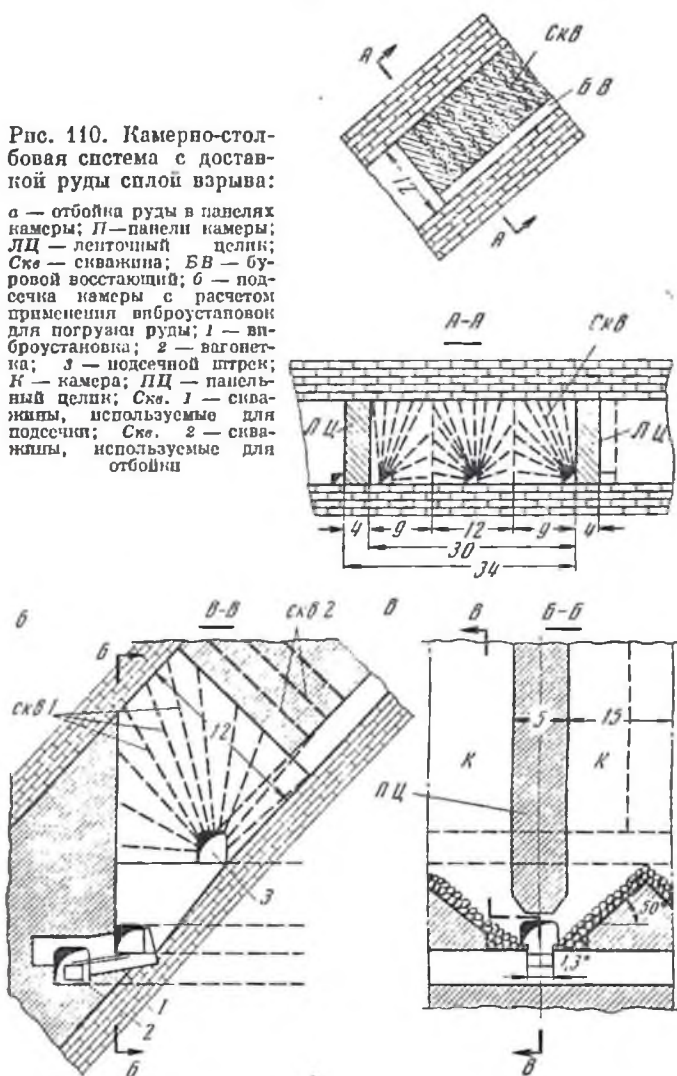
*Вариант камерно-столбовой системы с доставкой руды силой взрыва.* В связи с опасностью скреперования в открытой камере (при обрыве каната скреперной установки рабочий вынужден заходить в камеру) рассмотренный выше вариант в последние годы заменяют вариантом с отбойкой руды скважинами из восстающих,

пройденных по восстанию камеры, и доставкой отбитой руды силой взрыва. Принципиальная схема отбойки и доставки силой взрыва приведена на рис. 110.

а

Рис. 110. Камерно-столбовая система с доставкой руды силой взрыва:

а — отбойка руды в панелях камеры; П — панели камеры; ЛЦ — ленточный цедлик; Скв — скважина; БВ — буровой восстающий; б — подсека камеры с расчетом применения виброустановок для погрузки руды; 1 — виброустановка; 2 — вагонетка; 3 — подсекающий штрек; К — камера; ПЦ — панельный цедлик; Скв. 1 — скважины, используемые для подсеки; Скв. 2 — скважины, используемые для отбойки



Данный вариант камерно-столбовой системы является эффективным. Недостатком его является ограниченная длина доставки (до 25 м), что вызывает увеличение объема подготовительно-нарезных работ.

Впервые в СССР рассматриваемый вариант системы предложили в 1954 г. А. В. Будько, А. И. Голомолапи и Л. И. Бурцев для отработки наклонных (35—55°) рудных тел Миргалпмсайского рудника. Позже эту систему успешно применили на ряде других рудников СССР (Ленингорском, Березовском, Каула, рудниках комбината КМАруда, Гороблагодатском, Криворожских, руднике «Кличка» и других). Доставку силой взрыва применяют и в практике зарубежных рудников (болгарский рудник «Седмочисленци», канадские рудники «Сулливан», «Сноу Лейк» и др.).

В конструктивном оформлении системы (рис. 110) при высоте этажа 25—50 м (в зависимости от угла падения) рудное тело по простиранию делят на блоки, включающие камеру и ленточные междукамерные целики. Подготовку осуществляют проходкой рудного и полевого штреков.

В зависимости от горнотехнических условий параметры системы изменяют в широких пределах (ширина камер 15—35 м, ленточных целиков 4—6 м). Отсутствие рабочих в камере позволяет иметь большие размеры камер. Наибольшая длина камер принимается при угле падения, близком к углу самотечного перемещения (40—45°). Камеры вынимают панелями шириной 12—15 м, в каждой из которых проходят буровой восстающий из подсечного штрека. Образование отрезной щели и подсечка камеры осуществляются глубокими скважинами.

Возможен вариант системы с использованием вброустановок для погрузки руды из двух соседних камер (рис. 110, б). Отбойку руды ведут слоями толщиной 1,7—1,8 м с использованием веера диаметром 56—60 мм и глубиной до 20—25 м. Скважины бурят колонковыми перфораторами КЦМ-4 или КС-50. Для бурения скважины могут быть использованы и буровые станки. Расстояние между концами скважин в веере принимают по бокам панели 0,7—1,1 л. н. с., а у кровли 1,2—1,5 л. н. с. Такие параметры буровзрывных работ в сочетании с короткозамедленным взрыванием позволяют снизить сейсмическое действие взрыва на кровлю камер.

Для зачистки камер могут быть рекомендованы два способа — гидросмыв из бурового восстающего с помощью гидромониторов и механическая зачистка скрепером с управляемой зачисткой из предохранительных ниш, проходных в процессе выемки камер по их границам. В практике разработки наклонных залежей Ленингорского месторождения с доставкой руды силой взрыва общий расход ВВ на отбойку и вторичное дробление был в пределах 0,8—1,2 кг/т при максимальном расстоянии доставки 23—25 м.

Рекомендуемые ЦНИИцветметом параметры взрыводоставки приведены в табл. 19.

*Вариант камерно-столбовой системы с отбойкой руды вертикальными скважинами.* При этом варианте (рис. 111) очистные работы проводят в две стадии: первая — подсечка камеры под

Таблица 19

Углы падения рудных залежей, град	Длина камеры, при которой руда эффективно доставляется взрывом, м					
	Устойчивые вмещающие породы, допускающие ширину камер 25—50 м и применение зарядов $\varnothing$ 90—150 м			Недостаточно устойчивые вмещающие породы, допускающие ширину камер 12—18 м и применение зарядов $\varnothing$ 40—75 мм		
	3—5	5—15	Более 15	3—5	5—15	Более 15
0—15	8—10	10—12	12—18	5—7	7—10	10—12
15—20	10—12	12—18	18—25	7—10	10—15	12—18
20—25	12—18	18—25	25—35	10—12	15—20	18—25
25—30	18—25	25—35	35—45	12—18	20—30	25—35
30—40	25—35	35—55	45—70	18—25	30—40	35—60
Более 40	35—45	55—70	Более 70	25—35	40—55	60—75

кровлей (при мощности залежи более 10 м делается также нижняя подсечка), вторая — собственно очистные работы (отбойка глубокими скважинами, пробуренными буровыми агрегатами из верхней

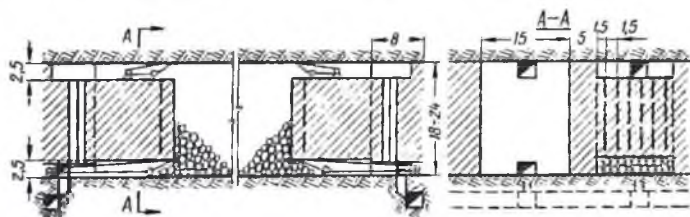


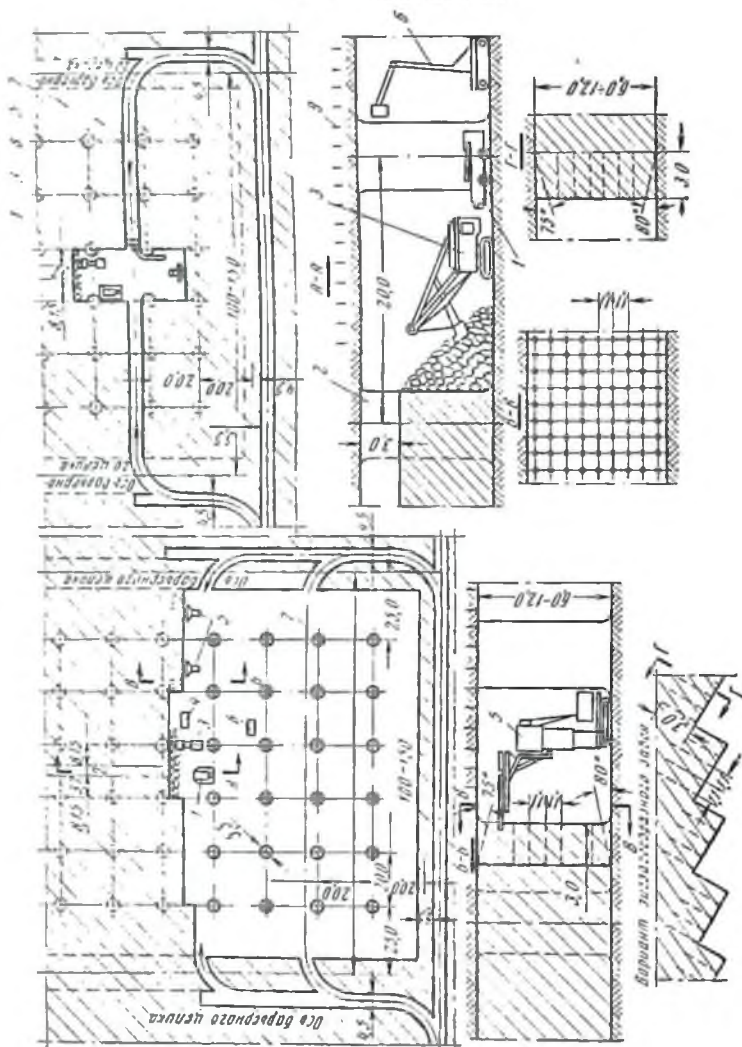
Рис. 111. Камерно-столбовая система с отбойкой руды вертикальными скважинами

подсечки). Этот вариант применяли на медных рудниках Джебказгана (Каз. ССР). Технико-экономические показатели этого варианта выше показателей других вариантов камерно-столбовой системы. Производительность труда забойного рабочего при скреперной доставке увеличили до 20—25 т/смену. При переходе на самоходное буровое погрузочно-транспортное оборудование эффективность этого варианта значительно повышается.

Существенным недостатком рассмотренных вариантов (при применении больших величин зарядов) является сейсмическое воздействие взрыва на междуканверные целики. Этот недостаток отпадает при переходе на малый диаметр скважин или шпуровую отбойку с уменьшенным весом зарядов ВВ, взрываемых с миллисекундным замедлением.

Камерно-столбовая и панельно-столбовая системы с применением самоходного оборудования (рис. 112). Практика применения

Рис. 412. Панельно-столбовая система:  
 1 — троллейно-набелный мост; 2 — вентиляционный штрек; 3 — окончатый буровой аппарат; 4 — буровой аппарат; 5 — буровые нарезки; 6 — нарезка для осмотра кровли; 7 — ось контактного провода; 8 — вентиляторы; 9 — шпалтовый крест



камерно-столбовой системы на ряде рудников зарубежных стран (Франция, США, Швеция и др.) с широким использованием самоходного оборудования показывает, что производительность труда забойного рабочего может быть увеличена до 80—90 т/смену. Показатели подземной разработки в этом случае приближаются к показателям открытых работ. При выемке ценной руды камеры закладывают твердеющей закладкой с последующей отработкой междуканнерных целиков (практика финского медного рудника «Оутокумпу»). Приготовление и подача бетона в камеру полностью механизированы.

Применение мощного самоходного бурового, погрузочного и транспортного оборудования при мощности рудного тела свыше 3 м является одним из важнейших технических направлений при разработке рудных месторождений. Самоходное оборудование широко применяют на медных и полиметаллических рудниках Казахстана (Джезказганском, Миргалимсайском) и будут применять в других горнорудных районах СССР. При использовании самоходного оборудования с дизельными двигателями проводят мероприятия по улавливанию вредных газов и увеличивают подачу свежего воздуха (в практике рудников США и Канады сверх обычной нормы подают 2—2,1 м<sup>3</sup>/мин на каждую лошадиную силу работающего под землей дизельного двигателя).

*Панельно-столбовая система разработки.* В условиях разработки Джезказганского меднорудного месторождения применяют панельно-столбовые системы с самоходным оборудованием. При таких системах панели вынимают в одном из направлений с оставлением постоянных столбов руды. Применяют различное самоходное оборудование в зависимости от мощности рудного тела. В качестве примера на рис. 112 представлена панельно-столбовая система разработки при мощности 6—12 м с использованием экскаваторов, самоходных вагонеток и буровых кареток. Ширина вынимаемой панели по проекту 100—150 м, ширина барьерного целика 13—27 м в зависимости от глубины разработки (100—275 м). Штанговую крепь располагают по сетке: от 1 × 1 м при красных и серых сланцах до 2 × 2 м при красных плотных песчаниках. Шпурсы глубиной до 3 м предусмотрено бурить с помощью самоходных буровых кареток.

При меньшей мощности применяют погрузочные машины с загребующими лапами и самоходные вагонетки малой высоты.

При мощности 1,5—3 м для погрузки руды применяют самоходный скреперный грузчик с трехбарабанными скреперными лебедками с дистанционным управлением. Такие лебедки обслуживают значительный фронт работ погрузки руды в забое.

Самоходное оборудование при панельно-столбовой системе позволяет достигнуть высокой производительности труда с трудоемкостью

Таблица 20

Система разработки	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Расход леса, м <sup>3</sup> /т	Расход ВВ, кг/т	Производительность труда забойного рабочего в смену, т
Потолкоуступная с распорной крепью	0,94—0,95	0,10—0,15 *	0,03—0,04	0,5—0,6	4—6
С распорной крепью и частичным магазином руды	0,94—0,95	0,10—0,15 *	0,01—0,015	0,35—0,50	8—12
Подэтажных штреков или ортов (выемка камер) . . . . .	0,95—0,97	0,05—0,10 **	—	0,3—0,4	30—40
Система со сплошной выемкой и оставлением целиков (столбов) . . . . .	0,85—0,90	0,05—0,15 **	—	0,4—0,5	10—15
Камерно-столбовая: почвоуступным забоем . . . . .	0,85—0,90	0,05—0,15 **	—	0,4—0,5	10—15
с отбойкой руды глубокими скважинами	0,80—0,85	0,10—0,15 **	—	0,3—0,4	20—25 (до 60—70 т при самоходном оборудовании)
Этажно-камерная (выемка камер) . . . . .	0,92—0,95	0,10—0,15	—	0,3—0,5	40—50

\* В зависимости от мощности рудного тела и включений пустой породы (при мощности рудного тела 0,8 м).

\*\* В зависимости от включений пустой породы на практике часто в пределах, указанных в данной таблице.

Примечания: 1. Показатели в приведенной и последующих таблицах даны применительно к объемному весу руды в среднем 3 т/м<sup>3</sup>.

2. Показатели при системах подэтажных штреков или ортов и этажно-камерной даны применительно к выемке камер. Для определения средних показателей применительно к выемке блока (камеры и всех целиков) необходимо учесть удельный вес соответствующих систем, которыми вынимаются отдельные части блока, и показатели этих систем. Показатели разработки целиков должны быть приняты пониженными с учетом имеющих место ватруднений при их выемке.

3. Коэффициент извлечения при сплошной и камерно-столбовой системах указан с учетом частичной выемки столбов при окончательной отработке участков.

4. Коэффициент разубоживания должен определяться в каждом отдельном случае применительно к условиям разработки.

5. В таблице не учитывается разработка месторождений с лиазной ценностью полезного ископаемого (строительные материалы, соли и др.). Разработка таких месторождений производится камерными системами со значительными запасами полезного ископаемого в постоянных целиках (столбах) до 40—50%.



на 1000 т добытой руды 22—25 чел.-смен вместо 70—90 при обычном оборудовании (расчеты Гипроцветмета).

Основные технико-экономические показатели систем разработки с открытым очистным пространством приведены в табл. 20. Эти показатели, как и показатели в других таблицах, относящихся к другим классам систем, являются ориентировочными и могут быть использованы при приближенных расчетах, но их не следует считать стабильными. При бурном росте техники и непрерывном совершенствовании организации горных работ в показатели необходимо вносить соответствующие коррективы.

### Глава III

## СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ В ОЧИСТНОМ ПРОСТРАНСТВЕ (II КЛАСС)

### § 1. Общие сведения

Системы разработки с магазинированием руды отличаются от других систем тем, что при них большую часть отбитой руды оставляют на длительный срок в очистном пространстве — в магазинах. Периодически после каждого обрушения руды выпускают такое ее количество, чтобы свободное пространство между поверхностью отбитой руды и кровлей забоя было достаточным для проведения последующих работ.

Системы с магазинированием руды относят к числу эффективных. И вопросу возможности их применения должно уделяться большое внимание. Главным условием применения этих систем является устойчивость руды и вмещающих пород, достаточная для отбойки руды и выпуска ее без обрушения и отслоения вмещающих пород. Кроме того, необходимо, чтобы в рудном теле отсутствовали включения пустых пород и руда была однородной (возможности сортировки руды весьма ограничены), имелись правильные контакты рудного тела с вмещающими породами, руда не слеживалась и не самовозгоралась при длительном хранении в магазине. Угол падения рудного тела должен быть не менее  $50-55^\circ$ , за исключением весьма мощных месторождений, при выемке которых системы с магазинированием применяют и при меньших углах падения. Системы с магазинированием применяют при различной мощности рудных тел — от тонких до весьма мощных включительно.

Системы с магазинированием руды в основном применяют при разработке месторождений золота и цветных металлов. При разработке железных руд такие системы применяют редко.

Удельный вес систем с магазинированием руды при разработке жильных месторождений руд цветных металлов и золотых руд за последние годы составляет свыше 60%. Это в основном месторождения мощностью от 0,3—0,5 до 2—3 м. Есть основание рассчитывать

на дальнейшее увеличение удельного веса систем с магазинированием руды при разработке жильных месторождений.

К числу мероприятий, позволяющих расширить область применения систем с магазинированием руды при разработке жильных месторождений, относят: применение штанговой или частично распорной крепи для поддержания недостаточно устойчивых вмещающих пород; повышение интенсивности очистной выемки в блоках до 15—20 м/месяц и более; уменьшение ширины очистного пространства до 0,8 м (снижение разубоживания); отказ от оставления надштрековых и околосостающих целиков (снижение потерь руды в блоке); проведение комплекса мероприятий по повышению эффективности выпуска руды из блока.

Руду при системах с магазинированием отбивают неглубокими шпурами без горизонта грохочения или глубокими шпурами и скважинами с устройством горизонта грохочения или скреперования. Первый способ отбойки применяют при разработке месторождений ограниченной мощности, второй — при разработке мощных месторождений.

Ко II классу относят следующие системы:

1. Системы разработки блоками по простиранию с отбойкой руды шпурами.
2. Системы разработки камерами по простиранию или вкрест простирания с отбойкой руды шпурами и с отбойкой руды глубокими скважинами.
3. Системы разработки со сплошной выемкой руды с отбойкой руды шпурами и резе скважинами.

## § 2. Система разработки с магазинированием руды блоками по простиранию с выемкой по восставию сплошным забоем\*

Эту систему (рис. 113) применяют при общих условиях для всех систем с магазинированием. Дополнительным условием является мощность рудного тела от 0,3 до 3 м. При мощности жилы 0,3—0,8 м прирезают вмещающие породы. При мощности жилы менее 0,5 м должно быть сделано экономическое сравнение с отдельной выемкой руды и породы, используемой в качестве закладки. В рассматриваемой системе этаж высотой 40—50 м разделяют на блоки длиной 50—60 м. Целиков над штреком и у восстающих обычно не оставляют. Надштрековый целик оставляют при выемке бедной руды, в этом случае штрек проводят без установки крепи и для выпуска отбитой руды проходят короткие рудоспуски. Подготовка блока к очистной выемке заключается в проходке восстающих в два отделения и откаточного штрека. Штрек проводят однопутевым и закрепляют рамами или распорной крепью. В первом случае

\* Основной вариант системы.

на перекладах рамной крепи вдоль всячего и лежачего боков укладывают прогоны диаметром 20—25 см, между которыми через каждые 1,5—2 м забивают распорки. На прогоны укладывают короткий накатник с оставленным отверстием для устройства люков.

При креплении кровли штрека распорной крепью последнюю устанавливают в один или два ряда.

После проведения подготовительных выработок подсекают магазин, для чего над штреком вынимают слой руды высотой 2 м.

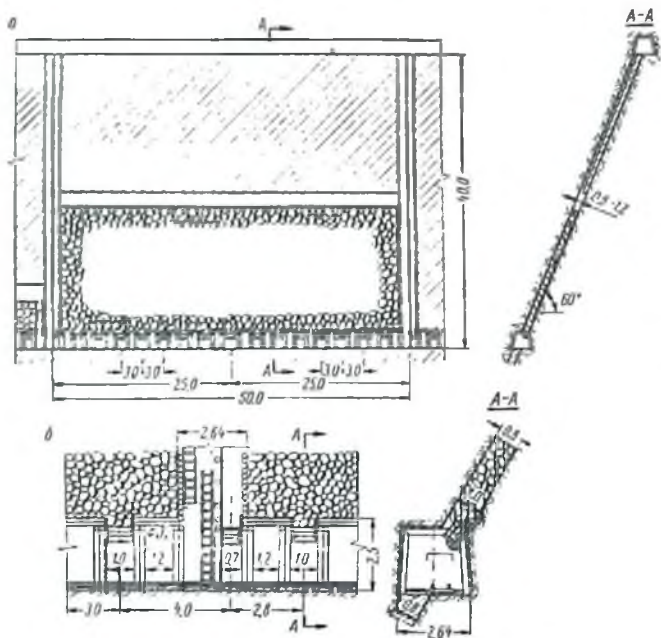


Рис. 113. Система разработки с полным магазинированием руды с выемкой по восстановлению сплошным забоем:

а — общий вид; б — оформление днища блока

Для удобства подсечки этажный штрек обычно крепят не при проведении, а вслед за подсечкой магазина с таким расчетом, чтобы отбиваемая при подсечке руда падала на почву штрека. Шпурь при подсечке бурят телескопными перфораторами. После проведения подсечки и крепления штрека устраивают крыльчатые скаты и люки для выпуска руды (рис. 114). Если расстояние между люками мало (до 3 м), крыльчатых скатов не делают (см. рис. 113). Оптимальное расстояние между осями люков, соответствующее минимальным затратам, по расчетам канд. техн. наук Д. И. Рафленко [30] составляет 1,5—1,8 м. При значительном проявлении горного давления частое расположение люков ослабляет кровлю штреков и поэтому расстояние между осями люков увеличивается до 2,6—3 м.

После подсечки магазина и устройства люков приступают к очистной выемке сплошным забоем (см. рис. 113). Массив руды в забое бурят телескопными перфораторами, стоя на отбитой руде. Глубина шпуров ограничена и обычно не превышает 2—2,5 м, т. е. не превышает высоты отбиваемого слоя. При такой глубине и частом расположении шпуров вторичного дробления руды не требуется. В случае отбойки крупных кусков их разбивают или дополнительно взрывают в забое.

Часть руды (30—40%) в процессе отбойки выпускают, остальное количество оставляют в очистном пространстве (магazineируют). Полностью руду выпускают после окончания отбойки руды в блоке. Вариант системы с выемкой руды в блоке потолкоуступным забоем, как имеющий ряд недостатков по сравнению с вариантом выемки сплошным забоем по восстановлению, в настоящее время применяется редко и поэтому нами не рассматривается.

При системах с магазинированием руды на сорта обычно не разделяют, однако при разработке весьма тонких жил при четком разделении жилы от бедной руды такое разделение возможно. Руду в блоке в этом случае обычно отбивают горизонтальными слоями с устройством настила перед отбойкой жилы и последующей доставкой отбитой руды до рудоспускного отделения восстающего. Другую часть забоя с более бедной рудой отбивают позже. Бедную руду выпускают после окончания отбойки руды во всем блоке.

Эффективность рассмотренной системы значительно повышается при организации безлюкового выпуска руды на откаточный горизонт (рис. 115). При таком варианте системы откаточный штрек располагают в породе и из него через 7—10 м проводят орты (заезды). Руду в ортах грузят погрузочной машиной в поезд-бункер или отдельные вагонетки. Конструктивное оформление днища блока при безлюковом выпуске руды значительно упрощается. Производительность забойного рабочего при безлюковом выпуске руды может быть повышена в 1,5—2 раза по сравнению с производительностью при обычном варианте системы. При наличии соответствующего погрузочно-транспортного оборудования и проведении полевого штрека безлюковый выпуск руды более выгоден. Однако при разработке тонких рудных тел должно быть сделано технико-экономическое сравнение с обычным выпуском через люки с учетом стоимости подготовительно-нарезных работ и затрат по выпуску руды.

Безлюковый выпуск руды может быть осуществлен с выпуском руды непосредственно в штрек с последующим скреперованием руды до соответствующего рудоспуска. Скреперный вариант выпуска

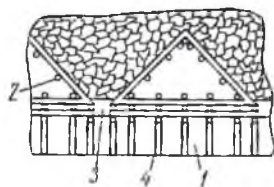


Рис. 114. Устройство крыльчатого ската над откаточным штреком:

1 — откаточный штрек; 2 — скат из распорных стоек и настила; 3 — люк; 4 — стойка рамной крепи штрека

можно успешно применять на промежуточных штреках с последующим перепуском на главный штрек, при нем производительность выпуска может быть увеличена в 1,5—2 раза по сравнению с люковыми выпуском. Безлюковый выпуск руды успешно применяется на многих рудниках СССР (Згидский, Ниттис-Кумужье, рудник им. Белова и др.), а также на многих рудниках США, Канады и др.

*Коренное усовершенствование системы с магазинированием руды в условиях разработки маломощных месторождений.* Как показали

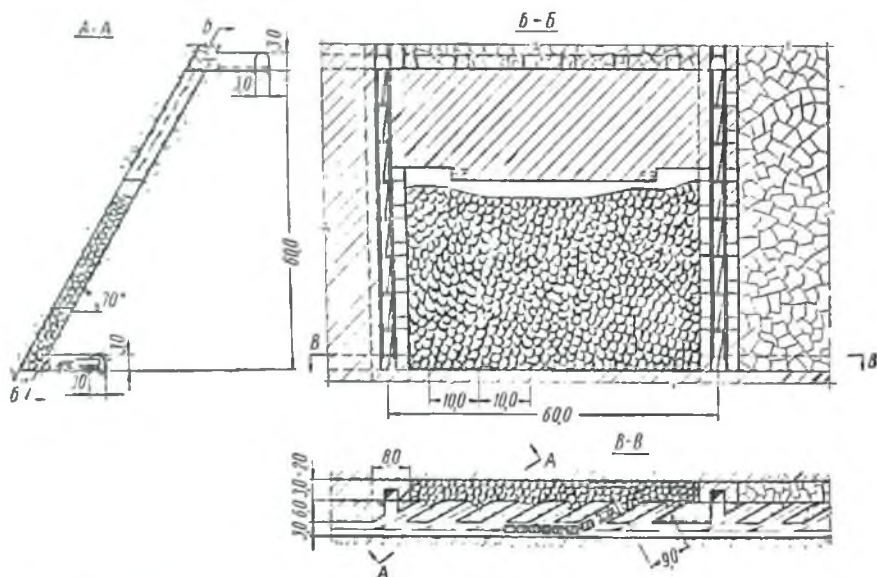


Рис. 115. Система с магазинированием руды (погрузка руды погрузочной машиной в поезд-бункер или в состав с электровозом)

многолетние исследования ИГД им. А. А. Скочинского и практика работы Хрустальненского рудника и других, эффективность системы с магазинированием руды резко повышается при коренном усовершенствовании системы и изменении всей технологии очистной выемки.

В основу новой технологии очистной выемки и организации очистных работ были положены следующие мероприятия (рис. 116): применение шпуров уменьшенного диаметра (32—34 мм и менее), быстроударных перфораторов ПТ-36, ПТ-29, более мощных ВВ (детонитов и др.) в патронах диаметром 24—28 мм и короткозамедленного взрывания, твердосплавных крестовых коронок с прерывистым лезвием, оптимальной сетки шпуров с учетом физико-механических свойств руды, выпуск руды из магазинов через сплошные люковые затворы (повышенные интенсивности выпуска), разделение блока на два

Операции	1-я смена			2-я смена			3-я смена																		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
Крепление обочья штатных руды																									
Частичная выпуск руды																									
Бурение																									
Взрывные работы																									
Крепление обочья штатных руды																									
Частичная выпуск руды																									
Бурение																									
Взрывные работы																									

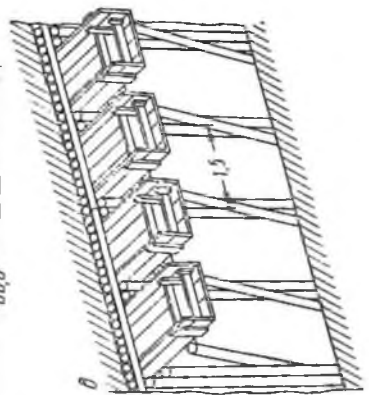
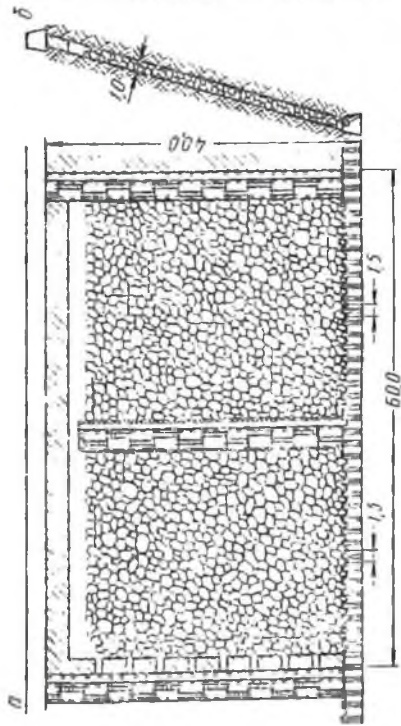


Рис. 116. Система с магазинированием руды на руднике «Хрустальный»:  
 а — общий вид системы; б — график индустриальной организации работ;  
 в — устройство люков

самостоятельных полублока, частичное использование внутри магазина распорной крепи, организация комплексной бригады с высокой квалификацией забойных рабочих, освоивших несколько профессий, и выполнение работ по графику цикличности. Бригаду возглавлял знаменитый шахтер страны Герой Социалистического Труда М. Н. Бойко.

После проведения указанных выше мероприятий на Хрустальненском руднике были получены выдающиеся в мировой практике результаты: производительность труда забойного рабочего до

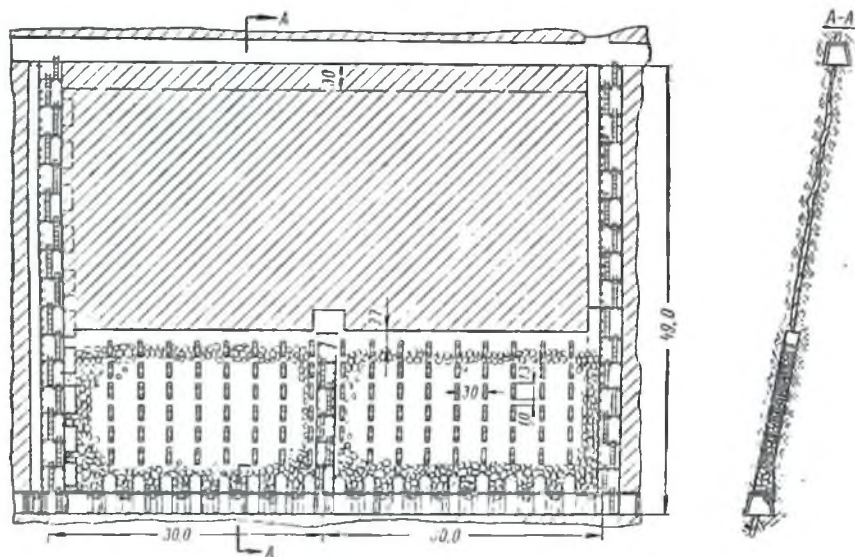


Рис. 117. Система с магазинированием руды и распорной крепью на руднике «Давенда»

10,5 м<sup>3</sup>/смену; скорость подвигания забоя до 40 м/месяц (отработка блока за 1 месяц). Опыт Хрустальненского рудника в настоящее время успешно перенимается другими предприятиями Советского Союза.

С целью расширения области применения системы с магазинированием руды при недостаточно устойчивых вмещающих породах их закрепляют штанговой крепью, вынимают руду из блока короткими магазинами (блок делят на три магазина длиной по 15—20 м) или применяют магазинирование руды в сочетании с распорной крепью, устанавливаемой правильными рядами (рис. 117).

Систему с магазинированием и распорной крепью успешно применяют на ряде рудников СССР (Давенда, Хрустальненский, Шахтама) при расстоянии между рядами крепи не менее 2—3 м. Такое расстояние рекомендуется при ширине очистного пространства



до 1 м; при ширине более 2 м это расстояние уменьшают до 1,5 м. Исследования выпуска руды показали, что расположение вертикальных рядов распорной крепи должно быть по оси рудоспусков.

Для повышения интенсивности выпуска руды могут быть широко использованы вибролюки с лотком сечением  $0,9 \times 0,6$  м и инерционным вибратором мощностью 1,5—4 квт с частотой колебаний 1000—2500 в минуту. Вибролюки позволяют увеличить интенсивность очистной выемки до 40 м/месяц и более. Вибролюки должны работать в сочетании с производительными способами транспорта по штреку.

Важнейшими мероприятиями по повышению экономической эффективности систем с магазинированием руды при разработке жильных месторождений ценных руд являются уменьшение потерь руды до 2—3% (работа без оставления целиков, зачистка блока после выпуска руды гидросмывом) и уменьшение разубоживания. Разубоживание, как показывают расчеты, вызывает значительный экономический ущерб, превосходящий в ряде случаев ущерб от потерь руды. Экономический ущерб от разубоживания достигает в отдельных случаях 40% себестоимости металла. К числу важнейших мероприятий по уменьшению разубоживания следует отнести выемку с шириной очистного пространства не более 0,8 м, соблюдение оптимальных параметров буровзрывных работ, а также организацию оплаты труда и премирования рабочих и ИТР с учетом выемочной мощности и качества добываемой руды.

### § 3. Камерные системы разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой руды

Рассматриваемые системы применяют сравнительно мало в связи с небольшой производительностью шпуровой отбойки и необходимостью пребывания буряльщиков в забое под кровлей очистного пространства.

*Достоинствами* рассматриваемых систем являются возможность отбойки руды по контурам рудного тела и малое сейсмическое воздействие взрываемых зарядов. Камеры вынимают по пространству или вкrest простирания в зависимости от мощности рудного тела.

*Система разработки с магазинированием руды камерами по простиранию.* Систему (рис. 118) применяют при мощности рудного тела от 3 до 15 м. Рудное тело вынимают этажами высотой до 60 м. Этаж разделяют на выемочные участки (блоки) длиной 40—60 м. Длину блока увязывают с допустимыми площадями обнажения кровли и боков камеры. Каждый блок состоит из камеры и междукамерного целика. Междукамерный целик принимают шириной от 5 до 8 м в зависимости от мощности рудного тела, устойчивости руды и вмещающих пород, а также от намеченного способа выемки целиков.

Над откаточным штреком и под ним оставляют целики различной высоты. Подштрековый целик (потолочину) принимают высотой, равной 0,4—0,6 ширины камеры. Высоту надштрекового целика устанавливают с учетом размещения в нем подсечных выработок и рудоспусков (обычно в пределах 4—6 м).

Руду вынимают с соблюдением определенной последовательности отработки камер и целиков в отдельных этажах. Целики и потолочины в разрабатываемом этаже, как и при других камерных системах, нельзя вынимать до полной выемки и погашения вышележащего этажа. Очень важно, чтобы камера и междукамерные целики

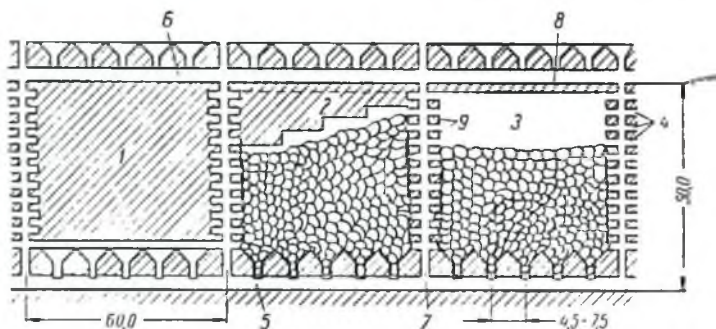


Рис. 118. Развитие работ при системе разработки с магазином руды камерами по простиранию:

1 — камера в стадии законченных подготовительных и нарезных работ; 2 — камера в стадии магазинирования руды; 3 — камера в стадии выпуска руды из магазина; 4 — ходки; 5 — откаточный штрек; 6 — вентиляционный штрек; 7 — восстающий; 8 — потолочина; 9 — междукамерный целик

на разных этажах были одинаковой ширины, а оси их соответствовали друг другу.

Подготовительными выработками в блоке являются вентиляционный и откаточный штреки и восстающие, располагаемые в междукамерных целиках.

Нарезными выработками являются: ходки, проводимые из восстающих через каждые 4—6 м для сообщения с камерами, подсечной штрек (на 4—6 м выше горизонта откатки), короткие рудоспуски, приемные воронки или траншеи для выпуска руды.

Отбойку руды начинают, располагая в кровле камеры шуры глубиной 2,5—4 м, с расчетом построения потолкоуступной линии забоя и создания большого фронта работ для бурильщиков. Шуры бурят колонковыми или чаще телескопными перфораторами. При частичном выпуске отбитой руды из магазина обязательно удаляют всех работающих, так как во время выпуска может неожиданно опуститься замагазинированная руда.

При очистных работах должны быть обеспечены: детальный осмотр и обorka кровли после взрывных работ, не менее двух вы-

ходов из магазина через ходки к восстающим, беспрепятственный проход по отбитой руде (рабочее пространство должно быть высотой не менее 2 м) и дополнительное дробление крупных кусков в магазине.

Руду в магазине отбивают до потолочины.

Вентиляция очистных работ при наличии ходков, сообщающихся с восстающими, не встречает затруднений. При большой длине камер иногда проходят специальный вентиляционный восстающий в середине камеры. Междуканерный и междуэтажный целики вынимают также, как и целики при системе разработки подэтажных штреков.

Технико-экономические показатели системы приведены в табл. 21.

*Система с магазинированием руды камерами вкрест простирания.*

Эту систему применяют при тех же условиях, что и предыдущую, при мощности рудного тела более 10—15 м.

Камеры имеют ширину 8—12 м и длину в соответствии с мощностью рудного тела, но обычно не более 50 м. При весьма устойчивой руде ширину камер увеличивают до 20 м. Междуканерные целики оставляют толщиной 6—8 м в зависимости от намеченного способа их выемки. Большой размер целиков принимают при выемке их системами слоевого и подэтажного обрушения после закладки камер.

Общий порядок ведения подготовительных, нарезных и очистных работ аналогичен порядку при системе разработки с магазинированием руды камерами по простиранию. Подготовку обычно ведут с проведением полевого штрека в лежачем боку.

Восстающие проходят из ортов в междуканерных целиках. При большой ширине камер восстающие в целике проходят через каждые 20—25 м вкрест простирания. Для доступа рабочих в камеру на восстающих проводят ходки.

Отбитая руда через выпускные отверстия поступает в орт скреперования, по которому доставляется скреперной установкой к откаточному штреку.

#### § 4. Системы разработки с магазинированием руды камерами по простиранию или вкрест простирания с массовой отбойкой руды глубокими скважинами

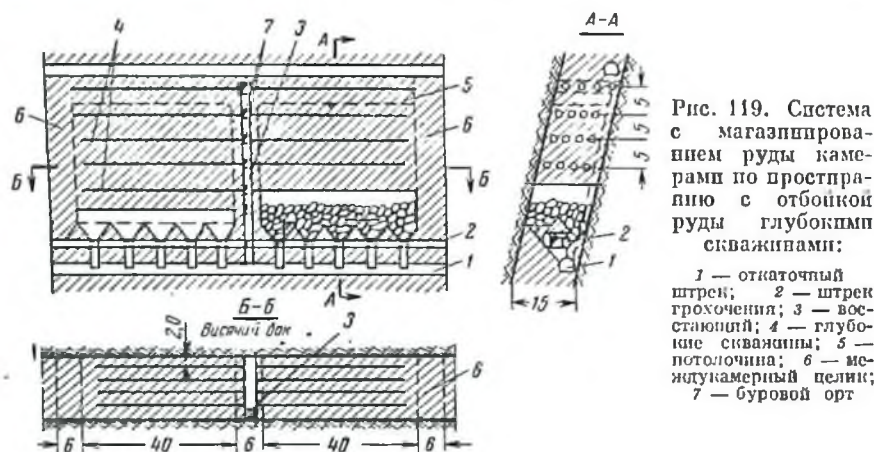
**Общие сведения.** При шпуровой отбойке возможна более полная выемка руды у контактов без засорения ее пустой породой, однако производительность труда бурильщиков при этом невысокая.

При разработке мощных и весьма мощных рудных тел с малым содержанием полезных компонентов широко используют системы с магазинированием и массовой отбойкой руды. Увеличение потерь и разубоживания руды при этих системах компенсируется увеличением производительности труда.

Размеры камер при массовой отбойке руды значительно увеличивают по сравнению с размерами их при шпуровой отбойке, так как бурильщики при системах с массовой отбойкой не находятся непосредственно под кровлей камеры.

Успешное применение рассматриваемых систем связано с освоением бурения глубоких скважин при очистной выемке. В зависимости от мощности руды при этой системе разработки вынимают камеры по простиранию или вкрест простирания.

Рассмотрим вначале эту систему применительно к выемке руды камерами по простиранию (рис. 119). Комплекты глубоких парал-



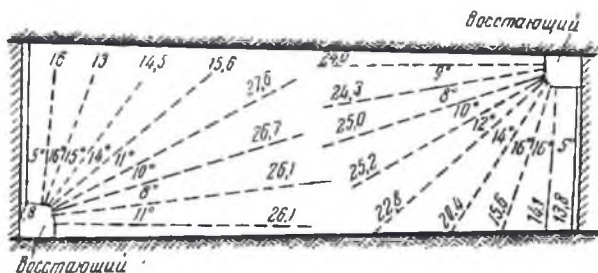
лельных скважин длиной 35—38 м и диаметром 88—105 мм бурят станками из камер, пройденных из буровых ортов.

Расстояние между скважинами в горизонтальной плоскости принимают 2—3 м, по вертикали 4—5 м и от плоскости контакта 1,5—2 м (в зависимости от диаметра скважин). Глубокие скважины не доводят до границы междуканнерного целика на 3—4 м.

Скважины следует заряжать гранулированными ВВ с использованием пневмозарядчиков. Взрывают скважины двумя нитками детонирующего шнура, расположенными по всей длине скважины вдоль ее стенок. К заряданию нижнего ряда скважины приступают по окончании подсечки камеры (когда выбурены скважины в двух-трех вышележащих слоях). Камеру подсекают, обеспечивая размещение разрыхленной руды при отбойке слоя. При верном расположении глубоких скважин (рис. 120) их бурят из восстающих, пройденных в противоположных углах камеры. Преимуществом такого расположения является меньший объем паразитных работ, недостатком — неравномерное дробление руды и большой выход негабарита (особенно при крепкой руде).

При выемке блока камерами вкрест простирания руду обычно отбывают комплектом параллельных или веерообразных скважин, пробуренных из выработок, пройденных в междукamerных щеляках. При бурении параллельных скважин требуется проведение буровых

Рис. 120. Отбойка руды веерными комплектами глубоких скважин



ортов, что увеличивает объем нарезных работ. Конструктивное оформление системы при камерах вкрест простирания с параллельным расположением скважин представлено на рис. 121 с указанием основных размеров отдельных элементов системы. Системы разра-

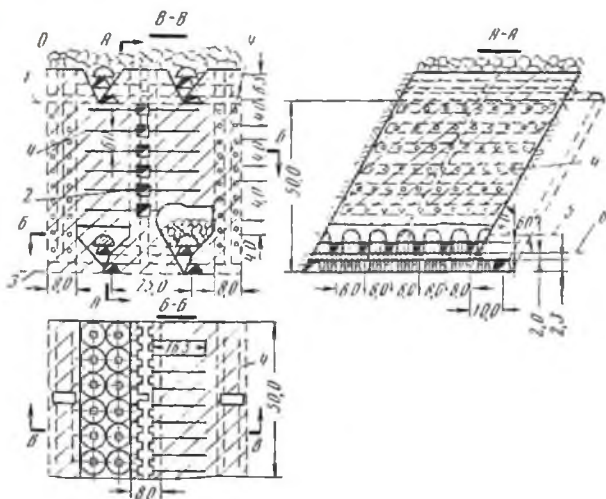


Рис. 121. Система разработки с магазином руды камерами вкрест простирания с отбойкой руды параллельными скважинами:

- 1 — вентиляционный горизонт;
- 2 — орты для бурения скважин;
- 3 — отопительный горизонт;
- 4 — глубокие скважины;
- 5 — горизонт подсечки;
- 6 — горизонт грохочения;

ботки с массовой отбойкой руды минными зарядами, как редко применяющиеся, не рассматриваем.

Основные достоинства, недостатки систем с магазином руды и их показатели. Системы с магазином руды при соответствующих условиях разработки эффективны. Основные достоинства системы: малый объем подготовительных и нарезных

Таблица 21

Системы разработки	Коэффициент производительности	Коэффициент разубоживания	Расход ВВ, кг/т	Производи- тельность труда забой- ного рабочего в смену, т
С магазинированием руды блоками по простиранию со шпуровой отбойкой . . . . .	0,96—0,97 (при четких контактах)	0,10—0,15 (при мощности жилы, совпадающей с шпуровой очистного пространства)	0,50—0,60	8—10
С магазинированием камерами по простиранию или вкрест простирания со шпуровой отбойкой руды . . . . .	0,93—0,95	0,05—0,10	0,40—0,50	15—25
С магазинированием камерами по простиранию или вкрест простирания и отбойкой руды глубокими скважинами . . . . .	0,85—0,95	0,10—0,15	0,30—0,40	40—50

*Примечания:* 1. Показатели для двух последних систем указаны применительно к выемке руды в камерах. Для определения средних показателей применительно к выемке блока (камеры и целиков) необходимо учесть удельный вес соответствующих систем, которыми выделяются отдельные части блока, и показатели при этих системах.

2. Коэффициент разубоживания должен быть уточнен в каждом отдельном случае с учетом мощности рудного тела, включений пустой породы и выдержанности контактов. Минимальная ширина очистного пространства при системах с магазинированием может быть принята равной 0,8 м (при выдержанных контактах рудного тела со вмещающими породами). Показатели третьей системы могут быть распространены и на выемку целиков, производимую обычно с применением производительных способов отбойки.

3. Показатели первой системы при коренном усовершенствовании системы могут быть значительно улучшены (практика Хрустальевского рудника).

4. Средняя интенсивность выемки блоков при разработке жильных месторождений колеблется в пределах от 5—6 до 8—10 м/месяц, достигая максимально 30—40 м/месяц (опыт Хрустальевского рудника).

работ; высокая производительность буровзрывных работ, особенно при системах с массовой отбойкой; отсутствие работ по креплению очистного пространства и доставке руды; хорошая вентиляция очистных забоев; небольшие потери и разубоживание при отбойке руды шпурами; высокая интенсивность очистной выемки; наличие значительного запаса руды в камерах, позволяющего обеспечить равномерную выдачу руды, сравнительно простое конструктивное оформление систем; резкое снижение запыленности воздуха и объема буровых работ при отбойке руды глубокими скважинами; возможность широкого использования многозабойного и многоперфораторного методов работ.

*Основные недостатки:* строго определенные условия применения; невозможность разделения руды на сорта и организации подземной сортировки (разделение отбиваемой руды на два сорта и забойная сортировка возможны только при разработке тонких месторождений при вполне определенных условиях разработки); повышенные потери и разубоживание руды при системах с массовой отбойкой, особенно при невыдержанных контактах; возможность самовозгорания и окисления сульфидных руд при длительном хранении в магазине. Технико-экономические показатели систем с магазинированием руды приведены в табл. 21.

## Глава IV

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА (III КЛАСС)

#### § 1. Общие сведения

К этому классу относят системы, при которых бока очистного пространства поддерживают закладкой, возводимой по мере подвигания очистных забоев (временно оставляют незаложенным только рабочее пространство у забоя). При системах с закладкой крепь применяют в качестве вспомогательного или временного средства поддержания.

Системы разработки с закладкой очистного пространства обычно применяют при руде и вмещающих породах средней устойчивости, при выемке рудных тел мощностью от весьма тонких до весьма мощных с различными углами падения.

При этих системах потери и разубоживание руды невысокие. При выемке руды горизонтальными слоями возможна сортировка отбитой горной массы в забое. Системы с закладкой безопасны в пожарном отношении вследствие весьма незначительного расхода лесного материала и закладки выработанного пространства негорючим материалом.

При плотной закладке земная поверхность и вмещающие породы могут быть сохранены (не обрушены), что в ряде случаев предопределяет необходимость применения таких систем.

Вследствие сравнительно высокой себестоимости добычи руды системы разработки с закладкой в основном применяют при разработке месторождений ценных руд, потери и разубоживание которых должны быть минимальными.

Из практики разработки жильных месторождений известны примеры отказа от системы с магазинированием и перехода на систему с закладкой в связи с возможностью значительного снижения разубоживания руды при закладке, особенно при неровных контурах рудного тела (практика канадских рудшквов).

На практике системы с закладкой применяют при разработке руд цветных и редких металлов с высоким содержанием ценных по-



лезных компонентов, а также при разработке медноколчеданных руд, весьма опасных в пожарном отношении.

За последние годы общий удельный вес систем разработки с закладкой в СССР составляет около 5% общей добычи руд цветных и редких металлов. Удельный вес систем с закладкой в добыче руд жильных месторождений составляет около 25%.

В связи с широким применением механизации закладочных работ и переходом на большие глубины разработки удельный вес систем с закладкой в ближайший период времени должен увеличиться. Системы разработки с закладкой часто применяют в практике разработки канадских месторождений руд цветных металлов (примерно на 45 рудниках). Применению систем с закладкой в Канаде способствовали технические достижения в области освоения закладки хвостами обогатительных фабрик после удаления из них шлама (дешевый закладочный материал).

К III классу относят следующие системы:

1. Системы разработки блоками по простиранию с валовой выемкой руды горизонтальными слоями; с отдельной выемкой руды и вмещающих пород горизонтальными слоями; с валовой выемкой руды наклонными слоями.

2. Системы разработки камерами по простиранию или вкрест простирания с валовой выемкой руды горизонтальными слоями.

## § 2. Система разработки с закладкой блоками по простиранию

Рассматриваемая система применяется с устройством наращиваемых рудоспусков (через 6—8 м) и ручной подклюдкой руды, со скреперной доставкой руды и закладки, со скреперной доставкой руды и механизированной закладкой с использованием вентиляторов. Рассмотрим вариант системы со скреперной доставкой. Другие варианты не требуют особых разъяснений.

Типичными условиями применения рассматриваемого варианта системы (рис. 122), кроме общих условий, относящихся ко всем системам с закладкой, являются: крутое падение и ограниченная мощность рудных тел (преимущественно весьма тонкие и тонкие рудные тела). Этаж высотой 30—45 м при данной системе разработки разделяют на отдельные блоки длиной 30—40 м. Для подготовки блоков к очистной выемке проходят восстающие в два-три отделения и штреки.

Нарезные выработки при этой системе не проводят. Надштрековый целик обычно не оставляют и очистную выемку начинают с уровня кровли закрепленного штрека.

Выемку первого слоя начинают от восстающего. Во избежание поломки крепи штрека руду при выемке первого слоя отбивают неглубокими шпурами с малыми зарядами ВВ. Отбитую руду

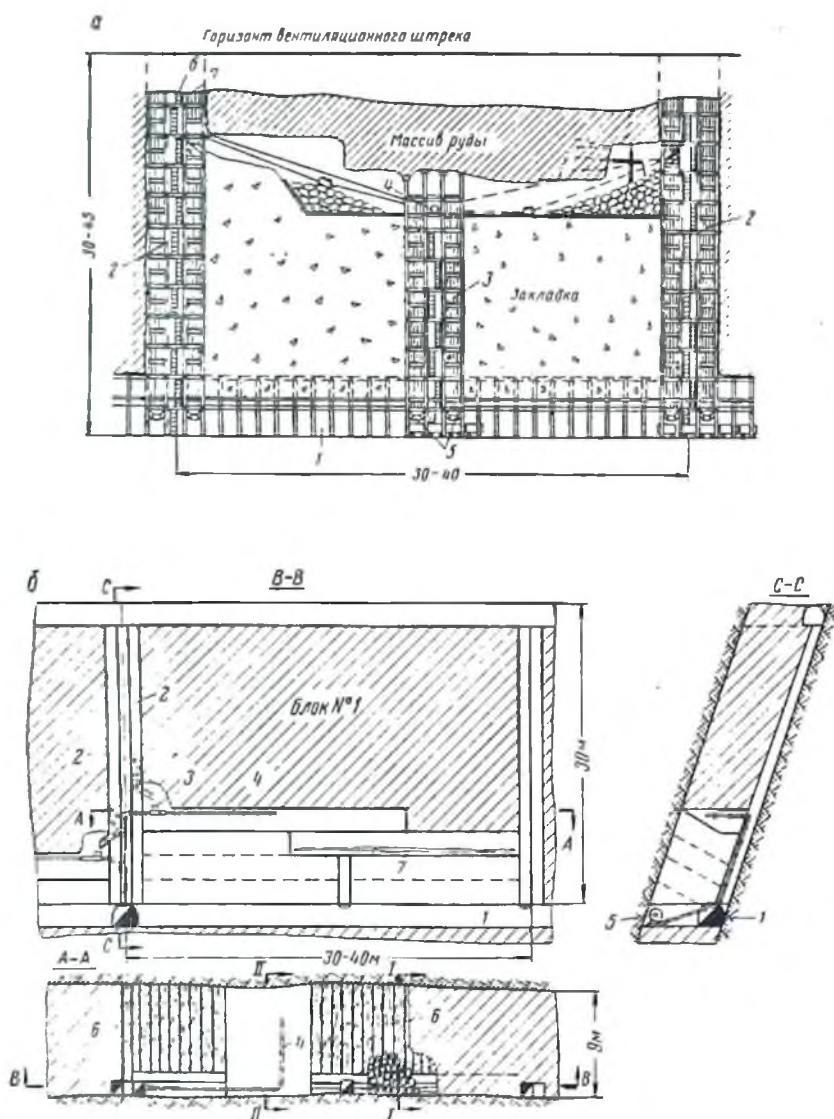


Рис. 122. Система разработки горизонтальными слоями с закладкой блоками по пространству:

а — со скреперной доставкой руды и закладкой; 1 — откаточный штрек; 2 — восходящий; 3 — наращиваемый рудоспуск; 4 — скреперная лебедка; 5 — люки; 6 — лестничное отделение; 7 — отделение для спуска закладки; б — с самотечно-скреперной доставкой руды и закладкой с использованием вентиляторов; 1 — откаточный штрек; 2 — закладочное отделение восходящего; 3 — приемная воронка; 4 — закладочный трубопровод; 5 — вентилятор; б — настил; 7 — скрепер

выпускают в штрек через отверстия в затяжке. После выемки первого слоя на крепь штрека укладывают прочный настил из накатника или толстых досок и устраивают люк в середине блока. По мере выемки второго слоя выработанное пространство первого слоя заполняют закладкой, а над люком возводят рудоспуски. Рудоспуск закрепляют сплошной венцовой или распорной крепью, обшитой внутри и снаружи.

Руду в слое отбивают горизонтальными или вертикальными шпурами. Шпуры бурят колонковыми или телескопными перфораторами. Отбитую руду скрепером доставляют до рудоспуска и сбрасывают в него. Перед отбойкой руды на закладку укладывают настил из досок или железных листов. При особо ценной руде настил укладывают на брезент, чтобы задержать мелкую руду, просыпавшуюся через настил (перед закладочными работами настил снимают). Металлические настилы устраивают из стальных листов, укладываемых внахлестку. Поверх настила на контакте с вмещающими породами укладывают контурные доски.

Своевременная укладка качественного настила является важнейшим требованием по уменьшению потерь руды в закладке. При невыполнении этого требования потери металла в руде вместо 2—3% могут возрасти до 10—15% и выше, особенно при руде, склонной к измельчению и отделению полезного компонента на мелкие фракции. Закладочный материал поступает через восстающий и доставляется до места размещения скрепером (рис. 122, а).

Чтобы совместить работы по бурению шпуров, уборке и сортировке отбитой руды, шпуры в забое можно бурить с отбитой руды. Совмещение этих работ значительно увеличивает интенсивность очистной выемки. Недостатком такого совмещения является обнажение вмещающих пород на высоту двух слоев, что не всегда допускается по условиям устойчивости пород.

Руду в блоке вынимают до потолочины. Последний слой закладывают вподкидку.

Из мероприятий по повышению эффективности бурения и доставки руды и закладки при рассматриваемой системе отметим применение самоходных малогабаритных буровых кареток, погрузочно-транспортных агрегатов для руды и самоходных вагонеток для закладки. Буровые каретки работают в слоях повышенной высоты, они имеют хорошую маневренность и могут одновременно обслуживать несколько блоков. Самоходное оборудование успешно применяют на итальянском руднике «Монтевеккио» (рис. 123).

Из технических мероприятий по резкому снижению потерь металла при рассматриваемой системе отметим применение торкретирования поверхности закладочного массива. Перед началом отбойки руды в слое поверхность закладочного массива тщательно разравнивают и с помощью торкретмашины покрывают жидким раствором быстротвердеющего бетона толщиной 15—20 см. Практика канад-

ских никелевых рудников показывает, что при изготовлении настилов из портландцемента и отклассифицированных хвостов при соотношении состава 1 : 7 прочность настила через 2 суток позволяет

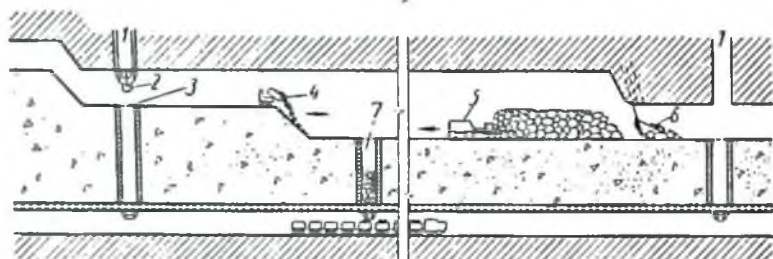


Рис. 123. Система разработки горизонтальных слоев с закладкой с применением самоходного оборудования:

1 — закладочный восстающий; 2 — люк для выпуска закладочного материала; 3 — грохот; 4 — самоходная вагонетка для доставки закладки; 5 — саморазгружающийся транспортный агрегат для погрузки и доставки руды; 6 — буровая нарезка; 7 — рудоспуск

перемещать по ним самоходные буровые и погрузочно-доставочные машины и отбивать руду на настил. Быстрота устройства и высокая плотность такого покрытия, а также небольшая стоимость сооруже-

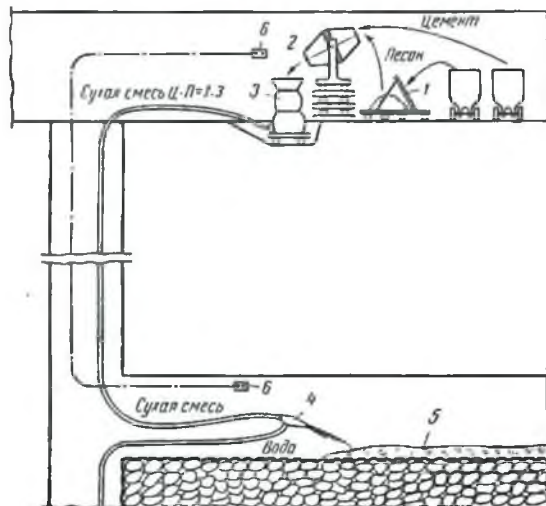


Рис. 124. Устройство бетонного настила:

1 — грохот; 2 — смеситель смесью 75 А; 3 — пневмонагнетатель; 4 — сопло; 5 — бетонный настил; 6 — система сигнализации

ния явились основанием для широкого применения торкретирования при разработке богатых руд системами с закладкой (практика рудников США, Канады и других стран).

Одним из основных требований при применении торкретирования является механизация бетонных работ с широким использованием передвижных установок, подающих бетон по бетонопроводу диаметром 150 мм сжатым воздухом под давлением до 7 ат (рис. 124). Производительность агрегата достигает 15 м<sup>3</sup> бетонной массы за смену. Производительность возведения настила 12 м<sup>2</sup>/ч. При механизации бетонных работ стоимость 1 м<sup>2</sup> бетонного настила уменьшается в два раза по сравнению с деревянными настилами. Применение бетонных пастиллов при выемке ценных руд является важнейшим техническим мероприятием. При разработке месторождений средней мощности может применяться вариант системы с самоходно-скреперной доставкой руды и закладкой с использованием вентиляторов (см. рис. 122).

### § 3. Система разработки с закладкой блокамп по простиранию с отдельной выемкой руды и вмещающих пород горизонтальными слоями

Весьма тонкие жилы или прожилки высокоценной руды разрабатывают двумя способами: с массовой валовой отбойкой руды и вмещающих пород на полную ширину очистного забоя 0,8—1 м или с отдельной (селективной) выемкой руды и вмещающих пород. При валовой выемке пустую породу отсортировывают в очистном забое и дополнительно на поверхности. Если встречаются трудности в организации подземной сортировки, то ее производят на поверхности.

Преимуществом валовой выемки по сравнению с отдельной являются меньшие затраты на очистную выемку. Однако возможности последующей сортировки часто бывают весьма ограниченными, а в некоторых случаях сортировка даже невозможна, так как нельзя отделить руду от породы по цвету, особенно после смешивания ее с породой.

Из-за попадания пустой породы в руду при валовой выемке, увеличиваются затраты на транспорт рудной массы до фабрики, а также могут значительно увеличиться затраты по переработке и уменьшится извлечение металла, например при добыче вольфрамовых руд и других редких металлов. Отдельная выемка снижает разубоживание в 2—4 раза.

В таких случаях необходимо сравнить технико-экономические показатели отдельной и валовой выемки жильной массы и вмещающих пород с учетом транспорта и технологии переработки руды на обогатительной фабрике.

Основными условиями отдельной выемки руды и вмещающих пород являются: четко выраженные границы жилы и наличие заледенения (по крайней мере с одной ее стороны); отсутствие оруденения в боковых породах (при отдельной выемке порода идет в закладку

и оставляется в выработанном пространстве), спокойное залегание, крутое падение и мощность жилы менее 0,4 м, при большей мощности разделяющая выемка обычно нецелесообразна.

Рудное тело вынимают этажами высотой 30—40 м. Большая высота этажа затрудняет детальную разведку весьма тонких рудных тел.

Общий порядок подготовки блока к очистной выемке остается без изменений. Получение закладки на месте (закладкой является отбиваемая пустая порода) допускает увеличение длины блока с 30 до 60—80 м с устройством дополнительного ходового отделения

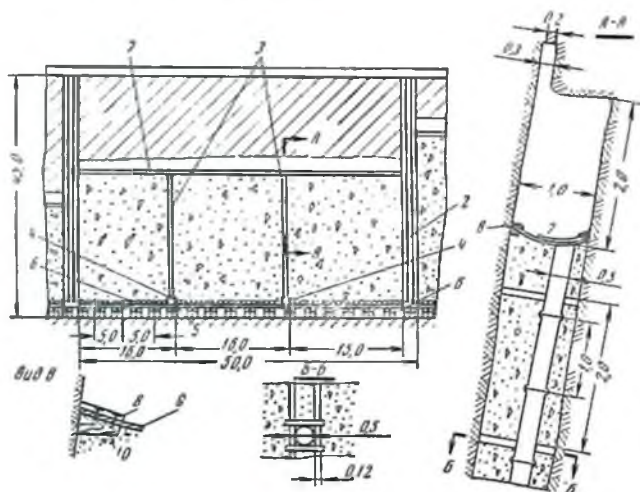


Рис. 125. Система с разделяющей выемкой руды и вмещающих пород с отбойкой по всей площади слоя:

1 — откаточный шптрек; 2 — восстанавливающий; 3 — трубы для спуска руды; 4 — камера; 5 — люки; 6 — накатник; 7 — настил; 8 — доска; 9 — настил из конвейерной ленты; 10 — клин

в одном из рудоспусков в середине блока. Горную массу в блоке отбивают одним или несколькими потолкоуступными забоями. Более эффективна разделяющая отбойка породы и жильной массы по всей горизонтальной площади слоя с выпуском жильной массы и избыточного количества пустой породы через железные трубы вместо дорогостоящих и медленно возводимых деревянных рудоспусков. Такая организация отбойки позволяет иметь большой фронт работ, устраивать надежный горизонтальный настил и одновременно использовать большее число перфораторов (рис. 125)\*.

Достоинствами рассматриваемого варианта системы являются высокая производительность труда бурильщика, составляющая от 5 до 15 м<sup>3</sup>/смену, забойного рабочего — от 1,5 до 4 м<sup>3</sup>/смену отбиваемой горной массы (в зависимости от ширины очистной выемки и крепости пород); малый расход леса — 0,01 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> горной массы; значительное уменьшение потерь и разубоживания при уст-

\* Этот вариант системы был предложен и внедрен на практике группой научных сотрудников ИГД им. А. А. Скочинского (А. Ф. Назарчик, Э. А. Терпогосов и др. под руководством чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова).

ройстве настилов из железных листов или из прорезиненной ленты; высокая интенсивность очистной выемки (до 12 м/месяц по высоте блока); возможность последующего выпуска пород при наличии в них полезного компонента.

При раздельной выемке в первую очередь можно отбивать пустую породу и во вторую — жильную массу, однако очередность отбойки может быть изменена, если жильная масса менее крепка по сравнению с вмещающими породами. На очередность отбойки влияет и мощность жилы.

Во избежание потерь жильной массы шпурь при подрывке вмещающей породы располагают так, чтобы не обрушить руду, оставляя на контакте с жильной массой слой породы толщиной 10—15 см. Для полноты извлечения руды при недостаточно четком контакте с противоположной стороны вместе с рудой отбивают небольшой слой породы. При наличии оруденения в устойчивых вмещающих породах и целесообразности разделения богатой жильной массы от бедной руды, представленной оруденелыми вмещающими породами, может быть применена отбойка в первую очередь жильной массы на настил с последующим перемещением ее до рудоспусков и во вторую очередь оруденелых пород (после уборки настила) с временным их магазинированием и последующим выпуском через люки, устраиваемые в кровле откаточного штрека.

В случае малой крепости жильной массы ее обрушают отбойным молотком четко по контактам с весьма незначительными потерями и разубоживанием. При большой крепости жильной массы может быть проведено сотрясательное взрывание с малым расходом ВВ.

При использовании в качестве закладки пустой породы, отбиваемой в забое, недостающую или избыточную толщину слоя породы определяют исходя из мощности жилы и требуемой толщины слоя породы для заполнения рабочего пространства. Требуемую толщину слоя  $M_n$  для заполнения рабочего пространства определяют по формуле

$$M_n = \frac{M_p k_1}{k_2},$$

где  $M_p$  — ширина рабочего пространства, м;  
 $k_1$  — коэффициент заполнения выработанного пространства закладкой (учитывает наличие рудоспусков);  
 $k_2$  — коэффициент разрыхления пород при отбойке с учетом их уплотнения.

Вентиляция при данной системе разработки незатруднительна и осуществляется направлением струй воздуха с откаточного штрека на вентиляционный через блоковые восстающие и рабочие слои.

Технико-экономические показатели очистной выемки приведены в табл. 22.

#### § 4. Разработка пологих месторождений с закладкой

*Система с закладкой полосами по восстанию* (рис. 126). Эту систему применяют при разработке рудных тел небольшой мощности с неустойчивой кровлей. Блок при данной системе разделяют на ряд полос, обрабатываемых по восстанию. Полосы шириной 6—8 м вынимают с опережением на 4—10 м. Руду и породу отбивают

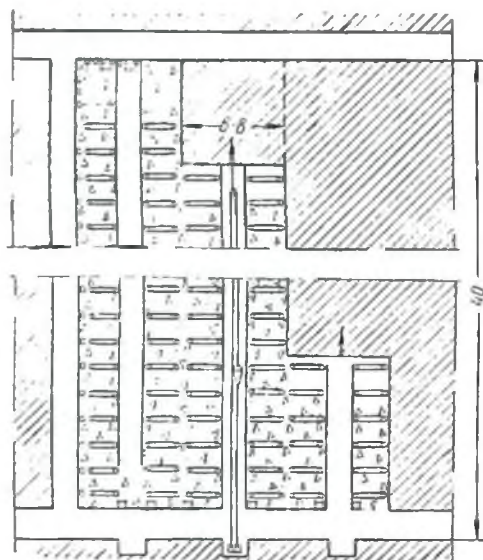


Рис. 126. Система разработки полосами по восстанию с креплением и закладкой

раздельно или вместе шпуров малой глубины (1,2—1,5 м). При совместной отбойке производится отсортировка породы для закладки выработанного пространства. Кровлю забоя при неустойчивой породе поддерживают стойками или рамами, отбиваемая руда доставляется к штреку скрепером или по желобу. Скорость подвигания забоя в месяц 6—10 м.

*Сплошная система с раздельной выемкой руды и закладкой* (рис. 127). Примером такой системы является система, применяемая на Мансфельдских рудниках (ГДР) при разработке пласта медистых сланцев мощностью 15—40 см. Руду вынимают по восстанию сплошным забоем большой длины, разделенным на две части. В первую очередь отбивают руду узкой щелью, а затем подрывают кровлю. Общая высота очистного пространства 0,8 м. Руду и породу отбивают шпурами малого диаметра (24—30 мм). Для бурения применяют легкие пневматические перфораторы с автоматической подачей. Перфораторы монтируют на легкой распорной передвижной каретке. Сменная производительность перфоратора 60—80 шпуров глубиной 1,2—1,5 м. Руду до наклонного спуска доставляют передвижными пластничатыми конвейерами или в специальных вагонетках, перемещаемых по монорельсу. Применяют также скреперную доставку вдоль прямолинейных забоев.

Показатели работы Мансфельдских рудников: скорость подвигания очистного забоя 15—30 м/месяц; разубоживание руды при



добыче до 30%. Производительность забойного рабочего по горной массе до 2,5 м<sup>3</sup>/смену.

Система разработки с закладкой блоками по простиранию с вальной выемкой руды наклонными слоями широко применялась до внедрения скреперной доставки руды и закладки. В настоящее время ее не применяют и поэтому мы не рассматриваем.

### § 5. Система разработки с закладкой камерами по простиранию или вкрест простирания с выемкой руды горизонтальными слоями

Типичными условиями применения рассматриваемых систем, помимо общих условий применения систем с закладкой, являются мощность рудного тела, которая должна быть более 6 м; угол падения рудного тела не менее 50—55°; при разработке весьма мощных месторождений угол падения рудного тела может быть менее 50°.

При выемке камер вкрест простирания устойчивость вмещающих пород может быть ниже, так как их обнажают на малой площади.

Система позволяет сортировать руду в забое. Рудное тело выпирают этажами высотой 30—45 м, при большей высоте этаж делят на подэтажи. При мощности рудного тела до 10—12 м выемку производят камерами по простиранию, при большей мощности — камерами вкрест простирания. Длину камер принимают с таким расчетом, чтобы при ширине выемки от 6 до 10 м в зависимости от устойчивости руды площадь обнажения кровли не превышала допустимых пределов (150—200 м<sup>2</sup>). Ширина междукамерных целиков при выемке по простиранию должна быть не менее 8—10 м, при выемке вкрест простирания ширина целика обычно равна ширине камеры, но не менее 6 м. Междукамерные целики выпирают системой коротких блоков или вертикальных прозек с креплением станковой крепью и закладкой (при недопустимости обрушения вмещающих пород) или системой слоевого обрушения (см. V—VI классы систем).

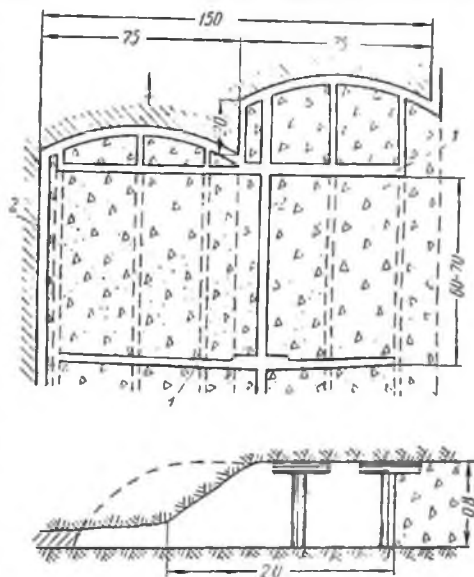


Рис. 127. Сплошная система разработки с разделяющей выемкой по восставию (рудники Мансфельда):

1 — промежуточный штрек; 2 — уклон

Подготовительными выработками при системе с выемкой руды камерами вкрест простирания (рис. 128) являются: штрек рудный

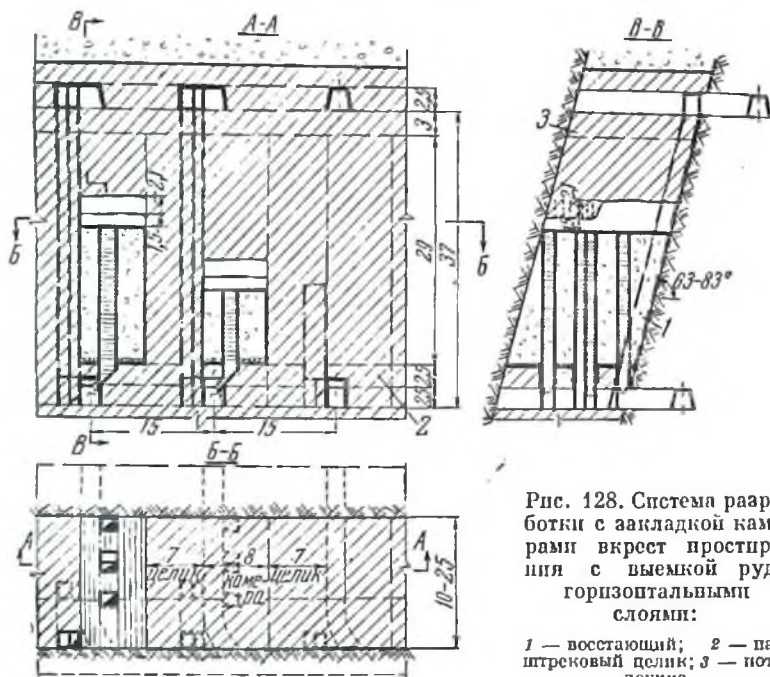


Рис. 128. Система разработки с закладкой камерами вкрест простирания с выемкой руды горизонтальными слоями:

1 — восстающий; 2 — пад-штрековый целик; 3 — потолочина

или чаще полевой в лежащем боку месторождения; орты из штрека по границе между камерами и целиками; восстающие у всякого или лежащего бока на границе между целиками и камерами. При большей длине камеры проходят дополнительный восстающий примерно посередине камеры. Орты и восстающие используют для выемки камер и целиков.

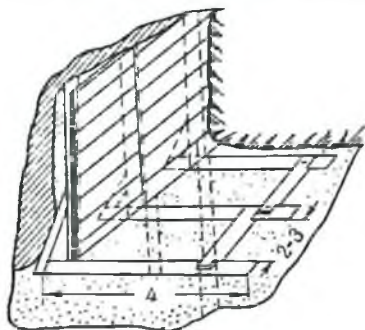


Рис. 129. Ограждающая стенка

Ведение очистных работ в камере аналогично системе разработки с закладкой блоками по простиранию. Для доставки руды и закладки можно использовать трехбарабанные скреперные лебедки с дистанционным управлением. Число рудоспусков в камере в этом случае уменьшают до одного. Во избежание потерь и разубоживания руды при последующей выемке целиков

Таблица 22

Системы разработки	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Расход леса, м <sup>3</sup> /т	Расход ВВ, кг/т	Производительность труда забойного рабочего в смену, т
Система разработки блоками по простиранию с валовой выемкой руды горизонтальными слоями . . . . .	0,90—0,95	0,10—0,15 (при мощности рудного тела не менее 0,8—1 м)	0,01—0,015	0,2—0,3	4—5
Система разработки блоками по простиранию с раздельной выемкой руды и вмещающих пород (показатели на 1 т жильной массы при мощности жилы 0,2—0,3 м)	0,90—0,95	0,15—0,30 (при выдержальной мощности и четких контактах)	0,03—0,04	0,6—0,9	1,5—3
Система разработки камерами по простиранию или вкрест простирания с выемкой руды горизонтальными слоями со скреперной доставкой . .	0,90—0,97	0,05—0,10	0,005—0,01	0,2—0,3	8—12

Примечания: 1. Показатели третьей системы указаны применительно к выемке камер; для определения показателей в среднем по камере и целикам должны быть учтены удельный вес соответствующих систем разработки и их показатели. При системах разработки камерами по простиранию (малом удельном весе выемки из целиков) показатели выемки камер могут быть распространены на блок.

2. Заключение об эффективности второй системы по сравнению с первой должно делаться с обязательным учетом расходов по транспорту и показателей переработки руды на обогатительной фабрике.

3. Коэффициент разубоживания при всех системах должен быть уточнен в каждом отдельном случае в зависимости от мощности вынимаемого рудного тела, включений пустой породы и четкости контактов.

4. При применении железных труб для спуска руды расход леса при второй системе может быть значительно сокращен.

5. При применении скважин для отбойки руды, механизации доставки руды и закладки с использованием самоходного оборудования производительность труда при третьей системе может быть значительно повышена.

устраивают ограждающие деревянные стенки на границе с междукамерными целиками (рис. 129). Стенка состоит из стоек длиной 3 м, устанавливаемых вертикально на границе целика через 1,5—2 м, и досок. Стойки закрепляют на горизонтальных лежанках, укладываемых на закладке (шипы на торцах стоек вставляют в пазы, высеченные в лежанках), и обшивают досками.

При всех системах разработки с закладкой можно применять многоперфораторный метод работ с одновременным обуриванием значительной площади кровли рудного забоя несколькими телескопическими перфораторами, механизированную доставку руды и закладочного материала, гидравлическую закладку (обычную и твердеющую, описанные выше).

*Достоинства и недостатки систем разработки с закладкой выработанного пространства.* Основные достоинства: высокое извлечение руды при условии устранения потерь рудной мелочи в закладке; малое разубоживание руды; возможность организации подземной сортировки и разделения руды по сортам при выемке руды горизонтальными слоями; при плотной закладке возможность сохранения без существенных изменений поверхности и массива вмещающих пород; безопасность системы в пожарном отношении; возможность одновременной разработки нескольких этажей, что обеспечивает высокую интенсивность разработки месторождения; возможность широкого использования многозабойного и многоперфораторного методов работ.

Основные недостатки: высокая трудоемкость работ по отбойке и доставке руды и проведению закладочных работ; относительно высокая себестоимость руды.

Технико-экономические показатели систем разработок с закладкой приведены в табл. 22.

## Глава V

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА (IV КЛАСС)

#### § 1. Общие сведения

В отличие от систем с открытым очистным пространством, при которых крепь имеет вспомогательное назначение, системы с креплением очистного пространства характеризуются регулярным возведением крепи, являющейся основным средством поддержания очистного пространства.

Применять систему с креплением можно при разработке месторождений любой формы, с различными углами падения и преимущественно с малой мощностью рудных тел (не более 3 м).

Поддержание очистного пространства крепью при большой мощности рудных тел очень сложно и опасно, особенно на участках с увеличенным горным давлением. В таких случаях в дополнение к крепи применяют закладку и системы разработки относят к V классу.

Удельный вес систем с креплением, применяемых в СССР, при разработке месторождений золотых руд и руд цветных металлов весьма ограничен.

К IV классу относят следующие системы: системы разработки блоками по простиранию с усиленной распорной крепью, со станковой крепью, с креплением рамами, с каменной крепью.

#### § 2. Система разработки блоками по простиранию с усиленной распорной крепью

Система при крутом рудном теле в конструктивном отношении мало отличается от рассмотренной выше системы с распорной крепью (см. I класс систем). Отличие системы с усиленной распорной крепью заключается в регулярной и более частой установке стоек распорной крепи, которые оставляют в выработанном пространстве в тече-

ние всего времени отработки блока. При этой системе для спуска руды, как правило, устраивают рудоспускки, обшивая стойки распорной крепи. Отбиваемая в забоях руда спускается в рудоспускки по наклонным решеткам.

### § 3. Система разработки блоками по простиранию с распорно-станковой крепью

Условия разработки месторождения: кварцевая жила средней мощностью 0,35 м, угол падения  $85^\circ$  и крепость 18. Вмещающие породы — трещиноватые граниты крепостью 13—15.

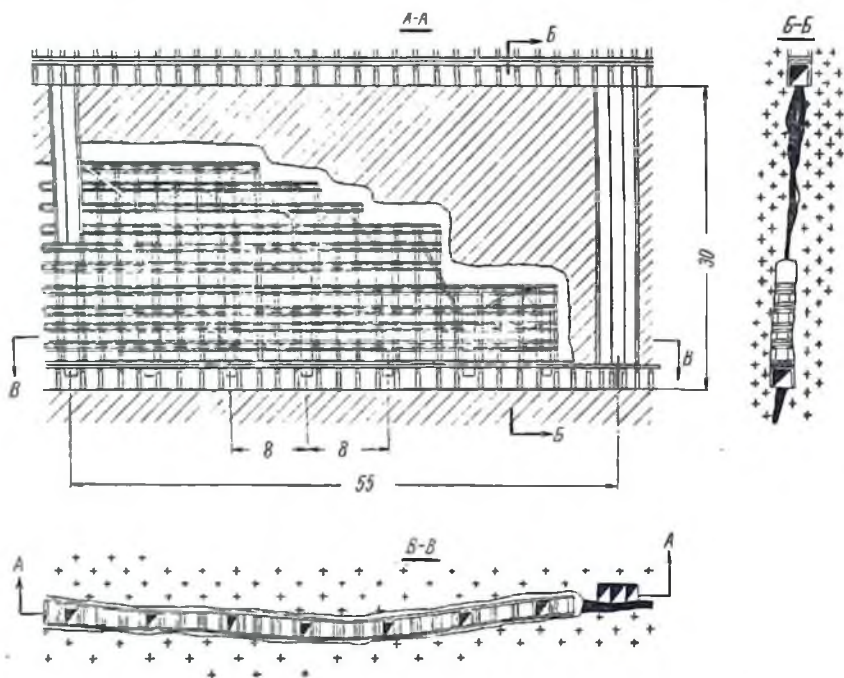


Рис. 130. Система разработки с распорно-станковой крепью с выемкой руды блоками по простиранию (разрез половины блока)

Система, применяемая в условиях крутого падения на одном из отечественных золотых рудников, приведена на рис. 130.

Этаж при рассматриваемой системе разделяют на блоки длиной 100—110 м, при большой длине блок делят на полублоки. Подготовительными выработками являются штреки и восстающие, пройденные по границам и в середине блока. Руду в блоке вынимают

потолкоуступным забоем с попутной отсортировкой пустой породы, спускаемой в пространство между рудоспусками.

Выработанное пространство по мере продвижения забоев немедленно закрепляют усиленной крепью — станками, состоящими из стоек распорной крепи, лежней и вертикальных распорок (рис. 131). Для спуска отбиваемой руды в рудоспуски используют деревянные решетки, прикрепляемые к распорным стойкам.

#### § 4. Системы разработки с креплением в условиях пологого падения

*Система разработки блоками с выемкой руды полосами по восстанию с установкой рамной крепи и нерегулярно расположенных костров. Эта система применяется при малой мощности. Длину и высоту блока принимают 40—50 м. Верхний и нижний штреки ограждают от выработанного пространства целиками руды с оставлением проходов для людей и работающих скреперов.*

*Система со сплошной выемкой блоков по восстанию или протиранию с усиленной распорной крепью. Эту систему применяют при разработке пологих месторождений малой мощности. Блоки вынимают длиной 50 м, наклонной высотой до 30—40 м. Способ отбойки руды шпурами глубиной 1—1,5 м. Доставка скреперная. Крепление стойками диаметром 25—30 см параллельными рядами с обеспечением свободного прохода у забоя. В необходимых случаях крепь усиливают кострами. Вагонетки в откаточном штреке загружают с полков. Отмеченные выше системы в конструктивном отношении просты и поэтому подробно не рассматриваются.*

*Система с выемкой руды блоками со сплошной нисходящей радиальной выемкой и каменной крепью. Система применяется на руднике Дженичке в Средней Азии при разработке пластообразных рудных тел мощностью 1—2 м с углом падения 15—45° (рис. 132). Породы кровли всякого бока поддерживают столбами из бутовой кладки на цементном растворе. Блок при этой системе вынимают в три стадии: в первой стадии вынимают полосу над откаточным*

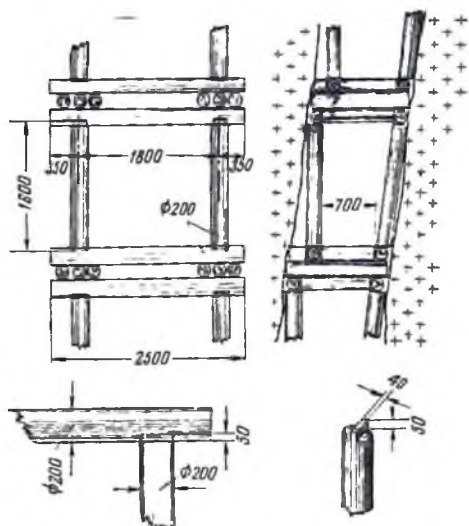


Рис. 131. Детали распорно-станковой крепи

штреком, во вторую стадию — полосу по восстанию в середине блока и в третью стадию — остальную часть блока (55—60%) веерообразными забоями со скреперной доставкой. Для кладки столбов используют отсортированную пустую породу, закрепляемую цементным раствором. Производительность забойного рабочего при этой системе достигает 3 м<sup>3</sup>/смену.

*Основные достоинства систем:* высокое извлечение и малое разубоживание руды. Это достоинство особенно проявляется в усло-

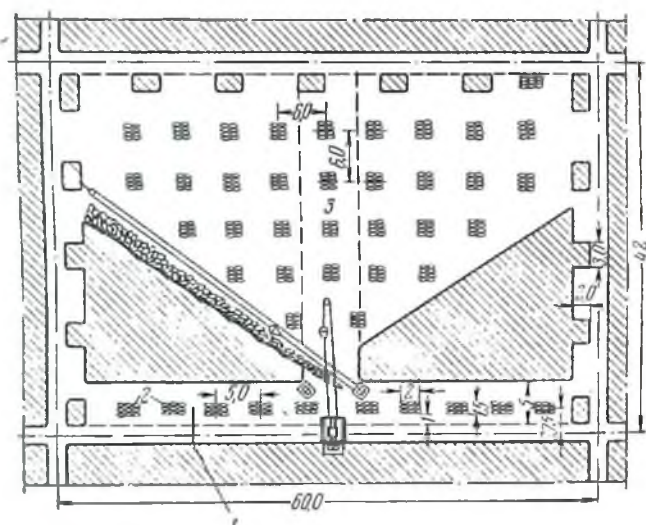


Рис. 132. Система разработки со сплошной нисходящей радиальной выемкой и каменной крепью

виях разработки месторождений сложной формы с неправильными контурами и частыми изменениями элементов залегания; возможность подземной сортировки отбиваемой горной массы и оставления пустой породы в выработанном пространстве; глубкость системы, т. е. возможность изменения элементов системы, конструкции крепи и способов отбойки.

*Основные недостатки систем IV класса:* высокий расход крепежного леса, составляющей при усиленной распорной крепи от 8 до 15%, при станковой крепи от 5 до 12% и при креплении усиленными рамами от 15 до 22% от объема выработанного пространства; низкая производительность труда забойного рабочего вследствие значительных затрат рабочего времени на установку крепи; опасность систем в пожарном отношении; ограниченные возможности буровзрывных работ вследствие вынужденного применения неглубоких шпуров и малых зарядов во избежание выбивания крепи.



Из-за наличия существенных недостатков системы разработки с креплением применяют редко.

Технико-экономические показатели систем с креплением выработанного пространства в условиях разработки весьма тонких и тонких рудных тел.

Коэффициент извлечения 0,95—0,97. Коэффициент разубоживания колеблется в широких пределах в зависимости от мощности жилы, ширины очистного пространства, сложности контуров рудного тела и включений пустой породы. Расход крепежного леса 0,02—0,07 м<sup>3</sup>/т. Расход ВВ 0,35—0,40 кг/т. Производительность труда забойного рабочего 5—10 т/смену.

## Глава VI

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С КРЕПЛЕНИЕМ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА (V КЛАСС)

#### § 1. Общие сведения

Системы разработки с креплением и закладкой применяют при слабых и неустойчивых рудах и вмещающих породах, при выемке рудных тел с различными углами падения и мощностью при выемке целиков. Дополнительным условием является высокая ценность руды.

Эти системы относят к числу систем с наиболее высокой себестоимостью добычи руды. Однако они характеризуются незначительными потерями и разубоживанием руды. При этих системах легко организовать подземную сортпровку и выдачу различных сортов руды, что имеет большое значение при выемке ценных руд и руд со сложной технологией переработки (руды цветных и редких металлов). Системы разработки с креплением и закладкой, так же как и системы с плотной закладкой, позволяют предохранить поверхность и вмещающие породы от обрушения.

Удельный вес систем разработки с креплением и закладкой на наших рудниках в общей добыче руд за последние годы незначителен — на рудниках цветной металлургии около 3%; несколько больший удельный вес этой системы на золотых рудниках.

Малый удельный вес систем с креплением и закладкой на рудниках цветной металлургии объясняется широким применением при этих же условиях разработки системы слоевого обрушения, за исключением случаев, когда требуется предохранение поверхности и вмещающих пород от обрушения. Большой удельный вес систем с креплением и закладкой на золотых рудниках объясняется ограниченной мощностью рудных тел, при которой применение системы слоевого обрушения встречает значительные трудности.

Системы разработки с креплением и закладкой при выемке железных руд не применяют.

К V классу относятся следующие системы:

**Системы с восходящей выемкой слоев.**

1. Системы разработки длинными блоками по простиранию с креплением рамами и закладкой; короткими блоками с креплением станками и закладкой; вертикальными преземками (узкими блоками) с креплением станками и закладкой.

2. Системы разработки камерами по простиранию или вкрест простирания с креплением и закладкой.

3. Системы разработки со сплошной выемкой рудного тела с креплением станками и закладкой.

**Системы с нисходящей выемкой слоев.**

1. Система разработки блоками с выемкой руды сплошным забоем с креплением и закладкой.

2. Система разработки блоками с выемкой руды заходками с креплением и закладкой.

Системы с восходящей выемкой слоев широко применяли в до-революционной России. В настоящее время такие системы применяют в основном при разработке маломощных рудных тел. Разработку мощных рудных тел с восходящей выемкой слоев в настоящее время применяют в порядке исключения. В связи с успешным применением твердеющей закладки в последние годы начали широко внедрять системы с нисходящей выемкой. С целью ознакомления с принципами очистной выемки мощных рудных тел восходящими слоями с креплением станковой крепью и закладкой ниже приведено в качестве примера описание одной из таких систем с выемкой руды короткими блоками.

## § 2. Системы разработки с восходящей выемкой слоев

*Система разработки блоками по простиранию с креплением рамами и закладкой.* Типичные условия применения системы: весьма неустойчивая руда и боковые породы; малая мощность рудного тела (до 2,5—3 м); угол падения рудного тела более 45°; высокая ценность руды.

При этой системе разработка ведется этажами высотой 30—40 м. Этаж разделяется на блоки длиной 40—60 м (рис. 133). Блоки разрабатывают от границ шахтного поля к стволу шахты или от ствола шахты к границам. Очистную выемку можно вести одновременно в нескольких этажах.

Подготовительными выработками в блоке являются откаточный и вентиляционный штреки, проводимые по руде, и восстающие в два или три отделения, располагаемые на границе блоков. Штреки крепят рамами с затяжкой кровли и боков горбылями. Восстающие крепят сплошной венцовой крепью.

Очистные работы начинают с выемки первого слоя высотой 2 м непосредственно под кровлей штрека или с оставленным надштреко-

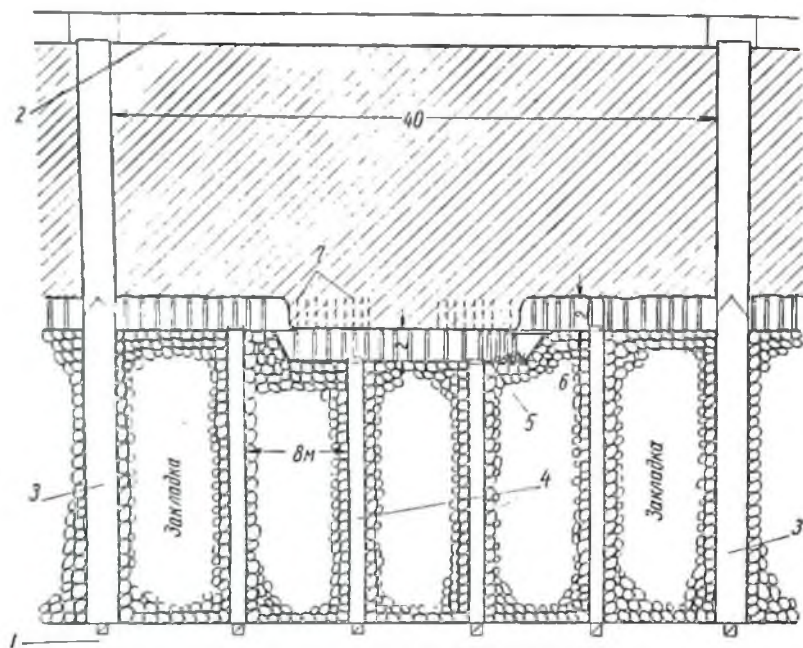


Рис. 133. Система разработки блоками с креплением рамами с выемкой руды потолкоуступным забоем и закладкой:

1 — откаточный штрек; 2 — вентиляционный штрек; 3 — восстающий; 4 — рудопуск; 5 — настил; 6 — отбитая руда; 7 — шнуры

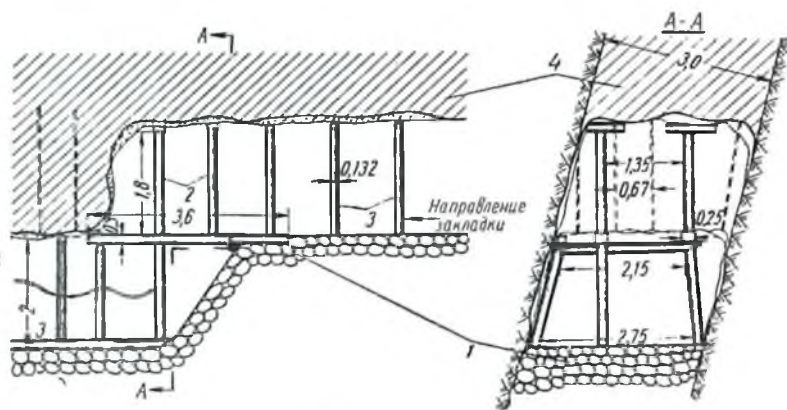


Рис. 134. Детали временной крепи, установленной в забое при мощности рудного тела до 3 м:

1 — закладка; 2 — временная крепь; 3 — постольная крепь; 4 — массив руды

вого целика высотой 2—3 м. Обычно целик оставляют при выемке этажа от ствола шахты к границам поля, а извлекают его при погашении этажа.

Руду в блоке вынимают горизонтальными слоями, а каждый слой двумя потолкоуступными забоями. Руду в забое отбивают вертикальными шпурами, немедленно закрепляя выработанное пространство временной крепью (рис. 134). По мере продвижения забоя устанавливают постоянную крепь (неполные рамы). Отбитую руду доставляют до рудоспусков, наращиваемых в блоке через 8—10 м.

Закладочный материал укладывают насыпкой. От восстающего до места размещения его доставляют вагонетками с опрокидывающимся кузовом или скрепером.

При соответствующих условиях разработки рамную крепь частично заменяют штанговой крепью со значительным снижением затрат по креплению (рудники «Маунтин-Кон», «Бьют» в США, рудники «Квемонт», «Холлижер» в Канаде). Штанговую крепь, как было отмечено ранее, широко внедряют в последние годы на многих рудниках СССР.

*Система разработки короткими блоками со станковой крепью и закладкой.* Эту систему (рис. 135) применяют как самостоятельную при выемке отдельных рудных тел или как вспомогательную при выемке междукамерных целиков и потолочин, оставленных при других системах разработки.

Типичными условиями применения этой системы помимо общих условий, отмеченных выше, являются весьма неустойчивые руды и боковые породы; значительная мощность рудного тела; угол падения рудного тела различный.

Рудное тело разрабатывают этажами высотой не более 30 м. При высоте этажа более 30 м этаж разделяют на подэтажи. Каждый этаж разделяют на короткие блоки, размер которых равен кратному числу станков чаще 4 × 6 или 4 × 8.

Короткие блоки обычно вынимают в направлении от висячего бока к лежачему и от центра рудного тела к флангам (рис. 136).

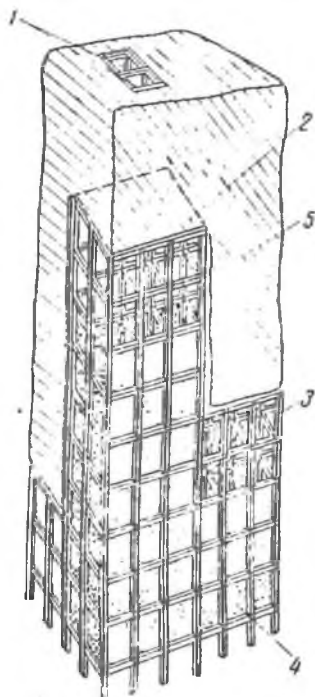


Рис. 135. Общий вид короткого блока:

1 — восстающий; 2 — секция блока;  
3 — станок; 4 — закладка; 5 — массив руды

Каждый блок разделяют на секции (на рис. 135 на четыре секции). Величину опережения выемки одной секции по отношению к другой

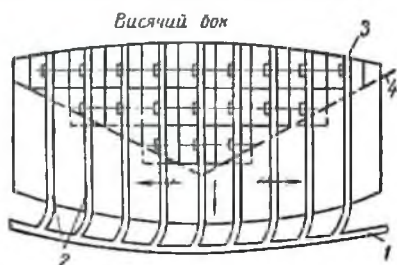


Рис. 136. План откаточного горизонта и порядок выемки коротких блоков:

1 — полевой штрек; 2 — орты; 3 — восстающий с двумя отделениями; 4 — линия выемки блоков (стрелками показано общее направление выемки)

являются: полевой штрек в лежащем боку, иногда для вспомогательных целей дополнительно проводят рудный штрек в висячем боку;

восстающие в два отделения, проходные в центре каждого короткого блока. Восстающие служат для прохода рабочих, спуска отбитой руды на откаточный горизонт, спуска закладочного материала, леса и требуемого оборудования с верхнего горизонта в рабоче забой.

Отбойку руды в секциях ведут из восстающих, руду вынимают отдельными «кубиками» с немедленным закреплением выработанного пространства станками (см. рис. 135).

При этой и других системах с креплением станками применяют следующие их размеры: высота от 1,8 до 2,4 м; размер в плане от 1,25 × 1,25 до 2 × 2 м, чаще 1,5 × 1,5 и 1,8 × 1,8 м (большие размеры станков принимают при более устойчивой руде).

принимают не менее чем на четыре ряда станков при условии своевременной закладки. При выемке каждый блок граничит с массивом руды и с отработанным и заложённым пространством соседних блоков.

Малая площадь вынимаемой секции обеспечивает выемку без отслоения кровли. Практика добычи руды короткими блоками и вертикальными прирезками показала возможность выемки руды при самых тяжелых условиях разработки.

Подготовительными выработками при рассматриваемой системе

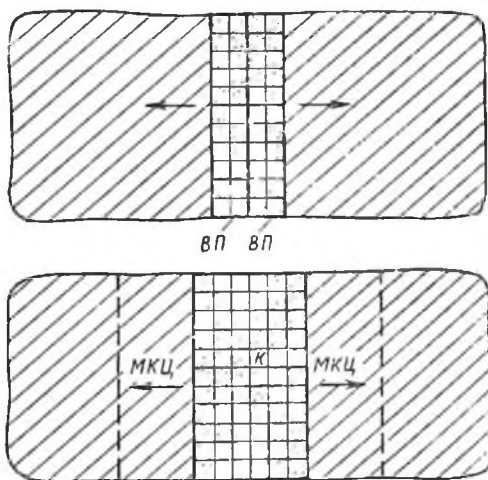


Рис. 137. Отработка этажа (в плане):

а — вертикальными прирезками шириной в два станка; б — камерами вкrest простирания шириной в шесть станков с последующей выемкой междукамерных целиков: ВП — отработанный вертикальный прирезка; К — отработанный камера; МКЦ — междукамерный целик; → направление выемки

Станки обычно делают из круглого леса толщиной 200—400 мм и реже из брусьев.

При креплении забоя станками стойки устанавливают строго вертикально, переклады и распорки горизонтально, станки тщательно расклинивают.

В зависимости от устойчивости руды число рабочих слоев в секции равно одному или двум. Закладку размещают вподквдку или внасыпку. Руду и закладку доставляют в пределах секции с использованием малогабаритных лебедок и скреперов. По границам выемки станки обшивают досками или горбылями, а перед началом отбойки руды в слое устраивают настил во избежание засорения руды пустой породой. Строгое соблюдение порядка выемки коротких блоков и секций наряду с ускоренной выемкой слоев является важнейшим правилом ведения работ.

Вентиляция при этой системе осуществляется просто, так как воздух с нижнего горизонта проходит по восстающим на верхний горизонт, омывая по пути движения очистные забои.

Другие системы со станковой крепью и закладкой мы не описываем, порядок выемки этажа при отдельных системах приведен на схеме рис. 137. Ширина прирезки, камеры и целька принимается кратной размеру станка. Ширину прирезки принимают равной 2—3 станкам крепи, ширину камеры и междукамерного целька принимают равной нескольким станкам крепи в зависимости от устойчивости руды (4—6 станков).

### § 3. Система разработки с нисходящей выемкой слоев

**Общие сведения.** Системы разработки с креплением и закладкой с выемкой слоев руды сверху вниз применяют при весьма неустойчивой руде, не допускающей подсечки массива даже на незначительной площади, и при необходимости поддержания вмещающих пород и поверхности.

**Достоинства** этих систем заключаются в малых потерях руды (руда в закладку не просыпается) и безопасности выемки. Основным требованием при очистной выемке является строгий контроль за соблюдением отметок отдельных слоев, за правильной установкой крепи и тщательным устройством настила, а также за своевременной и качественной закладкой выработанного слоя.

**Система разработки блоками с нисходящей выемкой сплошным \* забоем с креплением и закладкой подрываемыми породами** (рис. 138). Блок подготавливают штреками и восстающими. Очистную выемку начинают от восстающего отбойкой слоя руды в почве верхнего откаточного штрека. Отбитую руду скрепером доставляют к рудоспускному отделению восстающего. После выемки первого

\* Предложение Н. Х. Загирова.

слоя выработанное пространство заполняют закладочным материалом. Его размещают на деревянном настиле, уложенном непосредственно на почве или на распорках. Второй слой отрабатывают под настилом. После выемки второго слоя на его почве укладывают настил, на который перепускают закладочный материал из первого слоя. Первый слой вновь закладывают породой. Третий и последующие слои вынимают так же, как и два первых, но с закладкой очистного пространства за счет подрывки вмещающих пород всяческого и лежащего боков. Вмещающие породы отбивают мелкими шурами

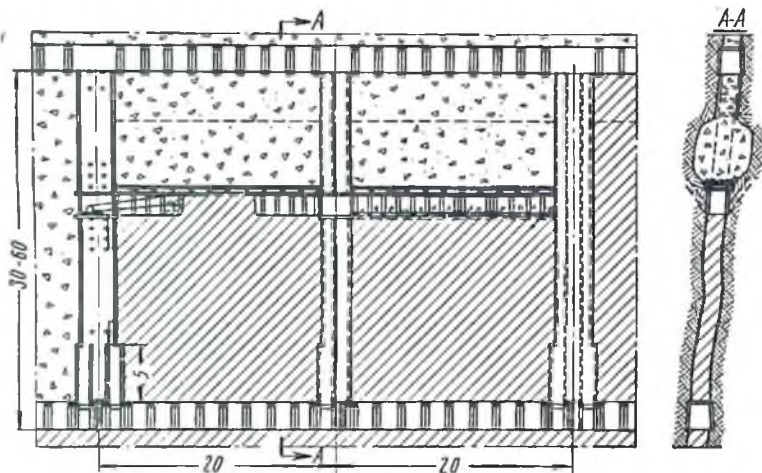


Рис. 138. Система разработки с нисходящей выемкой руды сплошным забоем с креплением рамами и закладкой подрываемыми породами

с наклоном вверх под углом  $35-45^\circ$ . При данной системе обеспечиваются безопасные условия труда и практически полное извлечение полезного ископаемого из недр.

Существенным недостатком системы является ограниченный фронт работ.

Аналогичный вариант системы применили в СССР на одном из оловянных рудников Дальнего Востока с обнажением вмещающих пород на высоту двух слоев. При выемке жилы мощностью от 0,5 до 2 м получили следующие показатели: производительность труда забойного рабочего  $2-2,2 \text{ м}^3/\text{смену}$ ; расход леса  $0,12 \text{ м}^3/\text{м}^3$ ; ВВ  $2,5 \text{ кг}/\text{м}^3$ ; разубоживание до 30%.

Система разработки блоками нисходящими слоями с твердеющей закладкой и креплением стойками. Применение этой системы стало возможным после освоения твердеющей закладки. Сущность системы заключается в следующем (рис. 139, а). Руду в этаже высо-



той 30 м вынимают блоками по простиранию шириной до 30 м. Подготовительными выработками в пределах блока являются две откаточные выработки на основном горизонте и два восстающих

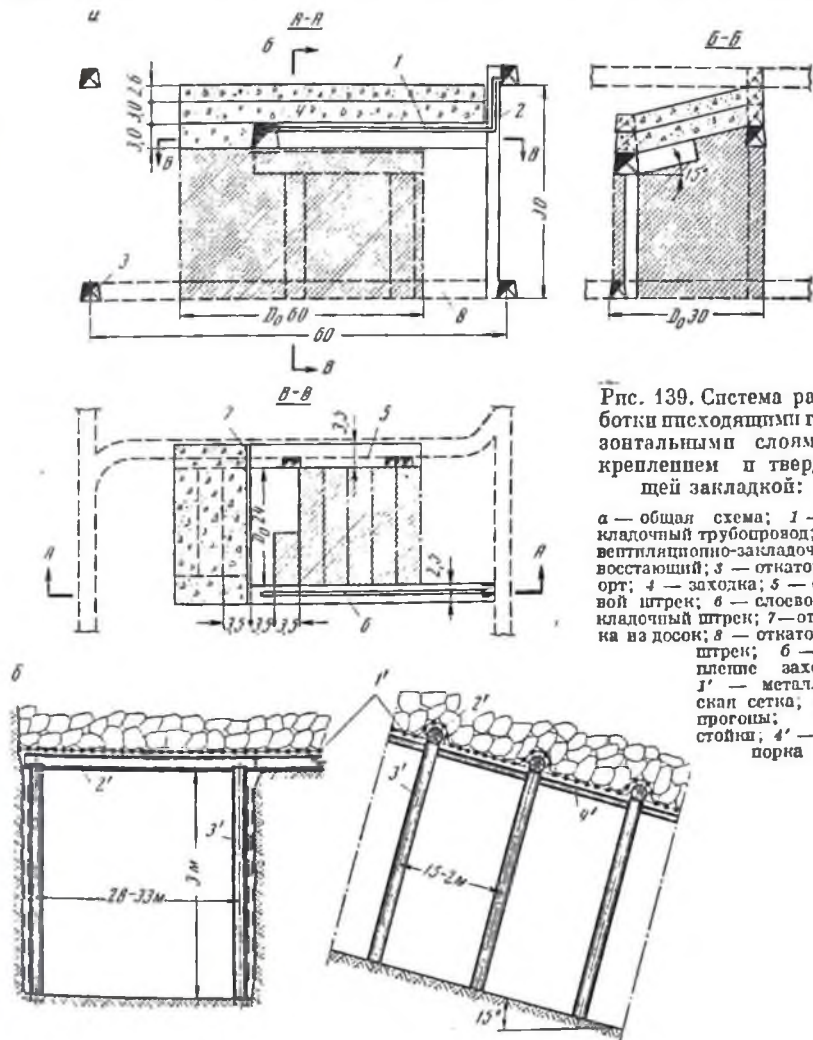


Рис. 139. Система разработки пещерными горизонтальными слоями с креплением и твердеющей закладкой:

а — общая схема; 1 — закладочный трубопровод; 2 — вентиляционно-закладочный восстающий; 3 — откаточный орт; 4 — заходка; 5 — слой штрек; 6 — слой закладочный штрек; 7 — отливка на досок; 8 — откаточный штрек; б — крепление заходки; 1' — металлическая сетка; 2' — прогоны; 3' — стойки; 4' — распорка

в каждом блоке. Нарезные работы проводят в каждом слое, сущность их заключается в проведении на границах блока двух штреков (штрека скреперования сечением  $10,5 \text{ м}^2$  и закладочного штрека сечением  $7,5 \text{ м}^2$ ). Слоевые орты располагают на разных отметках

для обеспечения угла наклона заходки  $10-15^\circ$ , равного углу растекания твердеющей закладки. Закладка перемещается под действием собственного веса и заполняет заходку до кровли. Очистная выемка осуществляется заходками по восставанию в направлении от скреперного слоевого штрека к слоевому закладочному штреку. Обычно направление очистной выемки в пределах слоя — от одного фланга к другому. Первый верхний слой выпинают с усиленной крепью и затяжкой кровли. После отработки двух заходок первую заходку отшивают досками с затяжкой тканью и заполняют твердеющей закладкой. Затем приступают к очистным работам в третьей заходке, по завершению которых отшивают и закладывают вторую заходку. Далее операции повторяются. Максимальное число одновременно закладываемых заходок три.

К проведению слоевых штреков в нижележащем слое приступают после окончания выемки и закладки верхнего слоя. Как показала практика, закладочный массив приобретает достаточную прочность ( $50$  и более  $\text{кг/см}^2$ ) при хорошем качестве закладки спустя  $2-3$  недели после закладки. Сечение заходки принимают до  $10,5 \text{ м}^2$  (ширина до  $3,5 \text{ м}$ , высота  $3 \text{ м}$ ). Руду под закладкой отбивают шпурами глубиной  $1,5-2 \text{ м}$ . На доставке руды используют скреперы небольшой емкости (до  $0,45 \text{ м}^3$ ). Крепление заходки стойками, подбиваемыми при хорошей устойчивости закладочного массива непосредственно под закладку, а при недостаточной устойчивости под лежни или прогоны, уложенные на почву вышележащего слоя перед его закладкой (см. рис. 139, б). В качестве затяжки используют металлическую сетку. Закладочный массив высотой до  $3 \text{ м}$  при хорошем качестве закладки является монолитным и устойчивым. Практика показала, что объединение искусственной кровли без крепления возможно до  $7-8 \text{ м}^2$ , а общая площадь незаложенного, но закрепленного выработанного пространства до  $100 \text{ м}^2$  и более в зависимости от прочности вышележащего слоя закладки.

К достоинствам восходящей выемки с твердеющей закладкой относят полноту выемки (целики отсутствуют), устранение потерь в закладке, возможность селективной выемки. Производительность блока при данной системе достигает  $450-500 \text{ м}^3/\text{месяц}$ , производительность забойного рабочего (без закладки) — до  $5,5 \text{ м}^3/\text{смену}$ , расход леса —  $0,03 \text{ м}^3/\text{м}^3$ , расход ВВ —  $0,5 \text{ кг/м}^3$ . Себестоимость очистной выемки по сравнению с выемкой восходящими слоями с закладкой снижается на  $10-15\%$ . Технические возможности этой системы еще не полностью использованы (применение металлической крепи, выемка спаренными заходками и лавами). Систему можно широко применять при выемке нарушенных массивов руды и целиков. Особое значение эта система приобретает при отработке высокоценных и самовозгорающихся руд, при необходимости сохранения поверхности и массива вмещающих пород.

Из зарубежной практики отметим успешное применение системы горизонтальными нисходящими слоями с твердеющей закладкой, искусственной бетонной кровлей и применением самоходных погрузочно-доставочных машин на японском полиметаллическом руднике (богатое месторождение Юспнатой, показанное на рис. 140).

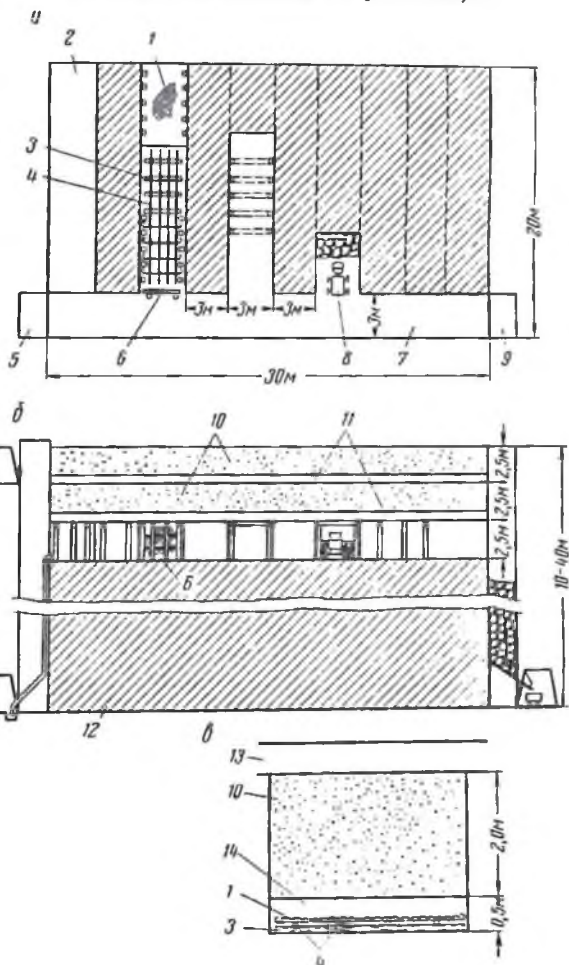


Рис. 140. Выемка руды ортамл:

а — план; б — разрез по вертикали; в — деталь очистного забоя; 1 — проволочная сетка диаметром 4 мм; 2 — песчано-павестковый закладочный массив; 3 — деревянные распорки; 4 — стальные трубы диаметром 13 мм; 5 — вспомогательный восстанавливающий; 6 — перемычка; 7 — откаточный штрел; 8 — автопогрузчик; 9 — рудоспуск; 10 — песок и шлан; 11 — известковая плита; 12 — массив руды; 13 — искусственная кровля; 14 — известковая плита, содержащая 15% цемента

Блок размером  $20 \times 20$  м ( $30 \times 30$  м) разделяют на несколько горизонтальных слоев высотой по 2,5 м. Каждый слой обрабатывают поперечными заходками шириной по 3 м, по окончании выемки заходки ее закладывают. На первой стадии закладочных работ по трубам, идущим от смешительной установки на поверхности, нагнетают бетонную смесь, которая укладывается на почву заходки слоем

толщиной 50 см; бетонную смесь помещают на заранее уложенную на почву металлическую арматуру (железные прутья  $\varnothing 13$  мм и сетка из проволоки  $\varnothing 4$  мм). По истечении нескольких часов остальное выработанное пространство до кровли закладывают твердеющей смесью (пульпой из песчанистого известняка и шлака). После полной отработки слоя и внесения закладки образуется широкая плита, которая покрывает всю площадь отработанного слоя и служит в качестве «искусственной кровли» при выемке следующего слоя. Такая кровля возводится после выемки каждого слоя отработываемого блока. Производительность труда забойного рабочего при этой системе достигает 20 т за смену. Затраты на возведение искусственной кровли составляют всего 40 центов на 1 т добываемой руды.

*Основные достоинства систем с креплением и закладкой:* возможность предохранения поверхности и массива вмещающих пород от обрушения при плотной закладке; небольшие потери и разубоживание руды при устройстве плотного настила и ограждающих стенок камеры; возможность применения при весьма неблагоприятных условиях разработки (сложная форма рудных тел, частые изменения элементов залегания, весьма неустойчивые руда и вмещающие породы); возможность подземной сортировки и выдачи руды различных сортов и классов; возможность одновременного проведения работ на нескольких этажах, что обеспечивает высокую интенсивность выемки.

*Основные недостатки систем с креплением и закладкой:* малая производительность труда забойного рабочего; значительный расход леса и, как следствие, высокая стоимость очистной выемки (самая высокая себестоимость добычи руды по сравнению с другими системами); пожарная опасность вследствие значительного расхода крепящего леса.

Эффективность систем с закладкой и креплением значительно повышается при полной механизации бурения, доставки руды и закладки, заделки крепи, применении многоперфораторного и многозабойного методов работ, применении новых видов крепи, торкретировании верхнего слоя закладки вместо укладки настилов, применении твердеющей закладки с нисходящей выемкой слоев.

*Технико-экономические показатели систем разработки с креплением и закладкой очистного пространства:* производительность труда забойного рабочего от 4—6 до 20 т/смену; коэффициент извлечения руды 0,93—0,95; коэффициент разубоживания руды 0,1—0,03 (в зависимости от мощности и формы рудного тела); расход леса 0,03—0,06 м<sup>3</sup>/т руды (с учетом расхода леса на настил и обшивку); расход ВВ 0,2—0,3 кг/т руды.

Особое внимание должно быть обращено на внедрение нисходящей выемки с твердеющей закладкой. Применение твердеющей закладки является новым техническим направлением при разработке рудных месторождений.

## Глава VII

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД (КЛАСС VI)

#### § 1. Общие сведения

Системы разработки с обрушением вмещающих пород широко применяют при разработке рудных месторождений как самостоятельные при выемке отдельных рудных тел и как вспомогательные при выемке целиков и потолочин, оставленных при других системах разработки.

Удельный вес основной системы данного класса — системы слоевого обрушения — в отечественной практике составляет: при разработке медных руд около 25%, полиметаллических около 20%, алюминиевых руд (бокситов) около 85% и золотых руд 2—5%.

Эти системы широко применяют (80—100%) при разработке пологих маломощных железорудных и марганцевых месторождений.

Ограниченное применение этих систем разработки в золотой промышленности объясняется частым несоответствием условий разработки требованиям этой системы.

Редко пользуются рассматриваемыми системами и при разработке мощных месторождений железных руд, что объясняется в основном сравнительно высокой себестоимостью добычи руды при системе слоевого обрушения по сравнению с себестоимостью добычи системами подэтажного обрушения, которые часто применяются при добыче железных руд.

Общими условиями применения систем разработки с обрушением вмещающих пород являются: неустойчивые легкообрушающиеся вмещающие породы; возможность обрушения земной поверхности и вмещающих пород (согласно § 188 Правил безопасности системы с обрушением кровли не могут применяться при наличии в толще налегающих пород пльвунов, неосушенных песков и карстов, заполненных водой или газами); угол падения различный, однако более успешно системы применяют при крутом угле падения; мощность рудного тела более 3 м, включая весьма мощные

месторождения; высокая ценность руды (при системах с обрушением вмещающих пород затрачивают большое количество крепёжных материалов при ограниченной производительности буровзрывных работ); отсутствие больших включений пустых пород или различных сортов руды, так как подземная сортировка и разделение руды по сортам при системах с обрушением вмещающих пород затруднены.

Системы с обрушением вмещающих пород применяют при разработке рудных тел сложной формы при различной устойчивости и крепости руды, однако более благоприятными для разработки являются рудные тела правильной формы с рудами слабыми и средней крепости. При весьма сложной форме рудного тела необходимо искусственно выравнять контур вынимаемого тела за счет прирезки пустых пород (для обеспечения нормального опускания мата), в этом случае необходимо сделать экономическое сравнение слоевого обрушения с системой с креплением и закладкой, которая может применяться и при сложном контуре рудного тела без его упрощения.

К VI классу относят системы разработки:

- 1) блоками с многослойной выемкой руды, с выемкой руды заходками ограниченной площади сечения, с выемкой руды лавами;
- 2) столбами (длинными блоками) с однослойной выемкой руды, с выемкой руды заходками, с выемкой руды лавой.

Системы с обрушением вмещающих пород могут применяться с рудной подготовкой и с использованием полевых выработок.

## § 2. Система разработки блоками с многослойной выемкой руды и обрушением вмещающих пород

Вариант системы с выемкой руды заходками ограниченной площади сечения. Систему слоевого обрушения применяют при условиях разработки, отмеченных выше. Более часто этой системой пользуются при разработке мощных месторождений, начиная от 6 м. Небольшая мощность (от 3 до 8 м) не является препятствием для применения этой системы, но она приводит к увеличению удельного объема подготовительных работ, большим потерям и разубоживанию руды. При благоприятных условиях разработки и правильном ведении работ потери и разубоживание руды не превышают 3—5%, что составляет одно из главных достоинств системы, особенно при выемке высокоценных руд. Систему слоевого обрушения успешно применяют при отработке участков обрушенной или разбитой трещинами руды, и в этих условиях, как показала практика, она незаменима.

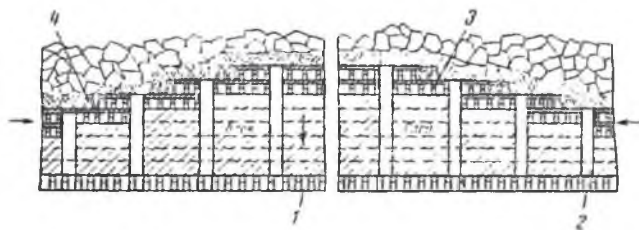
При системе слоевого обрушения рудное тело в этаже вынимают отдельными блоками размером от  $20 \times 20$  до  $50 \times 50$  м. При ограниченной мощности месторождения блоки вынимают длиной до 40—50 м по всей мощности рудного тела от всякого бока к лежащему и чаще от флангов рудного тела к центру (рис. 141). На порядок

выемки существенное влияние оказывают условия посадки вмещающих пород, т. е. в какой части месторождения можно прощще обрушить вмещающие породы по условиям их мощности и устойчивости.

Полное и равномерное обрушение вмещающих пород является залогом успешного применения системы слоевого обрушения. При отсутствии благоприятных условий принимают меры по искусственному обрушению вмещающих пород взрыванием шпуров или скважин в кровле выработанного пространства или взрыванием зарядов ВВ в минных выработках, проведенных во вмещающих породах. Равномерность обрушения вмещающих пород и уменьшение засорения руды пустой породой достигают применением мата. Вследствие трудности вентиляции и доставки материалов в рабочие забои высоту

Рис. 141. Выемка блоков в этаже с развитием работ от флангов рудного тела к центру:

1 — откаточный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — слоевой штрек; 4 — заходка



этажа при системе слоевого обрушения не принимают более 40 м. Высоту этажа увеличивают при проведении полевых выработок (штреков и полевых восстающих) в лежачем боку, обеспечивающих сообщение с верхним горизонтом. Руду в блоке вынимают отдельными слоями сверху вниз. Для безопасного ведения работ в блоке выемка каждого вышележащего слоя должна опережать выемку нижележащего не менее чем на 10 м (§ 221 Единых правил безопасности).

Подготовительными выработками в блоке при системе слоевого обрушения являются рудный штрек или орт и восстающий. При мощности рудного тела до 20 м рудный штрек проводят по контакту с лежачим боком (односторонняя выемка блока) (рис. 142). При мощности рудного тела более 20 м рудный штрек обычно проводят посередине рудного тела (двусторонняя выемка блока). При разработке весьма мощных рудных тел проводят параллельные рудные штреки через каждые 20—40 м или один рудный или полевой штрек в лежачем боку с ортами до всячего бока (рис. 142, б). При разработке руд, опасных в пожарном отношении (медный, серный колчедан), рекомендуют подготовку с проведением полевого штрека, полевых восстающих и ортов. При разработке весьма мощных медноколчеданных месторождений проводят два полевых штрека с полевыми восстающими в всячем и лежачем боках для профилактической заделки отработанных блоков с обеих сторон.

Подготовка с использованием полевых выработок (рис. 143) более дорога, но она позволяет сократить расходы по поддержанию штрека, особенно при слабой руде, организовать хорошую вентиля-

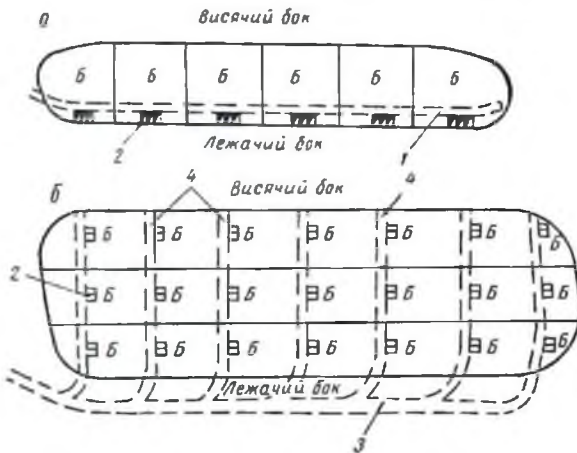


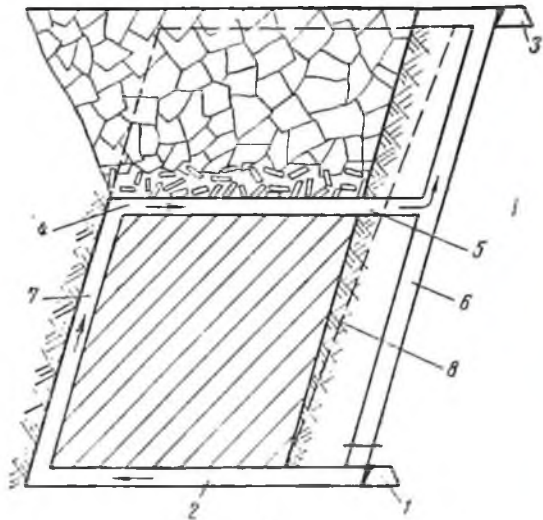
Рис. 142. План размещения блоков при системе слоевого обрушения

*а* — при ограниченной мощности рудного тела (штрековая подготовка); *б* — при значительной мощности рудного тела (отрочная подготовка с полевым штреком); 1 — рудный штрек; 2 — блоковый восстающий; 3 — полевой штрек; 4 — орт; Б — блоки

цию без применения отдельных вентиляторов для каждого блока, облегчить доставку материала и сообщение с отдельными слоями и успешно ликвидировать пожары в случае их возникновения.

Рис. 143. Выемка блока слоевым обрушением с использованием полевых выработок (вертикальный разрез вквост простврания):

1 — полевой откаточный штрек; 2 — орт; 3 — полевой вентиляционный штрек; 4 — рабочий слой; 5 — сбойка; 6 — полевой восстающий; 7 — рудный восстающий; 8 — граница зоны сдвигания пород по лежащему боку; — направление движения воздуха



Восстающий проводят в три отделения: для прохода (ходовое отделение), для подъема леса и инструмента (вспомогательное отделение) и для переспуска руды (рудоспускное отделение); иногда



устанавливают вентиляционное отделение, по чаще воздух проходит по лестничному и вспомогательному отделениям. Расстояния между восстающими в этаже зависят от размеров блоков и от способов доставки отбитой руды в блоке. Меньшие размеры блока обеспечивают более интенсивную выемку рудного тела благодаря большому числу рабочих блоков. Большие размеры блоков позволяют уменьшить объем подготовительных работ, однако целесообразные расстояния скреперной доставки руды в слое ограничивают размеры блока

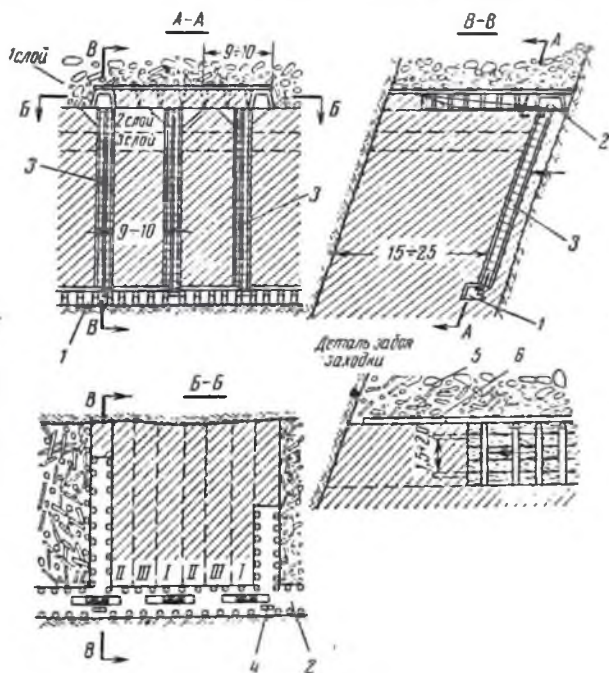


Рис. 144. Слоевое обрушение с прямым скреперованием:

1 — отвальный штрек; 2 — слойной штрек; 3 — восстающий; 4 — скреперная лебедка; 5 — мат; 6 — настил; I, II, III — заходки, вынимаемые от лежачего бока к восстающему

примерно до 25 м при односторонней доставке руды и до 50 м при двусторонней доставке.

После окончания подготовительных работ приступают к нарезным работам — проведению слоевых штреков или ортов по руде. Последние иногда проводят с оставлением небольшой потолочины в кровле с таким расчетом, чтобы не было непосредственного соприкосновения с гибким настилом (матом). Небольшую потолочину вынимают при последующей выемке заходок.

Проведением слоевого штрека или орта создают запасы руды, готовые к выемке.

Затем приступают к очистной выемке, которую ведут отдельными заходками с забоями небольшого сечения от границ блока к восстающему. Заходки шириной 2,5—3 м, высотой 2,5—3 м про-



выработки позднее используют в качестве слоевых. Аккумулирующие выработки значительно упрощают скреперную доставку и улучшают условия транспорта руды. Скреперы в рабочем слое и в аккумулирующей выработке в этом случае работают в прямом направлении, кроме того, создают необходимый запас руды в аккумулирующих выработках для загрузки состава вагонеток, что особенно важно при работе в нижних слоях блока. При работе в верхних слоях аккумулирующей выработкой может являться восстающий.

Почву в заходке после полной выемки руды покрывают настлом из накатника, низкосортных досок и т. п. Настил укладывают в продольном направлении с таким расчетом, чтобы его легко можно было подхватить рамами при работе в нижнем слое.

При выемке первого слоя на почву должен укладываться усиленный настил для образования гибкого настила (мата) и приниматься меры для создания предохранительной шестиметровой породной подушки путем искусственного обрушения покрывающих пород взрыванием скважин, пробуренных в кровле выработки. После укладки настила заходки обрушают, для чего просверливают стойки крепежных рам ручными или механическими сверлами, закладывают в просверленные отверстия небольшое количество ВВ и затем всю крепь взрывают или детонируют шнуром, или электрическим способом.

Своевременное и полное обрушение заходки имеет весьма важное значение для безопасности ведения работ и уменьшения разубоживания руды. Значительное влияние на уменьшение разубоживания руды пустой породой оказывает наличие хорошего гибкого настила. Между обрушенным пространством и рабочей заходкой (или лавой) должно быть оставлено не менее одной и не более трех выработанных заходов (или шагов лавы), которые должны быть тщательно закреплены.

Из-за концентрации большого количества лесного материала (настила, мата) система слоевого обрушения весьма опасна в пожарном отношении. Для уменьшения пожарной опасности можно рекомендовать мат из металлической сетки и металлические крепежные стойки, широко используемые на отечественных угольных шахтах.

На рудниках СССР систематически проводят испытания системы слоевого обрушения с применением металлических стоек и мата из металлической сетки. Эффективность применения металлических стоек и мата подтверждается следующими показателями: производительность труда забойного рабочего увеличивается на 25—30%, расход лесных материалов уменьшается на 50%, стоимость очистной выемки уменьшается на 40—45% по сравнению с системой слоевого обрушения с деревянной крепью и матом.

Помимо снижения пожарной опасности при применении металлических стоек достигается безопасность работ, так как металлические

стойки выдерживают значительно большую нагрузку по сравнению с деревянными.

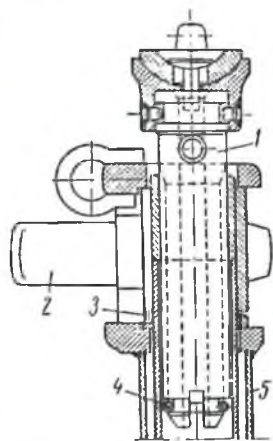
В угольной промышленности СССР применяют металлические податливые стойки нарастающего (М, СДТ) и постоянного сопротивления (М-20м, трубчатые ТС, гидравлические ГС) (рис. 147 и 148). Наибольшее распространение получили стойки постоянного сопротивления. Опускание выдвижной части этих стоек начинается тогда, когда горное давление достигает величины рабочей нагрузки.



Рис. 147. Общий вид гидравлической стойки



Рис. 148. Общий вид трубчатой стойки:



1 — винт распора; 2 — клин; 3 — пружина; 4 — кольцо; 5 — корпус стойки

Перспективны гидравлические стойки. Гидравлическая стойка состоит из цилиндра, выдвижной части (штока) с поршнем, ручного насоса, разгрузочного и предохранительного клапанов и верхней пасадки.

#### Характеристика стоек ГС-3:

Типоразмеры . . . . .	I	II	III	IV
Номинальное рабочее сопротивление, т	20	20	20	20
Длина, мм:				
максимальная . . . . .	2070	2150	2230	2370
минимальная . . . . .	1320	1400	1480	1620
Объем заливаемого масла, л . . . . .	5,3	5,3	5,3	5,3
Вес с маслом, кг . . . . .	54,5	55,7	56,9	59,1

ИГД им. А. А. Скочинского и Донецким машиностроительным заводом за последние годы проведен ряд работ по усовершенствованию гидравлических стоек (замкнутая гидросистема на водно-масляной эмульсии, улучшение конструкции и снижение веса, например стойки ГСУ). Новая стойка ГСУ-6, рассчитанная на сопро-

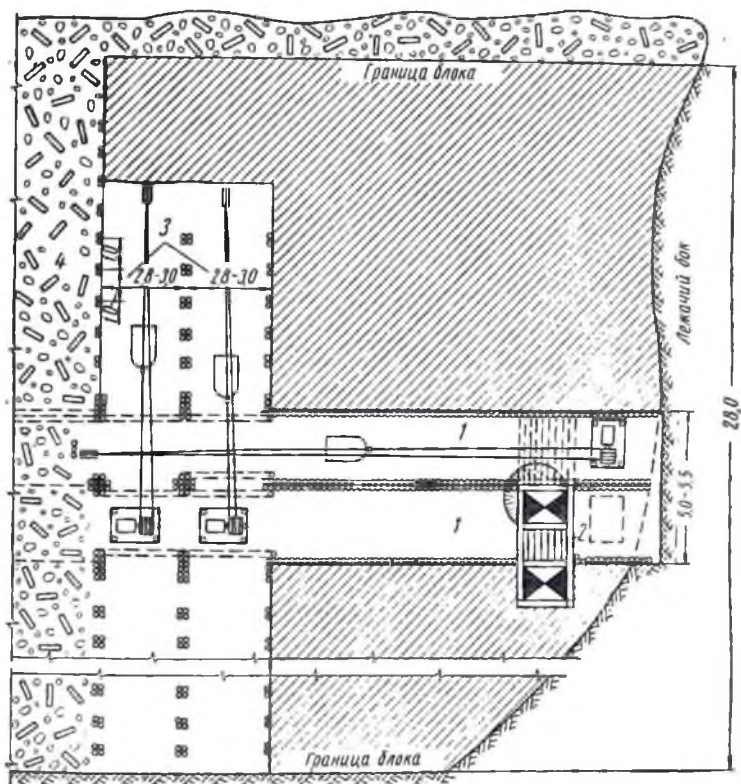


Рис. 149. План выемки слоя спаренным заходкам:

1 — слойный орт; 2 — восстающий; 3 — спаренная заходка в стадии выемки

тивление 20 т с минимальной высотой 1120 мм и раздвижностью 630 мм, весит всего 36,8 кг. Гидравлическую стойку из-под кровли можно извлечь на расстоянии. При работе с металлическими стойками необходимы их полное извлечение и многократное использование. Металлические стойки нужно переносить по мере продвижения забоя, чтобы избежать их сильного зажима. Для обеспечения лучших условий работы металлических стоек их целесообразно применять в сочетании с металлическими верхняками.

Дополнительными мерами, обеспечивающими пожарную безопасность при системе слоевого обрушения, должны быть: наличие специального пожарного водопровода на основном горизонте и в рабочих слоях, применение закрытых источников света (необходимо применять аккумуляторные лампы), исправное состояние электропроводки, хорошая вентиляция очистных забоев, запрещение курения в шахте, строгий контроль за проведением противопожарных мероприятий, в частности за температурой.

При выемке медноколчеданных месторождений рекомендуют проводить полевые штреки и восстающие в лежачем боку, что значительно облегчает борьбу с пожаром в случае его возникновения. Полевые выработки позволяют обеспечить хорошую вентиляцию и организовать подачу пульпы (глина с песком) по пульпопроводу в отработанные заходки с целью снижения температуры. Если полевые выработки отсутствуют, должна быть организована искусственная вентиляция в каждом блоке, для чего пагнетают воздух по трубам в рабочие заходки специальными вентиляторами, устанавливаемыми на откаточном горизонте. Ряд рудников СССР в последние годы успешно применяет вариант системы с одновременной выемкой руды в слое спаренными заходками, который позволяет значительно увеличить производительность блока и улучшить показатели очистной выемки. Сущность выемки слоя спаренными заходками легко уяснить из схемы, показанной на рис. 149. Система слоевого обрушения значительно эффективнее систем с креплением и закладкой, поэтому последние во многих случаях заменяют системой слоевого обруше-

Таблица 23

Показатели	Рудник					
	Дегтярский		Гуметевский		Им. III Интернационала	
	Системы разработки					
	Щитовая	Слоевого обрушения	Щитовая	Слоевого обрушения	Щитовая	Слоевого обрушения
Опускание работ, м/месяц . . . . .	4—5	2	5—6	2	4—8	2
Производительность блока, т/сутки	200	120	250	100	260	110
Производительность забойного рабочего, м <sup>3</sup> /смену . . . . .	4—7	3	6—9	2,5	5—6	2,7
Расход металла, кг/т . . . . .	2—4	—	1—2	—	3	—
Расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	0,9	0,95	0,7	0,8	1,0	1,5
Потери руды, % . . . . .	4—6	4—8	3—5	5	4	6
Разубоживание, % . . . . .	5—7	6—8	5—8	8	3—5	10
Себестоимость по основным затратам франко-люк, руб/т . . . . .	1—1,5	1,7	0,9—1	1,5	1,1	1,45

ния, если возможно обрушение поверхности и вмещающих пород. Техничко-экономические показатели системы приведены в табл. 23.

Эффективность системы слоевого обрушения значительно повышается при выемке забоем—лавой, применении гибкого металлического перекрытия и др.

### § 3. Вариант системы слоевого обрушения с выемкой руды лавой

Существенным отличием данного варианта системы от обычного, рассмотренного выше, как показывает его наименование, является проведение очистной выемки длинным забоем — лавой (рис. 150).

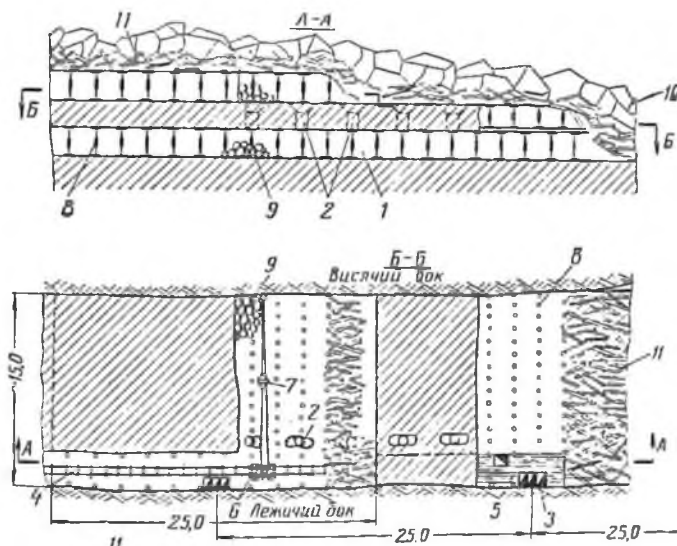


Рис. 150. Выемка руды лавой при системе слоевого обрушения:

- 1 — аккумулярующий штрек; 2 — выпускные отверстия; 3 — восстающий; 4 — рельсовый путь; 5 — настил; 6 — скреперная ледва; 7 — скрепер; 8 — металлические стойки; 9 — отбитая руда; 10 — выработанное пространство с обрушенной кровлей; 11 — мат

Лавы позволяют производить бурение и другие операции на значительной площади забоя. Предложен ряд других мероприятий, направленных на увеличение эффективности рассматриваемого варианта: 1) проходка разрезных траншей, закрепленных стапками (рис. 151); траншей заменяют восстающими, они предназначены для спуска и подъема людей на рабочий слой, для подъема крепежного материала и спуска отбитой руды через обшитые отделения,

для пропуска воздуха; 2) применение металлической крепи; 3) применение более мощных скреперных установок и скреперов большой емкости.

Практика применения системы слоевого обрушения с выемкой руды лавой на ряде уральских медно-колчеданных рудников, а за последние годы на бокситовых и полиметаллических рудниках СССР показала большую эффективность этой системы. Производительность труда забойного рабочего была увеличена на 40—60%, увеличилась производительность блока более чем в два раза, сократились потери руды и значительно уменьшилась себестоимость очистной выемки. Основным требованием успешного применения системы, как это было подтверждено практикой, является значительная интенсивность выемки — иначе происходят завалы лавы.

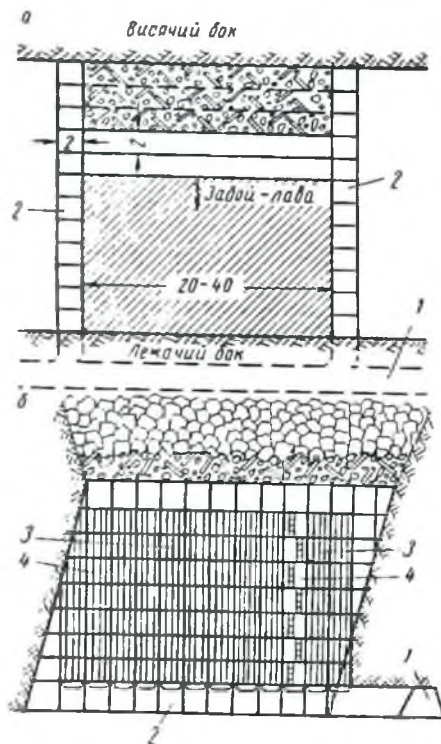


Рис. 151. Выемка блока слоевым обрушением лавой с разрезной траншеей: а — план слоя; б — разрез по траншее; 1 — полевой штрек; 2 — траншея, закрепленная рамной крепью; 3 — рудоупускное отделение траншеи; 4 — лестничное отделение траншеи

металлического перекрытия запроектировали на ряде других рудников.

Сущность данной системы заключается в следующем. Руду в слое вынимают под защитой металлического перекрытия, монтируемого в верхнем монтажном слое. Перекрытие состоит из полосового железа, укладываемого параллельными рядами в перелет с расстоянием между рядами полос 0,3 м. Полосовое железо сверху покрывают металлической проволоочной сеткой с ячейкой 20 × 20 мм

#### § 4. Вариант системы слоевого обрушения с гибким металлическим перекрытием

Рассматриваемый вариант системы является новым. Впервые его успешно внедрили на угольных шахтах Кузбасса. На основе опыта работы шахт Кузбасса Унипромедь запроектировал опытный блок на Северо-Уральских бокситовых рудниках, позже опытные работы с применением гибкого



(рис. 152). Сетку шириной до 1,5 м настилают в два или три ряда. Руду в монтажном слое выпинают заходками, которые закрепляют деревянными рамами через 300 мм. Разбежка в креплении позволяет сохранить между стойками зазор шириной 50 мм, в котором укладывают металлические полосы, образуя ячейку в 200 мм. Сетку раскатывают по длине заходок с небольшим напуском на стойки крепи внахлестку.

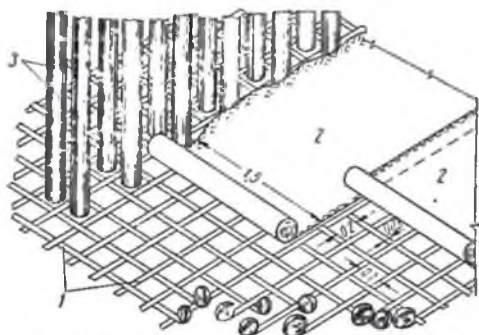
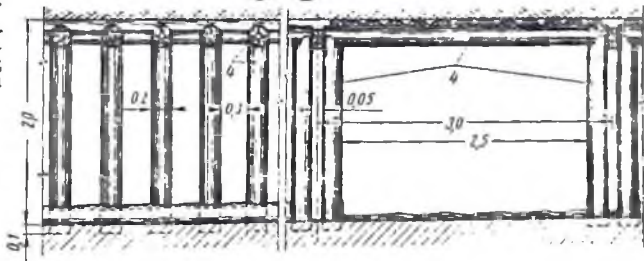


Рис. 152. Крепление заходок монтажного слоя и гибкое перекрытие в монтажном слое:

1 — полосовое железо; 2 — сетка; 3 — стойка рамной крепи; 4 — крепильная рама



Отработанные в блоке заходки после окончания монтажа перекрытия погашают взрыванием стоек крепи. Трудоемкость основных операций забойной бригады в монтажном слое (%):

Бурение забоев . . . . .	Около 15
Крепление забоев . . . . .	29
Скреперная уборка . . . . .	17
Подъем леса . . . . .	7
Монтаж перекрытия . . . . .	29
Прочие работы . . . . .	3

Укладка и переплетение металлических полос составляет до 62% трудоемкости на устройство перекрытия. Производительность труда забойного рабочего в монтажном слое с учетом монтажных работ была в пределах 2,5—3,5 м<sup>3</sup>/смену.

При отработке пологой залежи слой, прилегающий к всяческому боку, отработывали забоем-лавой с креплением распорными стойками и укладкой металлического перекрытия (наклонный монтажный

слои в дополнении к горизонтальному монтажному слою в верхней части блока). Для создания безопасных условий работы под перекрытием, породы всякого бока в момент погашения очистных заходов в монтажном слое разбуривают глубокими скважинами и взрывают. Слой перед перекрытием вынимают с предварительным образованием траншей по простиранию и обработкой образовавшихся междутраншейных целиков (рис. 153).

Траншеи проводят без крепи шириной в нижней части 1,5 м в верхней до 3,5—4,5 м с использованием шпуров глубиной до 1,7 м. Междутраншейные целички оставляют шириной в нижней части

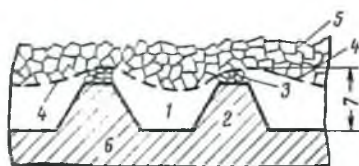


Рис. 153. Траншеи и междутраншейные целички (поперечный разрез):

1 — траншея; 2 — междутраншейный целик; 3 — обрушенная руда; 4 — гибкое металлическое перекрытие; 5 — обрушенные породы; 6 — массив руды; 7 — обрабатываемый слой

до 2 м, в верхней до 1,5—1,3 м. Целички взрывают одновременно по всей длине с помощью детонирующего шнура. Посадка перекрытия на взрывающую руду опорных междутраншейных целичков улучшает условия работы перекрытия за счет податливости основания (снижается нагрузка пород на перекрытие). В целях повышения прочности металлического перекрытия целесообразно левты перекрытия располагать диагонально направлению траншей.

Производительность труда забойного рабочего составляет до 3 м<sup>3</sup>/смену в монтажном слое и до 7 м<sup>3</sup>/смену в нижележащих слоях. Наибольшая производительность может быть достигнута при мощности залежи более 10 м.

Потери руды при варпанте с гибким металлическим перекрытием практически можно исключить.

### § 5. Вариант системы слоевого обрушения со щитовым перекрытием

В условиях разработки крутых рудных тел (более 60°), выдержанной мощности (до 5—6 м) с неустойчивыми вмещающими породами можно применять производительный вариант системы со щитовым перекрытием\*.

Конструкция щита бессекционная из трех рядов бревен, укладываемых вкрест простирания и скрепляемых между собой капатами и болтами (рис. 154). Щит монтируют в верхнем слое с предварительным проведением в нем слоевого штрека по простиранию. Слоевой штрек проводят из восстающих, расположенных на флангах разраба-

\* Вариант описан по данным опытных работ на Уральских медных рудниках.

тываемого блока. Из слоевого штрека проводят заходки, в которые укладывают бревна щита. Отрабатываемые заходки погашают взрыванием стоек крепи. Смоитпрованный щит приводят в перпендикулярное положение взрыванием опорных целиков у траншеи, проведенной под смоитпрованным щитом. Траншею проводят взрыванием неглубоких шпуров или глубоких скважин, выбуриваемых из флажковых восстающих.

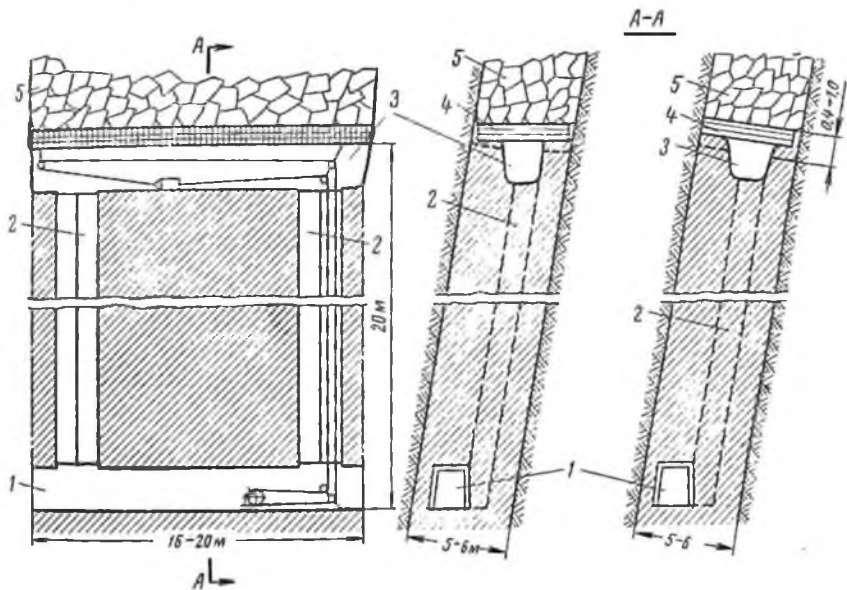


Рис. 154. Щитовая система разработки:

1 — откаточный штрек; 2 — восстающий; 3 — траншея (под щитом); 4 — щит; 5 — обрушенная порода

Очистная выемка заключается в разрушении опорных целиков на высоту 1,2—1,5 м, посадке щита на раздробленную руду и перпендической проходке траншеи под щитом. Разрушенная руда доставляется до восстающего по траншее скрепером (рис. 154). По данным Б. К. Миняева технико-экономические показатели щитовой системы более высокие по сравнению с обычной системой слоевого обрушения (табл. 23).

На основе исследований, проведенных институтом Унипроект под руководством Б. К. Миняева, были сделаны следующие выводы:

1. Производительность труда щитового рабочего в 2—3 раза выше, чем при обычной системе слоевого обрушения, а расход крепейных материалов в 2—3 раза ниже. Себестоимость добычи по основным затратам на 30—40% дешевле, скорость опускания очистных работ и производительность блока в 2—3 раза выше.

2. Щитовая система с одинарными щитами рекомендуется при разработке залежей мощностью от 4 до 6 м при слабой и средней крепости руд и вмещающих пород.

3. Рациональными параметрами щита являются: длина щита 20—30 м, ширина 3—5 м (ширина должна быть меньше на 1 м мощности рудного тела).

4. Затраты на монтаж щита окупаются при опускании его на 6—8 м.

5. Эффективность щитовой системы находится на уровне системы поэтажного обрушения с повышенной высотой подэтажа.

### § 6. Вариант системы слоевого обрушения с применением самоходного оборудования

Выше были описаны варианты системы слоевого обрушения с учетом тех или иных мероприятий по ее усовершенствованию. К числу возможных дополнительных мероприятий по усовершенствованию системы слоевого обрушения можно отнести применение погрузочно-доставочных машин ПДВ-2, изготавливаемых в СССР. Такие машины могут грузить руду в заходке и доставлять ее до рудоспускного отделения восстающего. Заходки в слое при работе машин ПДВ-2 целесообразно располагать под углом, обеспечивающим удобный заезд машины из слоевой выработки в заходку. Северо-Кавказский институт (проф. Н. С. Демин, аспирант Е. Н. Бахрушин) предложил вариант системы слоевого обрушения, учитывающий комплекс всех мероприятий по усовершенствованию системы: полевую подготовку, проходку разрезных траншей, разделяющих блок на два полублока, выемку руды в слое забоем-лавой с применением металлической сетки и металлической крепи (металлические стойки под металлические верхняки), доставку руды из забоя-лавы до разрезной траншеи с помощью машины ПДВ-2 (рис. 155).

Такой вариант системы рекомендуется при разработке крутых залежей мощностью более 10 м. Блок длиной 45 м подготавливают полевым штреком, откаточным ортом (под траншеей) и полевым восстающим. Нарезные работы состоят в проходке из откаточного орта этажной разрезной траншеи шириной 1,6 м на всю высоту этажа (45 м). Очистные работы ведут от всячего бока залежи к лежащему, начиная с проведения на уровне каждого выемочного слоя вдоль всячего бока отрезной заходки, после чего выемку осуществляют забоем-лавой. Вдоль этажной траншеи в пределах каждого выемочного слоя проводят выработку для сохранения стенок траншей при взрывных работах в лаве и размещения в ней машины ПДВ-2 в период взрывных работ. Работы в лаве можно организовать по графику цикла в сутки. При такой организации работ можно обеспечить производительность блока 450 т/сутки.

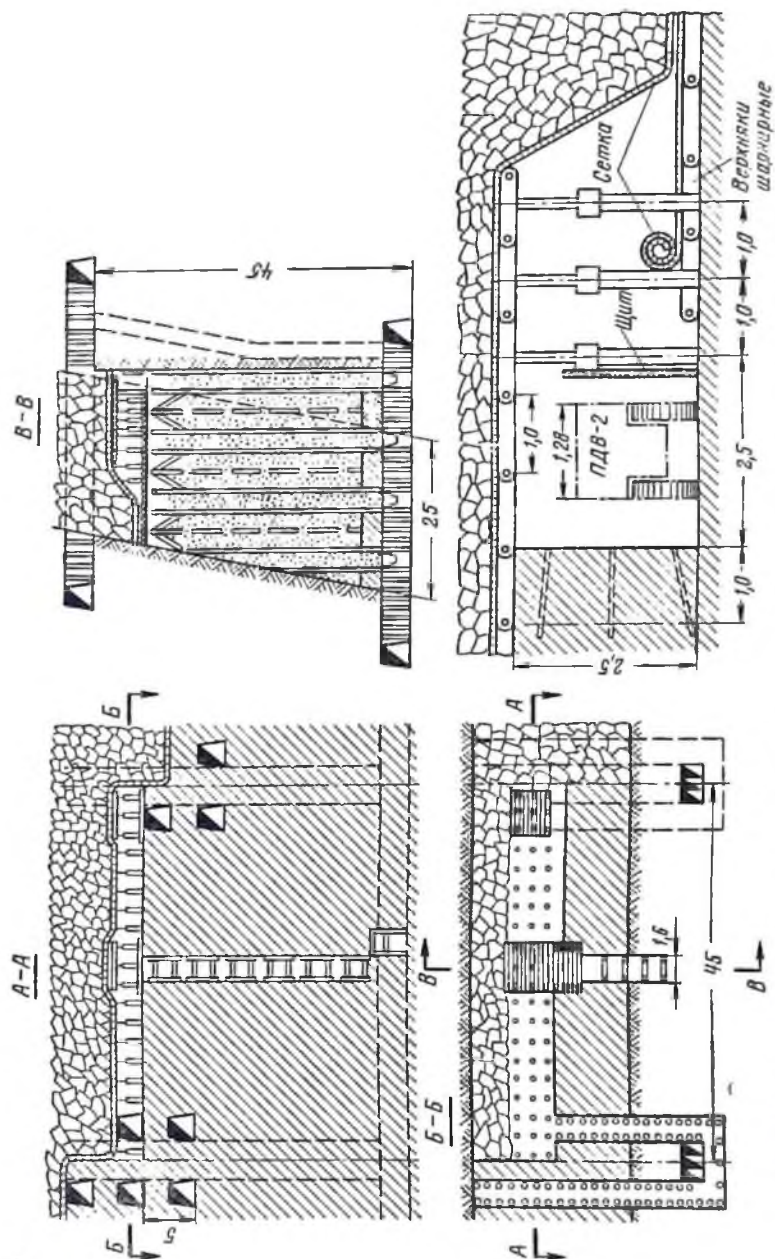


Рис. 155. Система словесного обрушения с применением самоходной погрузочно-доставочной машины

Сравнительные показатели усовершенствованного варианта по сравнению с обычным по расчетам авторов приведены в табл. 24.

Таблица 24

Показатели	Вариант	
	предлагемый	обычный
Процент выемки очистными работами . . .	90,1	87,2
Потери руды, % . . . . .	3,0	6,0
Разубоживание рудной массы, % . . . . .	3,0	5,0
Производительность труда, <i>т/смену</i> :		
бурильщика . . . . .	69,5	52,3
уборщика . . . . .	280	33,8
кремильщика . . . . .	105	42,0
забойного рабочего . . . . .	23,2	12,7
Расход:		
крепежного леса, <i>м<sup>3</sup>/т</i> . . . . .	0,004	0,05
ВВ, <i>кг/т</i> . . . . .	0,29	0,27
металлических стоек, <i>шт/т</i> . . . . .	0,0003	—
металлической сетки, <i>м<sup>2</sup>/т</i> . . . . .	0,095	—
металлических верхняков, <i>шт/т</i> . . . . .	0,0012	—
Сравнительная себестоимость по системе в условных единицах . . . . .	0,86	1,40

### § 7. Вариант системы слоевого обрушения для разработки пологих рудных тел

Применение системы слоевого обрушения при пологом падении имеет свои особенности — руду по восстающему спускают скрепером. Систему слоевого обрушения успешно применяют при падении рудного тела под углом 18—30° на Северо-Уральских бокситовых рудниках (СУБР) (рис. 156). Подготовительные работы в блоке заключаются в проведении штрека 1 по всяческому боку (лежащий бок в условиях СУБР имеет сложную конфигурацию). Из штрека через 40—45 м проходят восстающие 2. Из восстающего проводят слоевой штрек 3, после чего вынимают заходки 4 с обеих сторон блока. Руду в заходке по слоевому штреку и восстающему доставляют скреперными установками мощностью соответственно 7, 14 и 28 *квт*. Всякий бок обрушают после отработки трех заходок взрыванием штанговых шпуров 5, пробуренных в кровле слоевого штрека, и взрыванием стоек в отработанных заходках. Для вспомогательных целей в блоке проводят подэтажный штрек 6. При применении данной системы на СУБР достигли следующих показателей: производительность труда забойного рабочего 2,9—3,2 *м<sup>3</sup>/смену*; расход леса 0,09—0,11 *м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>* руды; расход ВВ 0,9—0,11 *кг/м<sup>3</sup>* руды; объем подготови-

тельных работ в блоке 8—10% по отношению к общему объему руды в блоке.

Кроме описанной системы при разработке рудных тел мощностью до 4 м на СУБР применяют вариант системы слоевого обрушения с выемкой руды уступным забоем по простиранию. Этаж наклонной высотой 60—70 м разделяют в этом случае на 2—3 уступа с опережением выемки верхнего уступа над нижним на 3—4 м. Руду в лаве по подэтажному штреку и по наклонному восстающему доставляют

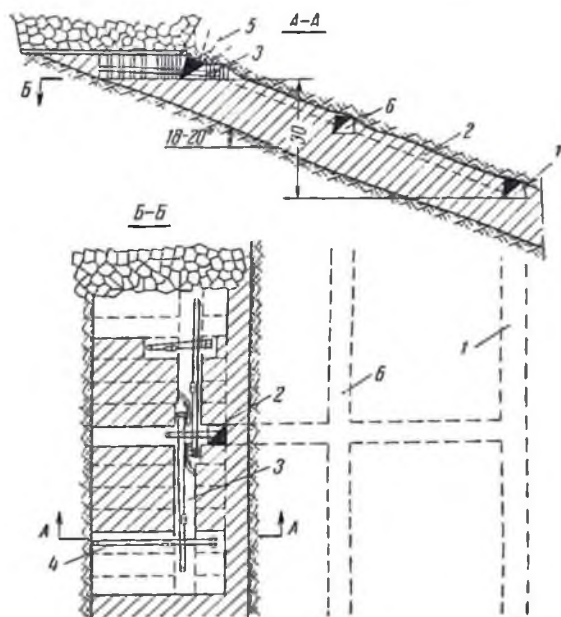


Рис. 156. Система слоевого обрушения для пологих рудных тел

скреперами. Шаг посадки 9—10 м. Кровлю рабочего забоя временно поддерживают штанговой крелью по сетке  $1,1 \times 1,1$  или  $1,2 \times 1,2$ . Производительность труда забойного рабочего при этом варианте системы увеличилась до  $4 \text{ м}^3/\text{смену}$ , а затраты на крепление снизились в два раза.

### § 8. Однослоевая система с выемкой руды длинными столбами

Как было отмечено ранее, рудные месторождения осадочного происхождения в основном представлены горизонтальными или пологими пластами или пластообразными залежами ограниченной мощности с малой крепостью руд. Типичным примером являются месторождения Никополь-Марганцевого бассейна. Условия

разработки таких месторождений позволяют в значительной мере использовать отечественный опыт угольной промышленности.

Основной системой разработки марганцевых месторождений является система разработки длинными столбами с выемкой столбов лавами или заходками. Руду в лавах или заходках ранее извлекали отбойным молотком с креплением забоя деревянной крепью. За последние 5 лет марганцевые рудники начали внедрять передвижную механизированную крепь «Марганец», за основу которой приняли конструкции передвижной крепи, применяемой в Подмосковном угольном бассейне. В связи с более тяжелыми условиями работы

Граница панели

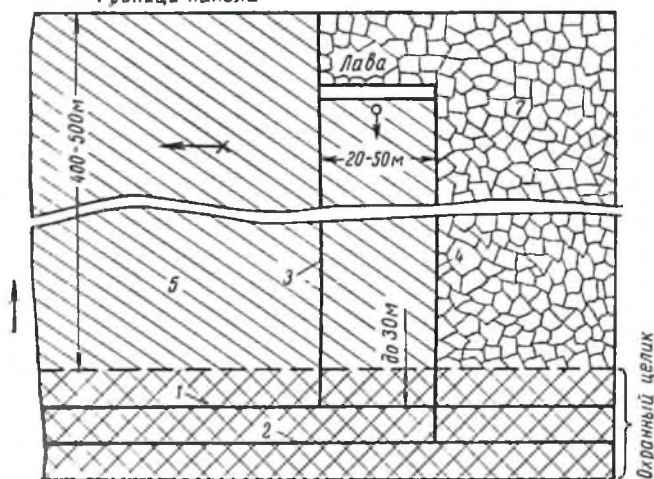


Рис. 157. План выемки столба механизированным комплексом:

1 — панельный откаточный штрек; 2 — панельный вентиляционный штрек; 3 — нарезной откаточный штрек; 4 — нарезной вентиляционный штрек; → направление главных штреков; X → направление выемки панели; O → направление выемки столба; 5 — массив, подлежащий очистной выемке; 6 — массив во временных целиках; 7 — пространство с обрушенной кровлей

такой крепи при выемке марганцевой руды, конструкцию передвижной крепи значительно усилили. Руду при применении передвижной механизированной крепи отбивают комбайном УКМ-1 с последующей доставкой руды конвейером.

Выемка заходками успешно осуществляется комбайном МБЛ с доставкой руды изгибающимся конвейером до откаточного штрека. Система разработки длинными столбами с выемкой столбов лавами представлена на рис. 157.

Выемку лавой с передвижной механизированной крепью применяют при мощности рудного пласта более 1,8 м, при меньшей мощности применяют выемку заходками. Приконтурную часть месторождения также выпинают заходками.

#### Техническая характеристика опытного механизированного комплекса «Марганец»

Производительность, т/смену . . . . .	До 180—200
Мощность вынимаемого пласта, м . . . . .	2—2,4
Длина лавы, м . . . . .	25
Мощность установленных двигателей комплекса, квт . . . . .	75





из парезных выработок 16,1%; суммарные потери руды при эксплуатации 10% (при работе механизированного комплекса «Марганец»); количество выдаваемой породы 10% от добычи руды.

Расход материалов на одну раму сборной железобетонной крепи при диаметре выработок соответственно 3,1; 2,9 и 2,75 м:

Металл, кг . . . . .	37	40	32,8
Бетон, м <sup>3</sup> . . . . .	0,14	0,134	0,125
Сталь на 1 м <sup>3</sup> бетона, кг . . . . .	292	278	260
Вес рамы, кг . . . . .	342	327	306

Производительность труда при выемке руды механизированными комплексами при суточной производительности шахты 1880 т (с учетом выемки приконтурной части залежи заходками) забойного рабочего составляет 11—12 т/смену; подземного рабочего 7,5 т/смену.

При освоении механизированных комплексов производительность труда может быть значительно повышена. В условиях разработки пластов глинистых руд длинные столбы можно вынимать механизированными комплексами типа ОМКТ, ОМКТ-м. МК, КМ-70 и КМ-87. Первые три можно применять при выемке пластов мощностью более 1,8 м, два последних — при выемке пластов мощностью от 1,1 до 1,9 м.

#### Техническая характеристика комплекса ОМКТ (при выемке угля)

Вынимаемая мощность, м . . . . .	1,8—2,5
Шаг передвижки, м . . . . .	0,7
Суточная добыча, т . . . . .	546
Производительность труда по участку, т/вход . . . . .	25
Себестоимость добычи 1 т угля, руб. . . . .	0,86

Комплексы ОМКТ и МК представлены соответственно на рис. 158 и 159.

Практика разработки одного из месторождений глинистых руд в 1967 г. подтвердила техническую возможность и экономичность применения указанных механизированных комплексов.

Интересным примером успешного применения механизированного комплекса КМ-87 является практика работы шахты «Краснолиманская» (Донбасс), на которой в октябре 1967 г. за 31 день было добыто из одной лавы длиной 120 м 150 600 т угля при продвижении лавы за месяц 237 м.

Возможности использования рудной промышленностью опыта угольных шахт еще далеко не исчерпаны, к ним следует отнести:

1) применение металлических стоек постоянного сопротивления М-20м, ТС и ГС;

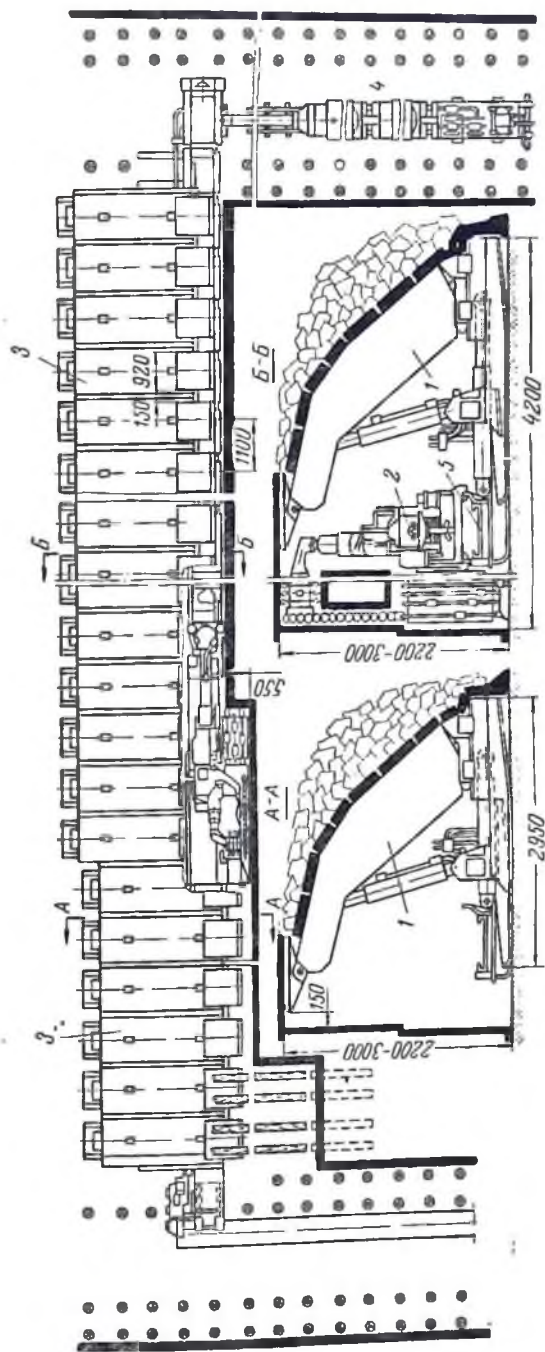


Рис. 158. Комплекс ОМКТ:

1 — крест ОМКТ; 2 — комбайн КУ-00; 3 — секция кресты; 4 — штрел; 5 — сиребитовый ковшедер

2) применение проходческих комбайнов типа ПК и методов скоростного проведения выработок;

3) широкое применение станков типа СБМ и других для проходки скважин (вместо восстающих);

4) применение гидростойки и гидротранспорта мягких глинистых руд;

5) применение щитовой крепи конструкции Н. А. Чпнакала (опытные работы начаты на Уральских медноколчеданных рудниках);



Рис. 159. Механизированный комплекс МК:  
1 — передвижная крепь; 2 — комбайн КШ; 3 — конвейер

6) применение гибких металлических перекрытий при системах слоевого обрушения (опытные работы начаты на рудниках СУБР при добыче бокситов);

7) применение буровнековой выемки при разработке тонких пластов мягких (глинистых) руд.

*К основным достоинствам систем с обрушением вмещающих пород относятся:* возможность применения при сложных условиях разработки (разрушенная руда, весьма неустойчивые вмещающие породы); возможность широкого применения при извлечении междукammerных целиков и потолочин; возможность высокой интенсивности разработки при системах с выемкой руды длинными забоями, с металлической крепью и металлической сеткой или гибким перекрытием; малые потери и разубоживание руды при хорошем настиле; меньшая себестоимость по сравнению с себестоимостью при системах с креплением и закладкой; возможность применения передвижной щитовой крепи и механизированных комплексов.

**Недостатки систем:** пожарная опасность при использовании деревянной крепи и мата; обрушение поверхности и вмещающих пород (если обрушение вызывает материальный ущерб); затруднительные условия вентиляции и сообщения с забоями при системе слоевого обрушения (при отсутствии полевых выработок); возможность полного развития очистных работ только в одном этаже.

Некоторые из этих недостатков отпадают при выемке руды лавой с применением металлической крепи, металлического мата (сетки) и разрезных траншей. В связи с внедрением конвейерного транспорта, металлической крепи и сетки, гибкого перекрытия и самоходного оборудования следует считать, что система слоевого обрушения будет конструктивно изменена в сторону значительного увеличения размеров блока, высоты вынимаемого слоя и длины забоя.

Технико-экономические показатели систем VI класса приведены в табл. 25.

Таблица 25

Система разработки	Производительность труда забойного рабочего, т/смену	Коэффициент извлечения руды	Коэффициент разубоивания руды	Расход леса, м <sup>3</sup> /т	Расход ВВ, кг/т
Слоевого обрушения с выемкой руды заходками	8—10	0,97—0,95	0,05—0,07	0,04—0,06	0,2—0,3
Слоевого обрушения с выемкой руды лавой и металлической крепью . .	15—25	0,97—0,95	0,03—0,05	0,01—0,015	0,2—0,3

**Примечание.** Показатели системы слоевого обрушения при гибком перекрытии п-щитовой крепи были указаны выше при рассмотрении вариантов системы. При освоении механизированных комплексов ОМКТ, ОМКТ-м, МК, КМ-70 и КМ-87 показатели очистной пемки горизонтальных и пологих пластов могут быть высокими. Производительность труда забойного рабочего на лучших угольных шахтах в СССР при применении механизированных комплексов достигает 50 т/смену (в 6—7 раз выше, чем в лавах без механизированных комплексов).

Большие достижения в области комплексной механизации добычи угля позволили переходить к следующему этапу технического прогресса на шахтах — созданию комплексно механизированных шахт с частичной автоматизацией основных производственных процессов или дистанционным управлением механизированными комплексами. В Подмосковном бассейне в 1966 г. начато строительство шахты «Восточно-Грызловская», на которой при разработке горизонтального пласта предусмотрены комплексы забойного оборудования, средства автоматического контроля и управления, применение проходческих комбайнов типа ПК-3м и ПК-9 и бункер-поездов, транспортирование угля от забоя до поверхности конвейерами. Нагрузка очистного забоя длиной 100 м при длине вынимаемого столба 1000 м составит до 1400 т в смену, производительность рабочего по шахте до 200 т в месяц (около 8 т в смену). Аналогичные шахты начали строить в Подмосковном бассейне (№ 39/40), Донбассе (шахта Октябрьская) и в других бассейнах. Условия работы на рудных шахтах более тяжелые, соответственно и показатели при механизированных комплексах, очевидно, будут ниже.

## Глава VIII

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД (VII КЛАСС)

#### § 1. Общие сведения

При системах с обрушением руды и вмещающих пород только часть руды (первая стадия очистной выемки) отбивают со значительным объемом буровзрывных работ; большее же количество руды (вторая стадия очистной выемки) добывают при ограниченном объеме буровзрывных работ или без буровзрывных работ. В последнем случае руда обрушается и перемещается под действием силы собственного веса и веса налегающих пород (системы этажного и подэтажного обрушения с самообрушением руды и вмещающих пород).

Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород широко применяют в практике разработки рудных месторождений. Эти системы обычно применяют как самостоятельные при выемке отдельных рудных тел или как вспомогательные при выемке целиков и потолочин, оставленных при других системах разработки.

Удельный вес систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород в общей добыче руд цветных металлов — около 20% и в добыче железных руд — около 50%, в том числе в добыче железных руд в Криворожском бассейне — более 70%. Наибольшее применение системы с обрушением руды и вмещающих пород имеют при разработке железорудных месторождений, что объясняется наличием благоприятных условий для их применения.

Общими условиями применения систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород являются: неустойчивые легкообрушающиеся вмещающие породы; возможность обрушения поверхности и вмещающих пород; незначительная ценность руды (системы с обрушением руды и вмещающих пород характеризуются высокими потерями и разубоживанием руды); отсутствие включений пустых пород и различных сортов руд (подземная сортировка и разделение руды по сортам при системах с обрушением руды и вмещающих пород исключены).

К VII классу относят следующие системы разработки блокамп: а) с разделением этажа на подэтажи (системы подэтажного обрушения) с применением мата; без применения мата (с выемкой руды камерами, с отбойкой руды веерообразными комплектами скважин штангового бурения; с отбойкой руды глубокими скважинами, подэтажного самообрушения);

б) без разделения этажа на подэтажи (системы этажного обрушения) с самообрушением руды в блоке; с принудительным обрушением руды в блоке с горизонтальными или вертикальными компенсационными камерами.

Системы VII класса применяют с отбойкой руды на зажатую среду (с малым компенсационным пространством или без компенсационного пространства).

Системы подэтажного обрушения разделяют на два вида — системы с применением и без применения мата. Системы с использованием мата широко применяли ранее, в настоящее время их практически не применяют, поэтому здесь они не рассмотрены. Системы разработки подэтажного обрушения без применения мата появились позднее, в настоящее время они являются основными.

## § 2. Системы разработки подэтажного обрушения без применения мата

Эти системы широко применяют при разработке железорудных месторождений и руд цветных металлов (рудники Кривого Рога, Урала, Алтая и других горнорудных районов). В основном применяют следующие варианты системы подэтажного обрушения: «камера над «дучками»; закрытый веер; с отбойкой руды глубокими скважинами; подэтажное самообрушение.

Все перечисленные варианты системы получили впервые свое конструктивное оформление в Криворожском бассейне. Наибольший удельный вес в настоящее время имеют варианты системы с отбойкой руды глубокими скважинами.

Вариант системы подэтажного самообрушения требует жестких условий его применения, находит весьма ограниченное применение (в Кривом Роге удельный вес этого варианта всего около 5%) и поэтому здесь не рассматривается.

*Общий порядок выемки этажа и подготовка блоков к очистной выемке при различных вариантах системы подэтажного обрушения.* Этаж высотой 60—80 м делят на блоки, блок — на подэтажи, подэтаж — на панели. Блоки располагают по простиранию или вкрест простирания в зависимости от мощности рудного тела. Подэтажи принимают высотой от 8 до 40 м (в зависимости от применяемого варианта системы и способа отбойки руды). Подэтаж при всех вариантах системы делят на панели, располагаемые по простиранию или вкрест простирания (рис. 160). Ширину панели принимают 7—30 м

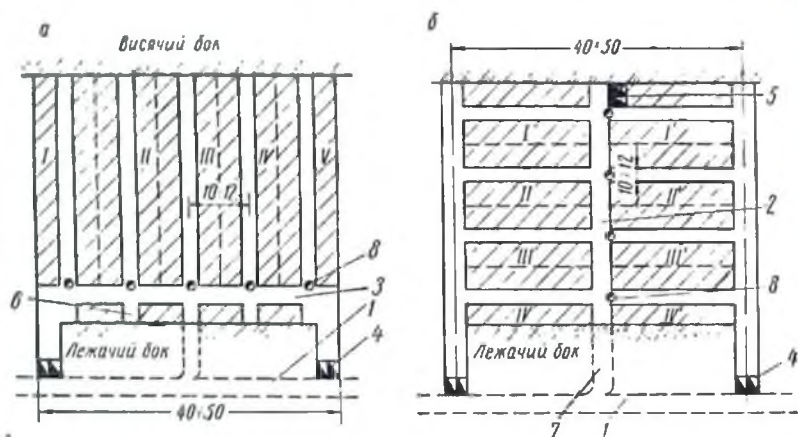


Рис. 160. Расположение панелей в подэтаже блока (план):

а — вквст прстираанию; б — по прстираанию; 1 — откаточный штрек; 2 — подвтаный орт; 3 — подвтаный штрек; 4 — полевой восстающий; 5 — рудный восстающий; 6 — намера для скреперной лебедки; 7 — орт на горизонте откатки; 8 — рудоспуск; I—V и I'—IV' — панели

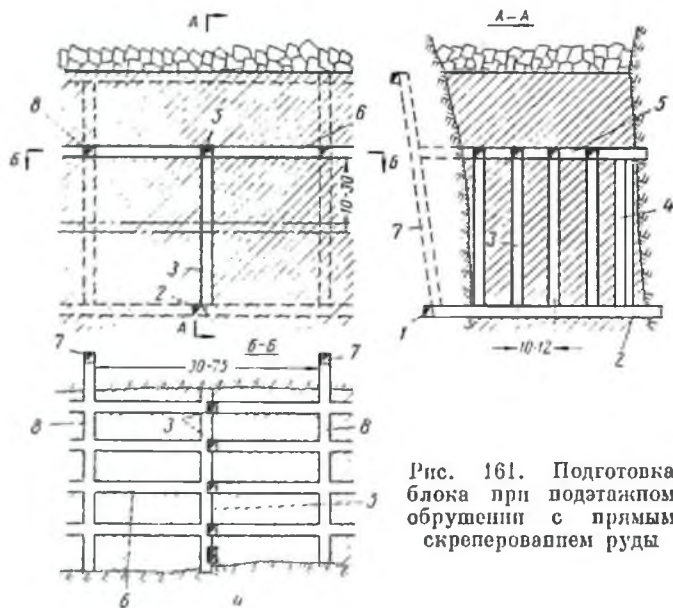


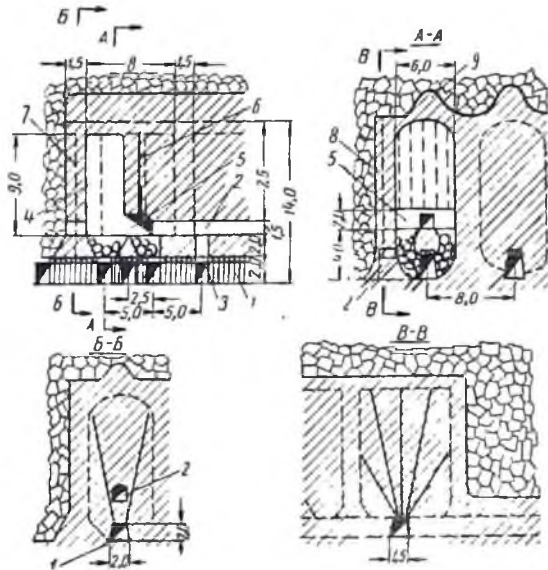
Рис. 161. Подготовка блока при подэтажном обрушении с прямым скреперовапнем руды



из расчета рудной площади панели не более 500—750 м<sup>2</sup>. Малые размеры панелей позволяют увеличить интенсивность отработки блока и значительно снизить горное давление.

Схему подготовки блока увязывают со схемой расположения панелей. На рис. 161 представлена схема подготовки блока с расположением панелей по простиранию и перепуском руды по рудоспуску непосредственно на откаточный горизонт. Полевой штрек 1 и полевой восстающий 7 проходят в лежащем боку за зоной сдвигаения пород. Из полевого штрека проводят орт 2 (в середине блока),

Рис. 162. Выемка панелей при варианте «камера над «дучками»



а из него рудоспуски 3. В каждом подэтаже проводят орт 5 и подэтажные штреки для скреперования 6 в соответствии с расположением панелей. По границам блока подэтажные штреки соединяют с вентиляционными восстающими 7 ортами 8. По контакту с висячим боком располагают вентиляционно-ходовой восстающий 4.

Выше был описан вариант подготовки с прямым скреперованием руды в рудоспуски, число их при такой схеме подготовки значительное. Чтобы уменьшить число рудоспусков, применяют аккумуляющую выработку (под подэтажным ортом) и спускают в нее руду через короткие рудоспуски. В этом случае число основных рудоспусков в блоке значительно сокращается. При такой схеме подготовки применяют двойное скреперование. В аккумуляющей выработке работают мощные скреперные установки.

Вариант системы подэтажного обрушения с выемкой руды камерами из подэтажных выработок («камера над «дучками») (рис. 162).

Каждую панель в подэтаже при рассматриваемом варианте системы выпмают камерами длиной до 12 м, шириной до 8 м с оставленным целичком со всех сторон камеры толщиной 1,5—2 м. Камеру при рассматриваемом варианте выпмают так же, как при системе подэтажных штреков (см. I класс систем). Порядок проведения нарезных и очистных работ при этом варианте следующий: выше панельной выработки 1 проводят подрезную выработку 2 и выпускные отверстия 3. После образования отрезной щели 4 и проведения открытой заходки 5 образуют приемные воронки путем бурения и взрывания

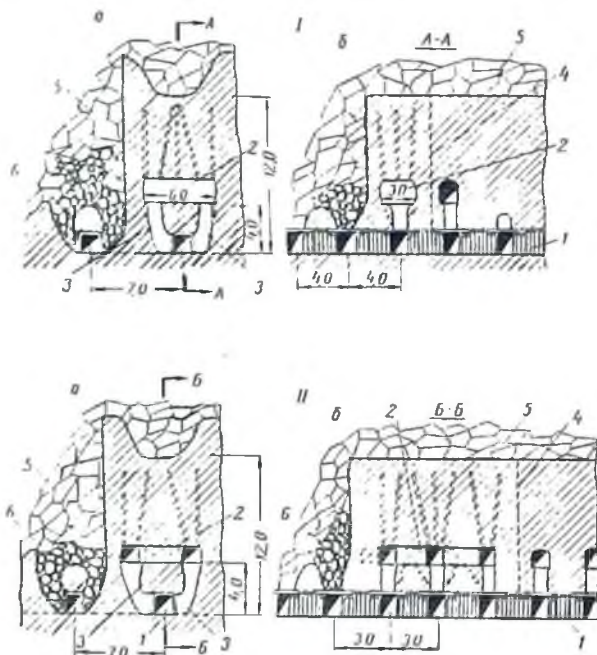


Рис. 163. Выемка панели при варианте «закрытый веер»:

I — выемка с подрезкой на одну пару выпускных отверстий; II — выемка с подрезкой на три пары выпускных отверстий; а — разрез по короткой стороне панели; б — разрез по длинной стороне панели; 1 — панельная выработка; 2 — подрезная камера; 3 — выпускная выработка; 4 — граница выпнимаемой части панели; 5 — обрушенная порода; 6 — обрушенная руда

комплектов неглубоких шпуров, после чего приступают к отбойке руды из заходки параллельными скважинами штангового бурения б. Аналогично отбивают руду из последующих открытых заходок. Отбитая руда через воронки и выпускные отверстия поступает в панельную выработку, по которой доставляется скрепером до рудоспуска. После выемки камеры обрушивают и взрывают соответствующие целички 7 и 8 по контуру камеры. При подрывке целиков потолочина 9 обрушается. Руда при обрушении целиков смешивается с обрушенной породой и может быть извлечена лишь частично.

Достоинствами данного варианта являются удобные и безопасные условия работы бурильщиков, высокая производительность труда и чистота руды, получаемой из камеры.

Существенными недостатками являются высокие потери руды в большой объем подготовительных и особенно нарезных работ.

Вариант системы подэтажного обрушения с отбойкой руды веерообразными комплектами глубоких шпуров или скважин («закрывтый веер») (рис. 163). Этот вариант применяют на шахтах Криворожского бассейна. Основное отличие варианта заключается в порядке и способе отбойки руды. Нарезными выработками панели являются панельная выработка и выпускные отверстия, подрезная камера длиной 6 м, шириной 3 м и высотой 2 м. Выпускные отверстия располагают по обе стороны панельной выработки через 4 м (длина вынимаемой секции). Для отбойки руды из подрезной камеры бурят веерообразно скважины штангового бурения в три ряда глубиной по 5—6 м. Отбитую руду выпускают в панельную выработку и по ней доставляют к рудоспуску. Руду можно вынимать одновременно в нескольких панелях с опережением панели по отношению к соседней на две-три секции. При более устойчивой руде панели вынимают секциями большей длины на три пары выпускных отверстий.

*Достоинства* варианта системы: высокая производительность труда забойного рабочего и особенно бурильщика, малый расход материалов, удобные и безопасные условия работы бурильщика.

*Недостатки* варианта: высокие потери и разубоживание руды, большой объем подготовительных и нарезных работ.

*Система подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами.* Эта система по существу является новой системой разработки. Производительность труда бурильщика при отбойке руды глубокими скважинами составляет 250—400 т/смену и более, а при штанговой отбойке всего 180—220 т/смену. Внедрению этой системы на рудниках Криворожского бассейна способствовали достижения буровой техники, предложения новаторов производства и проведенные исследования по обрушению и выпуску руды.

Систему разработки подэтажного обрушения глубокими скважинами широко используют на рудниках Криворожского бассейна (удельный вес отбойки глубокими скважинами свыше 60%). Есть основание рассчитывать, что рассматриваемая система наряду с системой этажного обрушения будет одной из основных систем при разработке рудных месторождений в СССР.

Приведем пример варианта системы подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими горизонтальными скважинами, широко применявшегося ранее в Криворожском бассейне (рис. 164).

Каждый подэтаж высотой 15—30 м вынимают отдельными панелями (панели на схеме расположены по простиранию). Их нарезают длиной до 25 м. При малой устойчивости руды размеры панели уменьшают. В каждой панели проводят нарезные выработки: два подэтажных штрека, два коротких восстающих с камерами для бурения глубоких скважин, выпускные выработки с приемными

воронкамп и подсечную выработку. Подсечку производят с учетом компенсации дополнительного объема руды при разрыхлении (при одновременном взрывании всех слоев подэтажа). Расстояние между выпускными отверстиями обычно 4 м. Одновременно с подсечкой панели бурят глубокие скважины из буровых камер. Скважины располагают веерообразно. Глубокие скважины в каждом из слоев панели имеют различное направление (см. рис. 164). Число глубоких скважин в слое панели зависит от размера панели и крепости руды.

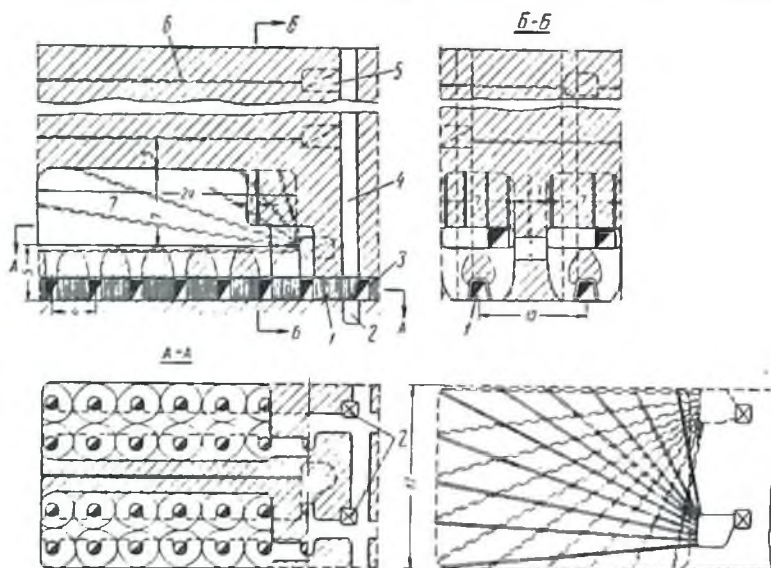


Рис. 164. Система разработки подэтажного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами:

1 — подэтажный штрек; 2 — рудоспуск; 3 — подэтажный орт; 4 — восстающий для буровых камер; 5 — буровые камеры; 6 — глубокие скважины; 7 — компенсационная камера

Диаметр их 85—105 мм и глубина от 10 до 25 м. Скважины бурят станками. Средняя производительность бурового станка в условиях Криворожского бассейна составляет 10—15 м/смену. Общая длина глубоких скважин в слое достигает 200—250 м. Выход руды с 1 м скважины составляет 20—40 т. Глубокие скважины заряжают специальными патронами ВВ увеличенного диаметра или гранулированными ВВ с использованием пневмозарядчиков. Одновременное взрывание глубоких скважин во всех слоях панели производят детонирующим шнуром.

Расход ВВ на 1 т отбитой руды 200—300 г. Отбитую руду выпускают в панельные выработки и по ним доставляют скрепером

до рудоспусков. Из них руда поступает в аккумулирующий орт и непосредственно на откаточный горизонт.

*Достоинствами* рассматриваемого варианта являются: высокая производительность труда, высокая интенсивность выемки, малый расход материалов. Потери и разубоживание руды при рассматриваемом варианте значительно уменьшаются при правильно принятых конструктивных элементах системы.

Эффективность рассматриваемого варианта системы повышается при подсечке панели скважинами штангового бурения (рис. 165), траншеями или взрыванием руды из подсечной выработки веерными комплектами скважин. Указанные способы подсечки позволяют увеличить производительность труда бурильщика при подсечке до 100—120 вместо 35—40 *т/смену* при мелкошпуровом способе подсечки.

Отбойка руды горизонтальными скважинами связана со значительным объемом нарезных работ. В связи с развитием техники буровых работ (возможность бурения глубоких скважин буровыми агрегатами в любом направлении) более эффективным вариантом системы подэтажного обрушения является вариант с отбойкой руды восходящими веерами скважин на компенсационные камеры или при соответствующих горногеологических условиях в зажатой среде (рис. 166). Применение отбойки руды веерами восходящих скважин позволяет значительно сократить объем нарезных работ.

Отбойка руды в зажатой среде при соответствующих горногеологических условиях (ограниченная ценность руды, выраженная трещиноватость руд, высокое горное давление и сложность образования компенсационных камер) и при соответствующих параметрах отбойки позволяет иметь минимальный объем нарезных работ, улучшить дробление руды и резко повысить интенсивность выпуска руды из панели при применении соответствующих транспортных средств (мощные скреперные установки при небольших расстояниях доставки, самоходное погрузочно-транспортное оборудование, конвейеры).

Большие исследования по отбойке руды в зажатой среде за последние 10 лет были проведены на многих горнорудных предприятиях СССР (апатитовый рудник им. С. М. Кирова, рудники Зырянского свинцового комбината, рудники Норильского горнометаллургического комбината, Салавский рудник, рудник Моллбен, железные рудники Криворожского бассейна и многие другие) под

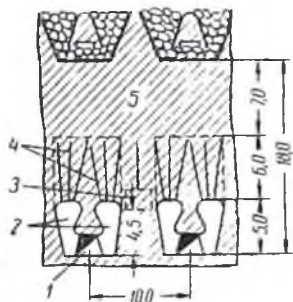


Рис. 165. Поперечный разрез панели при подсечке штанговыми шпурами:

1 — панельная скреперная выработка; 2 — будущие выпускные отверстия; 3 — выработка во временном пелине между подсечными камерами; 4 — штанговые шпуры для образования подсечной камеры; 5 — массив руды, взрываемый после подсечки двумя веерами глубоких горизонтальных скважин

руководством чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова, акад. АН УССР Г. М. Малахова, проф. В. Р. Именитова, докт. техн. наук С. Л. Иофина, докт. техн. наук М. Д. Фугзана и многих других

ученых и работников производства. Результаты проведенных исследований были детально обсуждены на Всесоюзном совещании 12—14 мая 1965 г. в Москве, которое приняло ряд важных решений:

1) считать одностадийную выемку с массовой отбойкой руды прогрессивным направлением в совершенствовании систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород;

2) рекомендовать шире использовать при соответствующих условиях положительный опыт применения одностадийных вариантов систем подэтажного и этажного обрушения;

3) применять при системах с одностадийной выемкой отбойку как в зажиме, так и на подконсольное пространство в зависимости от горногеологических условий;

4) при проектировании и проведении одностадийной выемки учитывать следующие результаты выполненных исследований:

а) с увеличением толщины отбиваемого в зажатой среде рудного слоя до 20—25 м при многорядном короткозамедленном взрывании обеспечивается улучшение качества дробления крепких руд;

б) для хорошего дробления массива в зажатой среде не требуется повышенного расхода ВВ на отбойку. Следует применять большие заряды ВВ только в первом ряду для обеспечения уплотнения зажимающей среды;

в) при отбойке в зажатой среде целесообразно увеличивать коэффициент сближения зарядов и переходить на шахматное расположение глубоких верных скважин;

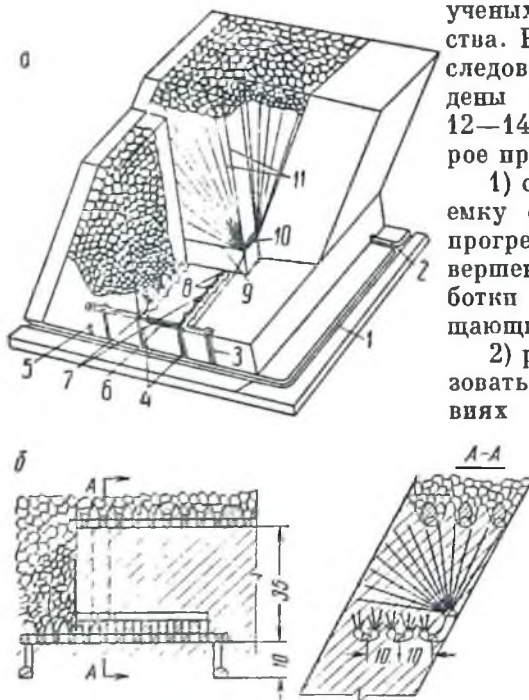


Рис. 166. Система подэтажного обрушения с отбойкой руды вертикальными слоями в зажатой среде:

а — общий вид; б — разрезы по простиранию и вкост простирания; 1 — полевой откаточный штрек; 2 — откаточный орт; 3 — людской ходок; 4 — рудопуск; 5 — людской ходок; 6 — соединительный орт; 7 — штреки скреперования; 8 — выпускные отверстия; 9 — горизонт подвески; 10 — подсечной штрек; 11 — глубокие скважины

г) при отбойке в зажатой среде образовывается призабойная щель или зона более разрыхленной руды по сравнению с остальной отбитой рудой, что вызывает необходимость специальных режимов выпуска руды под обрушенными породами.

В результате исследований, проведенных за последние годы, докт. техн. наук М. Д. Фугзан пришел к заключению, что толщина отбиваемого в зажатой среде слоя (секции) может достигать 30 м и более; в рудах, склонных к слеживанию, а также при вмещающих породах, содержащих глинистые частицы, толщина взрываемого слоя не должна превышать 15—18 м. Исследование отбойки руды

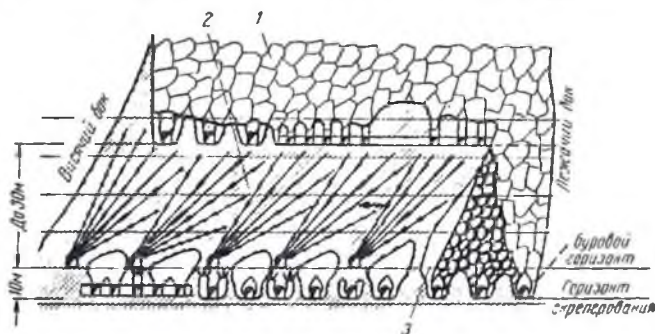


Рис. 167. Вертикальный разрез панели подэтажа вкост простирания:

1 — отработанный подэтаж; 2 — разрабатываемый подэтаж; 3 — подконсольное компенсационное пространство (малого объема); → направление выемки панели

в зажатой среде должно продолжаться. Применению отбойки руды в зажиме должны предшествовать опытные работы в производственных условиях.

Ниже приведено краткое описание одного из вариантов системы подэтажного обрушения с отбойкой руды на подконсольное пространство. Этот вариант применяется в Криворожском бассейне. Достоинством его является устранение переуплотнения руды и высокие показатели очистной выемки (рис. 167). Вариант был предложен и внедрен группой криворожских работников под руководством акад. АН УССР Г. М. Малахова. Сущность варианта заключается в последовательной отбойке наклонных слоев руды (в панели) толщиной 20—30 м на наклонную подсечку.

Обрушение наклонных слоев производится параллельными веерами глубоких скважин, пробуренных из буровых штреков. Расстояние между веерами (л. п. с.) 3,5 м. Число вееров при длине размера панели по простиранию 25 м равно 7. Число скважин в веере 5—6. Эффективность варианта повышается при разбуривании подэтажа из выработок скреперования (снижение объема нарезных работ).

В условиях месторождений Кривого Рога при этом варианте достигнуты следующие показатели: производительность забойного рабочего 60 т/смену, интенсивность выпуска 2,5 т/м<sup>2</sup> площади подэтажа, потерп 12%, разубоживание 6,5%, месячная производительность забоя 10 тыс. т, количество нарезных выработок

4,7 м/1000 т руды, себестоимость добычи 1 т руды из очистных работ 0,35 руб.

*Вариант системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды.*

Массовый торцовый выпуск руды был предложен и широко исследован в 1961—1964 гг. чл.-корр. АН СССР М. И. Агошковым, канд. техн. наук А. В. Будько, Н. А. Кривенковым и другими исследователями на руднике Молибден Тырныаузского комбината. Эти исследования показали большую перспективность торцового выпуска руды и возможность увеличения производительности забойного рабочего при использовании погрузочно-доставочного самоходного оборудования до 30 м<sup>3</sup>/смену. Позже исследования по торцовому

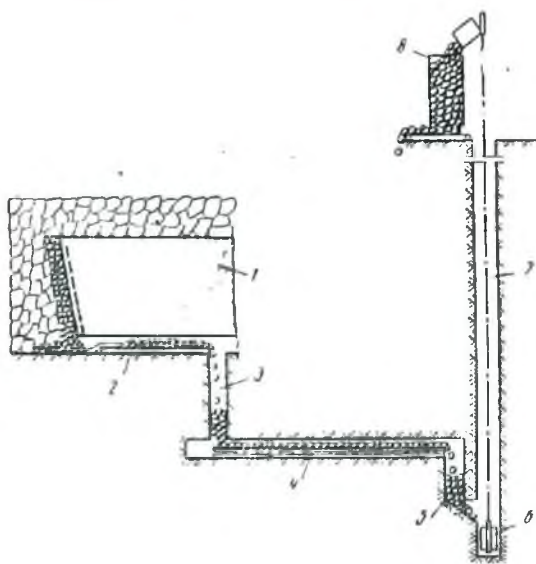


Рис. 168. Схема торцового выпуска руды при поточной организации работ:

1 — подэтаж; 2 — конвейер в подэтажной выработке; 3 — рудоспуск; 4 — конвейер на основном горизонте; 5 — бункер; 6 — скат; 7 — ствол; 8 — бункер на поверхности

выпуску руды были широко поставлены на Алтайских полиметаллических рудниках под руководством докт. техн. наук С. Л. Иоффа. Были разработаны и исследованы варианты системы с торцовым выпуском руды с применением вибрационного оборудования и с выпуском руды на вибрационный питатель с последующим перемещением руды конвейерами.

Последний вариант представляет особый интерес (работа канд. техн. наук В. В. Шкарпетина) в связи с возможностью организации поточного метода разработки. Исследования показали, что минимальные потери руды составляют 6% и разубоживание 12%, которые обеспечиваются при высоте отбиваемого слоя (подэтажа) 20—25 м, его толщине 3—4 м, угле наклона обрушаемого массива 80—90°, глубине внедрения виброштателя 2—2,5 м и отставании погашения козырька на 1,5—2 м.



Принципиальная схема поточной разработки с применением системы подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды представлена на рис. 168.

*Варианты системы подэтажного обрушения на зарубежных рудниках.* Из зарубежного опыта представляет интерес вариант с торцовым выпуском руды. Веера скважин бурят непосредственно из подэтажных штреков или ортов, обрушенную руду грузят погрузочными машинами в самоходные вагонетки. Порядок ведения работ при рассматриваемом варианте системы (рис. 169, а) следующий: из полевого штрека 1 проходят в лежачем боку рудоспускки 2 (на шведском

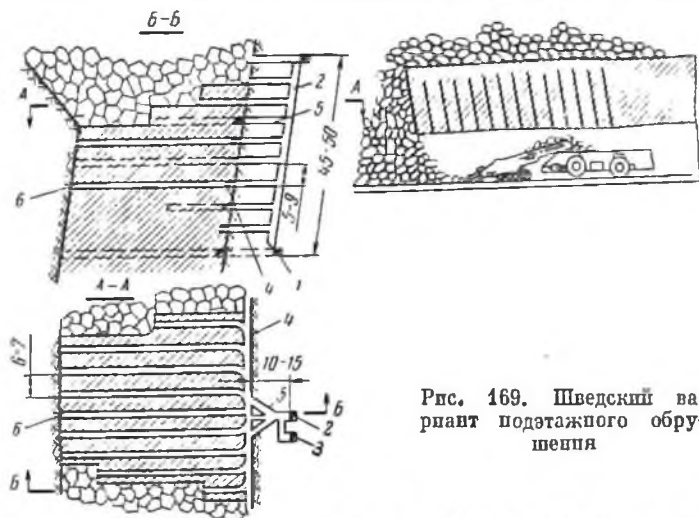


Рис. 169. Шведский вариант подэтажного обрушения

руднике «Кируна» их проходят через 200—250 м). Рядом с рудоспуском проходят ходовой восстающий 3. Через 400—500 м между главными горизонтами проводят уклоны под углом  $10^\circ$  для доставки с горизонта на горизонт и в отдельные подэтажи самоходного оборудования. На каждом подэтаже высотой 5—10 м проводят подэтажные штреки 4, соединяемые с рудоспуском и ходовым восстающим квершлагами 5. Из подэтажного штрека через 6—7 м проводят подэтажные орты 6 до всячего бока.

Руду отбивают веерами глубоких шпуров от всячего к лежащему боку. Шпуры диаметром 32—38 м.м бурят перфораторами на самоходных буровых каретках. Производительность буровой установки до 150 м/смену. После взрыва комплекта шпуров руду грузят машинами типа «Джой» (с загребаящими лапами) на гусеничном ходу в самоходные вагонетки емкостью 12—15 т (рис. 169, б). Производительность одной погрузочной машины с прикрепленным к ней двумя самоходными вагонетками достигает 1000 т руды в смену. Рассмотренный вариант широко применяют на шведских рудниках

при устойчивой руде (без крепления подэтажных выработок). Объем нарезных работ при этом варианте небольшой в связи с отсутствием коротких рудоспусков, переходящих в приемные воронки.

Важнейшими конструктивными элементами рассмотренного варианта системы являются: вертикальное расстояние между выемочными выработками (высота подэтажа), горизонтальное расстояние между выемочными выработками (ширина целика), угол наклона комплектов скважин, линия наименьшего сопротивления комплекта скважин (толщина отбиваемого слоя руды).

Выполненные исследования на зарубежных рудниках (железные рудники Швеции, медный рудник «Муфулра» и др.) позволили

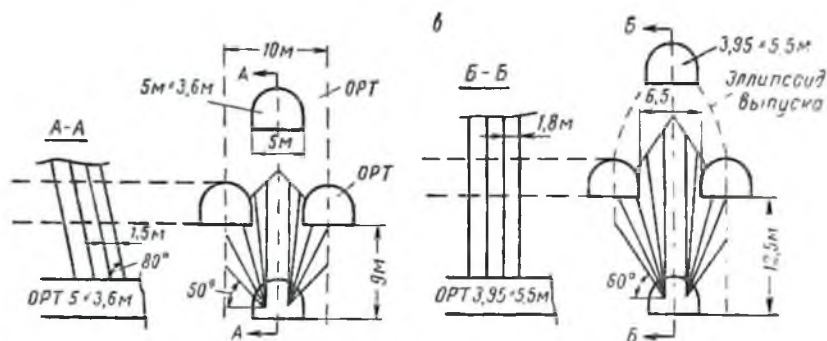


Рис. 170. Конструктивные элементы подэтажной отбойки на шведских железных рудниках:

а — существующий вариант на руднике «Кируна»; б — проектируемый вариант на руднике «Норберг»

установить оптимальные размеры конструктивных элементов подэтажной отбойки:

1) высота подэтажа 15—18 м (на практике обычно колеблется в пределах 7—15 м);

2) расстояние между ортами 10 м, ширина целика между ними 6 м (эти расстояния должны быть увязаны с шириной эллипсоида выпуска);

3) угол наклона комплектов скважин в пределах 60—120° в зависимости от размеров рудных и породных кусков (чаще 90—110°). Шведские исследователи И. Я. Неллид и Р. Квашл рекомендуют следующие углы наклона в зависимости от отношения размеров кусков руды и породы:

Отношение размеров кусков руды и породы	Угол наклона
$K_p/K_n > 1$	$\alpha < 90^\circ$
$K_p/K_n = 1$	$\alpha = 90^\circ$
$K_p/K_n < 1$	$\alpha > 90^\circ$

4) толщина отбываемого слоя руды в пределах 1,8—2,1 м.

Конструктивное оформление подэтажной отбойки на шведских рудниках «Кируна» и «Норберг» приведено на рис. 170. Из схем следует, что имеется тенденция к увеличению высоты подэтажа и ширины подэтажной выработки. Приведенные выше параметры, несомненно, должны уточняться в зависимости от местных условий. Недостатком шведского варианта системы подэтажного обрушения являются повышенные потери и разубоживание руды (потери до 12—15%, разубоживание до 25—30%). Основным достоинством являются высокие производительность труда и интенсивность очистной выемки; производительность труда в очистных работах достигает 80—85 т/смену, по руднику до 20—30 т/смену.

### § 3. Система этажного самообрушения руды

*Сущность системы (рис. 171).*

Этаж высотой от 40—60 до 80—100 м разделяют на блоки площадью от 30×30 до 50×50 и более м. В основании блока проводят выработки откаточного горизонта, горизонта скреперования (или грохочения) и горизонта подсечки.

Подсечные выработки проводят с оставлением временных горизонтальных опорных целиков. Одновременно по границам блока в вертикальной плоскости проводят окаймляющие горизонтальные выработки, ослабляющие связь блока с соседним массивом руды. Окаймляющие выработки иногда заменяют вертикальной щелью образуемой по контуру блока (от основания до половины высоты блока).

При искусственном разрушении опор в основании блока происходит самообрушение руды, постепенно заполняющей подсечное пространство. По мере выпуска руды самообрушение руды распространяется на верхние части блока. Обрушающаяся руда раскалывается на куски под действием силы собственного веса и веса обрушенных пород. До 90—93% руды от общего запаса руды в блоке добывают без буровзрывных работ.

Достоинства системы этажного самообрушения заключаются в весьма высоких показателях производительности труда и малом расходе материалов. Недостатками системы являются высокие

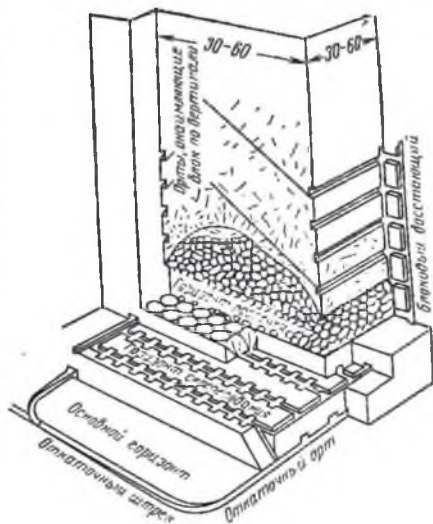


Рис. 171. Общий вид системы этажного самообрушения

потери при разубоживании руды при ее выпуске. Экономический ущерб от потерь при разубоживании уменьшается при наличии во вмещающих породах значительного количества полезных компонентов. В этом случае можно увеличить общее количество руды, выпускаемой из блока. Система этажного самообрушения широко распространена при разработке медно-норфировых руд в США.

В СССР система этажного самообрушения была впервые применена в 1948—1950 гг. на руднике им. Дзержинского в Кривом Роге и применялась в 1950—1956 гг. на ряде шахт Криворожского бассейна и отдельных рудниках цветной металлургии. Однако удельный вес этой системы в настоящее время небольшой, что объясняется заменой ее более производительными вариантами систем подэтажного и этажного принудительного обрушения, условия применения которых не ограничены жесткими требованиями.

*Условия применения системы этажного самообрушения руды.* Помимо общих условий применения систем с обрушением руды и вмещающих пород, при системе этажного самообрушения необходимы следующие горногеологические условия: 1) мощность рудного тела не менее 25—30 м; недостаточная мощность рудного тела вызывает увеличенный объем подготовительных и нарезных работ на 1 т добываемой руды и недопустимо высокие потери при разубоживании; 2) склонность руды к самообрушению кусками небольших размеров или способность ее дробиться после обрушения под давлением вышележащей руды и породы; это важнейшее условие может быть соблюдено только при строго определенных физических свойствах руды, оно резко ограничивает область применения системы; залежи, разрабатываемые системой этажного самообрушения, характеризуются интенсивной трещиноватостью руды, слоистостью ее или наличием в рудном массиве прослоек мягких минералов; 3) незначительная ценность руды (высокие потери и разубоживание руды, свойственные данной системе, вызывают значительный экономический ущерб при разработке высокоценных руд); 4) наличие полезных компонентов во вмещающих породах, что уменьшает экономический ущерб от засорения руды вмещающей породой; 5) низкое содержание серы в руде, так как наличие большого количества серы при трении отдельных кусков обрушаемой руды может вызвать ее самовозгорание; 6) отсутствие склонности руды к слеживанию и быстрому окислению.

Из других условий успешного применения системы этажного самообрушения следует отметить необходимость организации обогащения разубоженной руды и увеличение интенсивности выпуска руды. Обогащение разубоженной руды позволит увеличить общее количество выпускаемой руды и тем самым снизить потери металла.

С целью уменьшения горного давления размер блока по линии простирания следует принимать не более 40—50 м. Блоки в пределах шахтного поля целесообразно обрабатывать от центра месторождения к флангам.

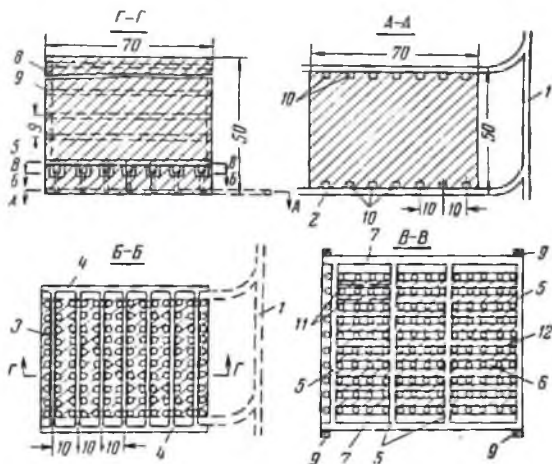
Для повышения интенсивности выпуска необходимо также применять производительные средства доставки — мощные скреперные установки, конвейеры, самоходное оборудование.

Применение системы этажного самообрушения при разработке рудных месторождений в СССР \*. Упрощенные схемы горизонтов и вертикальный разрез блока показаны на рис. 172.

Отработанный участок сложен рудами с различными механическими свойствами, крепость которых изменяется от 3 до 6. Висячем боку пласта залегали гидрогематитовые роговки мощностью до 5 м, крепостью 6—8, содержащие 35% Fe. Роговки находились

Рис. 172. Система этажного самообрушения:

1 — полевой штрек; 2 — откаточный орт; 3 — штрек скреперования; 4 — соединительный орт на горизонте скреперования; 5 — штрек, соединяющий подсечные орты; 6 — выработка, соединяющая выпускные отверстия; 7 — соединительный орт на горизонте подсечки; 8 — оаимляющие выработки на границе блока; 9 — восстающий, неиспользуемый для проходки оаимляющих выработок; 10 — рудоспуск; 11 — глубокие сваины, пробуренные из штрена для разрушения опорных целиков руды на горизонте подсечки; 12 — временный целик



в контакте с глинисто-серпидитовыми сланцами крепостью 2—3. Лежащий бок представлен роговками крепостью 8, содержащими до 37% Fe. Блок имел размеры  $70 \times 50 = 3500 \text{ м}^2$  с высотой этажа 51 м.

На откаточном горизонте проведены штрек в лежащем боку залежи и два орта. Из ортов через 10 м пройдены короткие рудоспуски до горизонта скреперования. На горизонте скреперования через 10 м проведены параллельные штреки сечением  $2,2 \times 2,2 \text{ м}$ , соединенные у границ блока вентиляционными ортами сечением  $2 \times 2 \text{ м}$ . Расположение горизонта скреперования на 7 м выше откаточного горизонта обеспечило устойчивость откаточных выработок и позволило аккумулировать руду в рудоспусках для уменьшения зависимости работы подземного транспорта от работ по выпуску руды. Из штренов горизонта скреперования через каждые 5 м в обе стороны пройдены

\* Описание приведено по результатам отработки блока рудника им. Дзержинского (Криворожский бассейн) системой этажного самообрушения с горизонтом скреперования.

короткие рудоспуски до горизонта подсечки. Штреки горизонта скреперования закреплены неполными рамами, а в местах сопряжений штреков с выпускными выработками установлены металлические станки. При усиленном давлении сопряжения выработок скреперования с выпускными выработками закрепляют металлической податливой крепью (СП-28) (рис. 173). Выпускные отверстия перекрывают при необходимости деревянными пластинами, вставленными в пазы крепи. В подошве штреков скреперования уложены рельсы, а деревянные стойки крепи внизу обшиты полосовым железом.

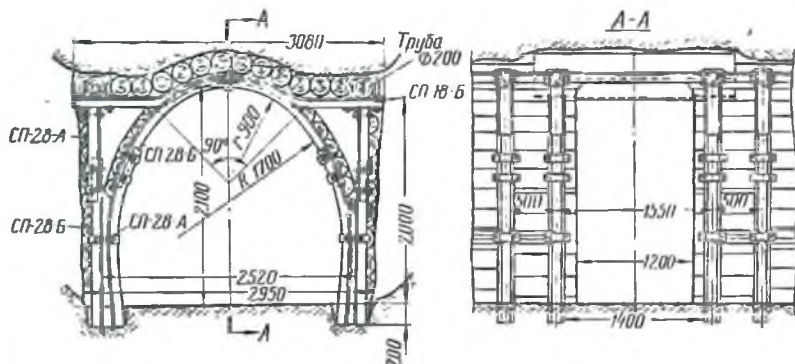


Рис. 173. Крепление сопряжения выпускной выработки со штреком скреперования

Чтобы отделить блок от массива, провели отрезные восстающие по углам блока и подэтажные окаймляющие орты и штреки сечением  $1,8 \times 2,2$  м через 8—10 м по вертикали. Для подсечки блока провели на горизонте подсечки орты, соединенные по линии выпускных отверстий штреками. Образовавшиеся в результате проведения подсечных выработок целки разбурили из штреков рядами горизонтальных скважин длиной по 9—10 м каждая. После взрыва целков руду последовательно выпускали по заранее составленной планеграмме (начиная от лежачего бока). Правильный и равномерный выпуск руды из блока — одно из важнейших мероприятий по уменьшению потерь и разубоживания руды при рассматриваемой системе.

При подготовке и нарезке блока было пройдено 781 м подготовительных и 4278 м нарезных выработок. Соотношение запасов по видам работ к общим запасам блока составило (%):

В днище между горизонтами откатки и подсечки . . . . .	21,4
Из подготовительных работ . . . . .	0,7
Из нарезных работ . . . . .	5,3
Из очистных работ (выпуск обрушенной руды) . . . . .	72,6

(в том числе подсечка 3,8%, воронки 0,8%, самообрушающийся массив 68%). Днище входит в запас блока при отработке нижележащего этажа.

#### § 4. Система этажного принудительного обрушения

Общая схема системы представлена на рис. 174. Отличие рассматриваемой системы от этажного самообрушения заключается в том, что обрушение руды в блоке после подсечки происходит не под

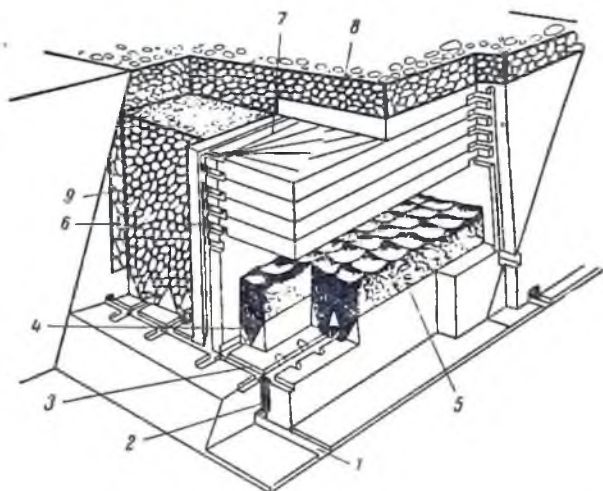


Рис. 174. Общий вид системы этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами:

- 1 — горизонт откатки;
- 2 — рудоспуск; 3 — горизонт сиреперовашия;
- 4 — выпускные отверстия; 5 — горизонт подсечки; 6 — буровые шпиги;
- 7 — глубокие скважины;
- 8 — залегающие пустые породы; 9 — руда

действием силы веса руды и обрушающихся пород, а в результате взрывания зарядов глубоких скважин. Глубокие скважины располагают рядами в блоке через определенное расстояние (массовое взрывание всех рядов глубоких скважин производят с небольшим интервалом во времени).

Опытные работы по освоению системы этажного принудительного обрушения были начаты в Криворожском бассейне еще до 1941 г. После 1945 г. эту систему успешно применили на ряде железных рудников и рудников цветной металлургии: рудник им. Дзержинского (Кривой Рог), Высокогорский рудник (Урал), Таштагольский рудник (Сибирь), рудник «Заполярный», Лениногорский и Зыряновский рудники и другие.

По технико-экономическим показателям рассматриваемая система относится к числу весьма эффективных, область применения ее более широка, чем системы этажного самообрушения. При системе этажного принудительного обрушения достигается более равномерное дробление руды (уменьшаются затраты на вторичное дробление) и улучшаются условия выпуска руды.

Условия применения системы этажного принудительного обрушения. Систему этажного принудительного обрушения применяют не только в слабых, но и в крепких рудах, при менее выдержанных контурах рудного тела (границы обрушения могут быть установлены соответствующим расположением глубоких скважин) и при меньшей

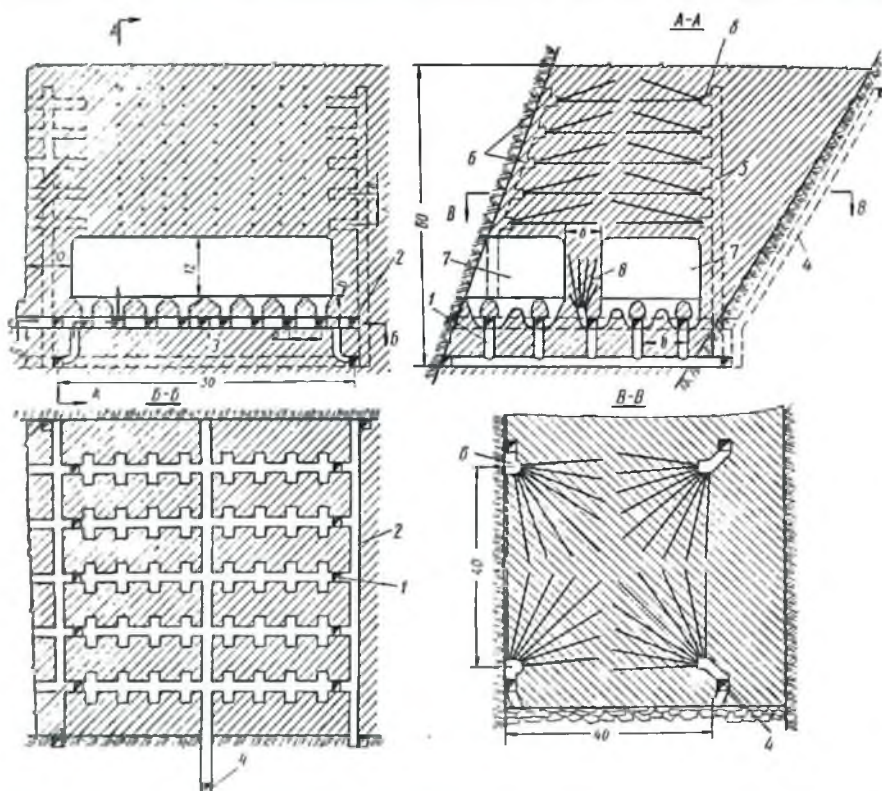


Рис. 175. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды глубокими скважинами на горизонтальные компенсационные камеры

минерализации вмещающих пород (управляемый процесс обрушения позволяет избежать засорение руды вмещающими породами). Другие условия применения примерно те же, что и при системе этажного самообрушения.

Систему этажного принудительного обрушения применяют с отбойкой на горизонтальные или вертикальные компенсационные камеры, а также без компенсационных камер.

Система этажного принудительного обрушения руды на горизонтальные компенсационные камеры (рис. 175). Размер блока по линии простирания 40—50 м, размер вкрест простирания обычно



равен мощности залежи. На участках с высоким горным давлением на шахтах Криворожского бассейна обрабатывают блоки уменьшенного размера (площадью 800—1200 м<sup>2</sup> при шприве 20—30 м). Блок к очистной выемке подготавливают комплексом выработок на горизонтах откатки, скреперования и подсечки. Для вентиляции проводят вентиляционный орт 3 и полевой восстающий 4. Для разбуривания массива руды в блоке проходят буровые восстающие 5 с буровыми камерами 6. Руду с горизонта скреперования на горизонт откатки выпускают по рудоспускам 1. Для сообщения проводят соединительные орты 2. Начальной стадией очистных работ является проходка двух горизонтальных компенсационных камер 7, между которыми оставляют временный целик 8. Площадь подсечной камеры принимают в соответствии с устойчивостью руды в блоке (в условиях Криворожского бассейна от 300 до 1000 м<sup>2</sup>), высоту камер принимают из расчета компенсации увеличения объема руды при разрыхлении. Компенсационную камеру образуют как и при варианте камера над «дучками».

Руду в блоке отбивают слоями толщиной 6—7 м взрывашем вееров глубоких скважин. В первую очередь взрывают временный целик, после чего взрывают массив блока слоями с миллисекундными интервалами замедления. Руду выпускают так же, как и при системе этажного самообрушения. При уменьшенных размерах блока его разбуривают из двух восстающих. Расход ВВ в условиях Криворожского бассейна составляет 0,20—0,30 кг/м. Наиболее высокие показатели при данной системе достигнуты на шахте «Гигант» рудника им. Дзержинского:

Удельный объем подготовительных и нарезных работ на	
1000 м, м	1,9
Производительность труда рабочего забойной группы,	
т/смену	60
Себестоимость добычи 1 т руды по участку, руб.	0,49
Потери, %	15
Разубоживание, %	10

*Система этажного принудительного обрушения руды на вертикальные компенсационные камеры* (рис. 176). Эту систему обычно применяют при разработке крепких руд при наличии в рудном массиве тектонических нарушений, когда шпрокне камеры могут привести к преждевременному обрушению массива руды; при невозможности или нецелесообразности применения горизонтальных скважин (горизонтальная слоистость или трещиноватость). В связи со значительными успехами в области бурения глубоких восстающих скважин система имеет перспективу для более широкого применения.

При этой системе этаж высотой 40—50 м обрабатывают блоками. Вначале в блоках проводят комплекс горных выработок на горизонтах откатки, скреперования и подсечки и ряд вспомогательных выработок. Затем образуют вертикальные компенсационные камеры

с использованием глубоких восходящих скважин, пробуриваемых из специального бурового горизонта (в верхней части блока). Компенсационные камеры проходят шириной 6—8 м с расчетом компенсации увеличения объема руды при разрыхлении. Выемку компенсационной камеры начинают с отрезной щели путем проходки отрезного восстающего и его расширения с использованием комплекта глубоких вертикальных скважин.

Последующим взрыванием глубоких скважин образуют компенсационную камеру. Очистные работы заключаются в отбойке руды

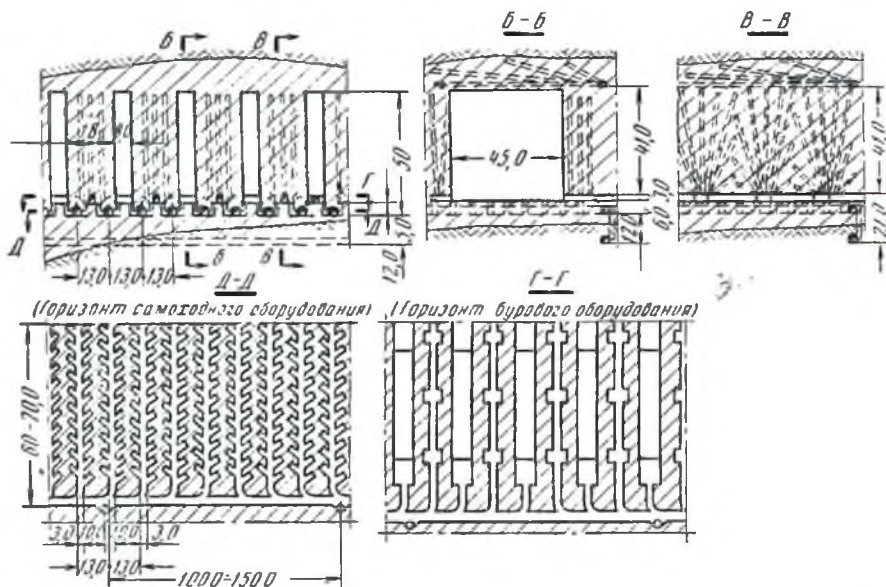


Рис. 176. Система этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры с применением самоходного оборудования

на них глубокими скважинами. Ширина участков руды, отбиваемых на компенсационные камеры, 18—20 м. Отбитую руду в блоке выпускают под обрушенными налегающими породами.

Примером широкого применения вертикальных скважин для отбойки руды при системе этажного принудительного обрушения является практика Левиногорского полиметаллического комбината (Каз. ССР). Систему принудительного этажного обрушения на вертикальные компенсационные камеры успешно применили на Сокольном руднике после опытных работ в 1947—1949 гг. Руду сначала отбивали нисходящими скважинами дробового бурения. Блок подсекали на высоту 2 м путем проведения подсечных выработок или расширения верхней части коротких рудоспусков штанговыми шу-

рампы в воронки, непосредственно под рудный массив, разбуриваемый глубокими скважинами. Позже дробовые станки заменили более производительными станками ударно-вращательного и шарошечного бурения. В 1953—1960 гг. на рудниках Лениногорского комбината разработали и внедрили более совершенный вариант системы с отбойкой руды восходящими скважинами.

Применение этого варианта системы позволило значительно уменьшить объем нарезных работ (на 40—50%) и более эффективно использовать буровое оборудование. Опыт рудников Лениногорского комбината использовали многие рудники цветной металлургии.

За разработку и успешное внедрение эффективных вариантов системы принудительного обрушения и нового производительного оборудования группе работников (И. М. Малкин, Д. С. Кутузов, А. Ч. Мусин, А. С. Травников и др.) в 1961 г. была присуждена Ленинская премия.

Систему этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на вертикальные компенсационные камеры успешно применяют на железных рудниках Урала и Сибири.

Дальнейшим развитием системы этажного принудительного обрушения на вертикальные компенсационные камеры с отбойкой руды восходящими скважинами является применение самоходного оборудования, что позволяет упростить подготовку блока и повысить эффективность этой системы. Гипроцветмет запроектировал вариант системы этажного принудительного обрушения применительно к условиям Лениногорского комбината с учетом имеющихся достижений применения самоходного оборудования на горизонте выпуска руды (рис. 176 и 177). Этот вариант системы можно конструктивно оформить и с выпуском руды на уровне откаточного горизонта (совмещенные горизонты выпуска с горизонтом откатки). Для бурения глубоких восходящих скважин предусмотрены самоходные буровые

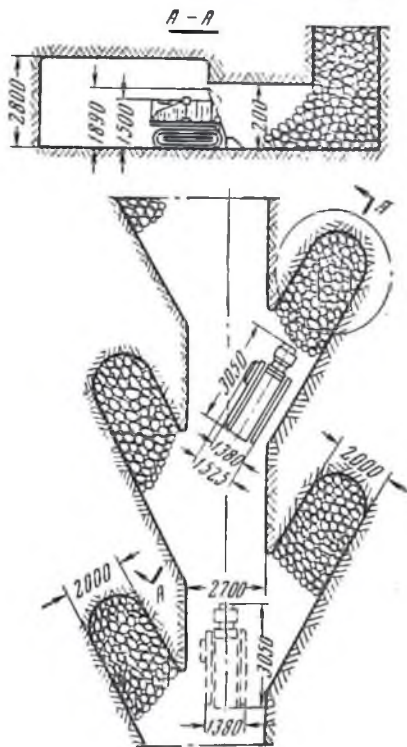


Рис. 177. Выпуск руды и погрузка ее погрузочно-доставочной машиной

станки. Станки размещают в буровых выработках, пройденных на 6 м выше почвы горизонта самоходного оборудования. Для заряжания восходящих скважин предусмотрены пневмозарядчики, позволяющие заряжать скважины непосредственно с откаточного горизонта, без доставки их в очистное пространство. Откаточные штреки и орты проводят сечением  $9 \text{ м}^2$ , выпускные выработки — сечением  $4-5 \text{ м}^2$ , выпускные отверстия — сечением  $4 \text{ м}^2$ .

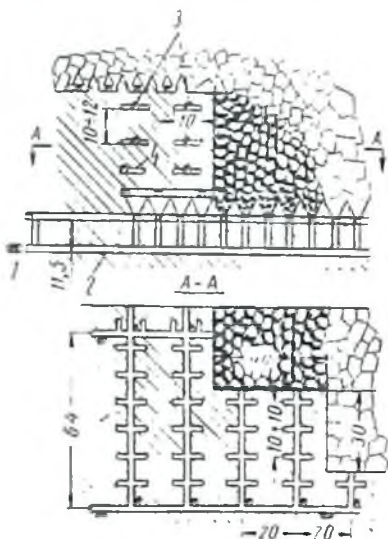


Рис. 178. Система принудительного этажного обрушения камерными зарядами:

1 — откаточный орт; 2 — откаточный штрек; 3 — выработка для размещения камерного заряда ВВ; 4 — рассечки

Проектные показатели при рассматриваемом варианте системы значительно лучше по сравнению с обычным вариантом без самоходного оборудования.

Производительность труда рабочего на очистных работах достигает  $35-40 \text{ т/чел.смену}$ .

Система этажного принудительного обрушения без компенсационных камер. Выше было отмечено, что отбойка руды без компенсационных камер (в зажиме) при соответствующих условиях позволяет сократить объем нарезных работ и улучшить дробление руды. Примером такой отбойки является разработка апатитового месторождения на руднике им. Кирова в СССР, где применяются этажная отбойка руды минными зарядами без компенсационных камер (рис. 178) и отбойка глубокими скважинами с малым объемом компенсационного пространства.

Апатитовое месторождение представлено пластообразной линзой значительного размера с углом падения  $25-30^\circ$ . Крепость руды 5-9, вмещающих пород 10-12. Руды и вмещающие породы трещиноватые, но достаточно устойчивые.

Этаж высотой  $40-60 \text{ м}$  обрабатывают блоками размером по простиранию  $64 \text{ м}$ , вкрест простирания  $150-200 \text{ м}$ . Блок к очистной выемке готовят комплексом выработок на горизонтах откатки, дробления и подсечки. Подсечка высотой  $2 \text{ м}$  осуществляется путем проведения штреков и рассечек (при подсечке оставляются целики площадью  $15-20\%$  от общей площади подсечки). Короткие рудоспуски между горизонтами дробления и подсечки расширяют в воронки диаметром  $6-6,5 \text{ м}$ . Основными подготовительными выработками на откаточном горизонте являются полевой штрек 1 и откаточные орты 2, проводимые через  $22-23 \text{ м}$ . Выше подсечки

блок делят подэтажными штреками 3 на подэтажи высотой 7—12 м, из подэтажных штреков проводят минные рассечки 4. Сетка камерных зарядов в плане 10 × 10 м.

Руду в блоке отбивают лентами шириной до 40 м, расположенными по простиранию. Ленту отбивают вертикальными секциями по одному-два подэтажа или полностью на всю высоту этажа. До отбойки руды в секции взрывают целики, оставленные на горизонте подсетки. Соседние ленты обрабатывают с отставанием на 30—40 м.

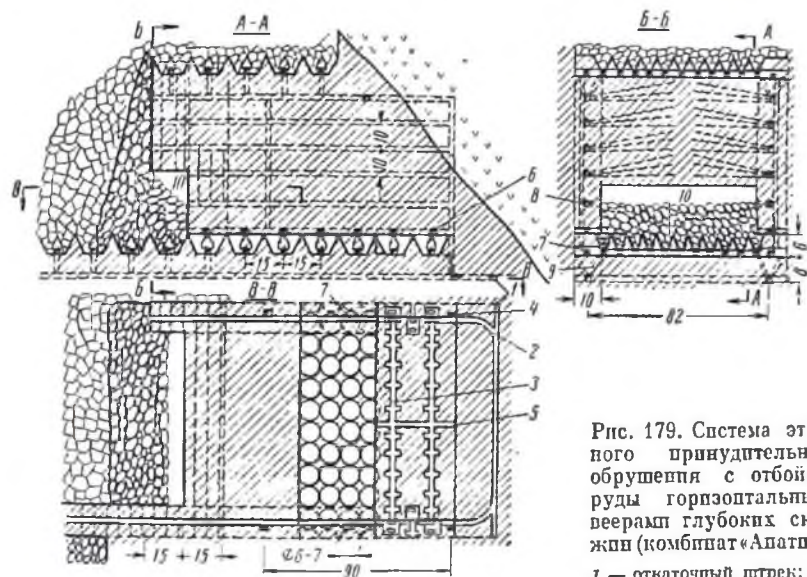


Рис. 179. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды горизонтальными веерами глубоких скважин (комбинат «Апатит»):

1 — откаточный штрек; 2 — откаточный орг; 3 — штрек скреперованца; 4 — восстающий; 5 — вентиляционный орг горизонта скреперованца; 6 — подсечной штрек; 7 — межблоковый подсечной орг; 8 — буровой орг; 9 — рудоспуск; 10 — компенсационная камера

Величина отдельного камерного заряда 300—1500 кг. Общий вес заряда секции до 20 т при удельном расходе аммонита 0,35—0,5 кг/т. Руду выпускают с расчетом наклонного контакта отбитой руды с обрушенной породой. Средняя производительность блока 20—30 тыс. т руды в месяц. Потери руды 8—20%, разубоживание 7—8%. Около 50% руды добывают без разубоживания. Производительность труда на одного списочного рабочего по участку до 20 т/смену.

С 1962 г. комбинат «Апатит» начал успешно внедрять отбойку руды глубокими скважинами в зажиме с малым объемом компенсационного пространства (рис. 179). Удельный вес ее более 60%. Руду обрушают панелями. Одновременно обрушают ленту (часть панели) шириной 15 м, граничащую с ранее обрушенной частью

панели. Площадь обнажения ленты составляет 700—800 м<sup>2</sup>. Руду отбивают слоями высотой 10 м. После взрывания скважин в слое часть отбитой руды выпускают для создания небольшого компенсационного пространства. В результате внедрения метода отбойки руды глубокими скважинами объем подготовительно-нарезных работ снизился по сравнению с обычной отбойкой в 1,5 раза. Количество руды, взрываваемой за один массовый взрыв, увеличилось до 400—650 тыс. т и значительно улучшилось качество дробления руды.

Веера горизонтальных и наклонных скважин бурят из буровых камер станками НКР-100 производительностью на станко-смену до 15 м и на человеко-смену до 30 м (один рабочий обслуживал два станка). Длина скважин, пробуренных за 1966 г., составила 287 км (при средней глубине скважины 36 м). В настоящее время внедряют зарядящие скважины гранулированными ВВ с помощью пневмозарядчиков производительностью до 5 т ВВ за смену. Лучшее дробление руды при скважинной отбойке позволило увеличить производительность труда грохотчика до 380—400 т/смену. Переход на скреперную доставку с безлюковой погрузкой с использованием мощных скреперных установок (75—100 кат) позволил значительно увеличить производительность труда скрепериста в среднем до 300 т/смену (на отдельных участках до 400 т/смену). Производительность труда на отбойке и доставке до откаточной выработки при отбойке скважинами и безлюковой погрузке скрепером была увеличена до 217 т/смену по сравнению с 80 т/смену при обычной отбойке с пропуском руды через грохотные решетки и погрузкой через лопк. Уровень добычи с одного блока достиг 1500—1600 тыс. т в год. Производительность труда одного рабочего по руднику достигла 16,5 т/смену. Полная себестоимость добычи 1 т руды по руднику снизилась до 1,65 руб. Апатитовый рудник им. Кирова является в настоящее время одним из передовых горнорудных предприятий СССР.

Этажную отбойку руды веерами глубоких наклонных скважин в зажиме также успешно применяют на Зырянском руднике. Руду в блоке отбивают секциями толщиной до 20—25 м при взрывании 4—6 рядов скважин с л. в. с., равной 3—3,5 м, и замедленным 25 мсек.

В результате применения системы этажного обрушения с одностадийной выемкой и скважинной отбойкой руды в зажиме в условиях Зырянского рудника производительность труда по системе возросла на 50%, себестоимость добычи по системе снизилась на 20%, объем подготовительно-нарезных работ сократился на 20% при выпуске через рудоспуски и до 50% при торцовом выпуске руды на откаточный горизонт.

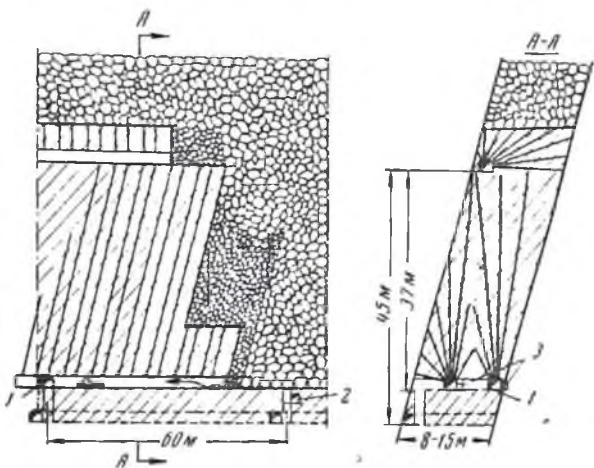
Одним из последних вариантов системы этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде, примененных на Зырянском руднике (по предложению проф. В. Р. Именитова).

является вариант системы с этажно-торцовым выпуском руды (рис. 180). Этот вариант рассчитан на применение глубоких скважин и самоходного бурового и погрузочно-транспортного оборудования.

Блок при рассматриваемом варианте системы разбуривают из откаточных выработок, предохранительный козырек руды образуют педозарядкой скважин на 6 м. Достоинствами этого варианта являются малый объем нарезных работ, широкое использование самоходного оборудования и высокая производительность по отбойке руды. Недостатком является высокое разубоживание, достигающее

Рис. 180. Система этажного принудительного обрушения с отбойкой руды в зажатой среде и торцовым выпуском руды:

1 — орт доставки; 2 — вентиляционный орт; 3 — вентиляционные ниши



15—20% и более. Применяя предварительное обогащение засоренной руды в тяжелых суспензиях (дешевый и производительный способ обогащения), повышенное разубоживание руды не вызывает большого экономического ущерба. Окончательный выбор этого, как и других вариантов системы, должен делаться на основе экономического сравнения возможных вариантов системы с учетом экономического ущерба от потерь и разубоживания.

При общей положительной оценке этажной отбойки руды в зажиме (ведение работ в одну стадию со значительно уменьшенным объемом нарезных работ) следует учитывать, что отбойка руды в зажиме может быть рекомендована в основном для крепких гремячатых несслежавшихся руд после проведения соответствующих опытных работ и определения экономического ущерба от значительного разубоживания руды.

Выпуск руды и порядок ведения очистных работ при системе этажного обрушения (общие сведения). Чаще применяют равномерно-последовательный порядок выпуска из отдельных выпускных

отверстий с дозой выпуска за один прием 150—200 т. Выпуск руды следует производить по заранее составленной планограмме. В планограмме указываются количество руды, выпускаемой из каждого выпускного отверстия, и число очередей выпуска.

Г. М. Малахов установил, что для снижения горного давления на днище блока необходимо проводить ряд мероприятий:

1) блоки следует обрабатывать в направлении от центра месторождения к флангам;

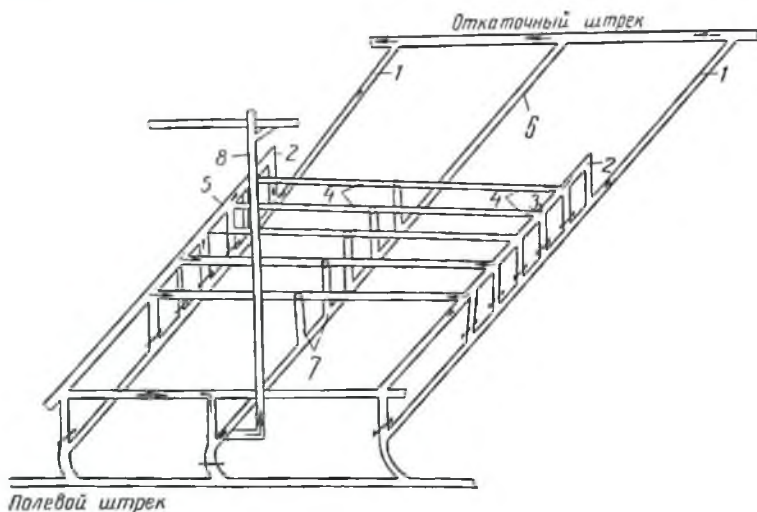


Рис. 181. Схема проветривания блока при системе этажного обрушения:

1 — откаточный орт; 2 — людевой ходок; 3 — рудоспуск; 4 — штрек среперовалки; 5 — соединительный орт; 6 — вентиляционный орт; 7 — вентиляционная сбойна; 8 — вентиляционный восстающий

2) при разработке весьма мощных месторождений блоки следует обрабатывать с опережением со стороны лежачего бока;

3) уменьшать число рабочих блоков за счет увеличения интенсивности выпуска руды;

4) применять ступенчатую выемку, при которой днище обрабатываемого блока располагается в рудном массиве.

*Вентиляция при системе этажного обрушения.* При системах этажного обрушения необходимо хорошо проветривать места нахождения рабочих на горизонтах откатки, дробления или скреперования и подсечки.

Вентиляция осуществляется с использованием полевых выработок (штреков и восстающих) и выработок, пройденных по руде на соответствующих горизонтах. Вентиляция осуществляется общей струей



воздуха с применением в необходимых случаях вентиляторов частичного проветривания.

На рис. 181 представлена принципиальная схема вентиляции блока при системе этажного обрушения. Направление струи воздуха: откаточный орт — ходок — соединительный орт — штрек скрепления — вентиляционная сбойка — вентиляционный орт и восстающий. Более подробные сведения о вентиляции блоков при системах этажного обрушения приводятся в соответствующих курсах по вентиляции.

*Общее заключение по системам этажного принудительного обрушения.* Системы этажного принудительного обрушения являются высокоэффективными системами разработки, по показателям они мало отличаются от показателей системы этажного самообрушения, но являются гибкими по условиям их применения.

Важнейшие мероприятия по повышению эффективности этих систем:

1) проведение комплекса мероприятий по повышению эффективности отбойки руды — применение глубоких восходящих скважин уменьшенного диаметра (70—100 мм), применение зерновых (гранулированных) ВВ с использованием пневмозарядчиков, применение короткозамедленного взрывания с интервалами замедления 10—15 мсек, применение при соответствующих горногеологических условиях отбойки руды в зажатой среде или с малым компенсационным пространством, применение торцового выпуска руды с использованием виброконвейеров, работающих под завалом руды, или самоходных погрузочно-доставочных машин;

2) решение вопросов производительной доставки и последующего транспорта отбитой руды (возможности буровзрывных работ при массовой отбойке руды глубокими скважинами практически неограниченны). Значительного увеличения производительности доставки можно достигнуть при применении мощных скреперных лебедок, конвейеров и самоходного оборудования; применение последнего позволяет грузить руду непосредственно с откаточного горизонта и тем самым значительно упрощает подготовку блоков к очистной выемке. Широкое применение самоходного оборудования является одним из важнейших мероприятий при системах этажного обрушения;

3) уменьшение горного давления на горизонте дробления (скреперования) и откатки, что может быть осуществлено при малых размерах блока и интенсивной выемке блоков от центра месторождения к флангам;

4) с целью более полного извлечения металла из добываемых руд необходимо пропускать всю разубоженную руду через обогащательные фабрики с получением концентрата. На рудниках цветной металлургии помимо флотации добываемых руд при соответствующих условиях должны применять предварительное обогащение

бедных руд в тяжелых суспензиях с целью отделения значительной части породы. Сочетание добычи руд системами с массовым обрушением с применением эффективных способов обогащения разубожженных руд является важнейшим мероприятием в развитии горнорудной промышленности СССР.

Основой для приведенных выше рекомендаций по повышению эффективности систем этажного принудительного обрушения (они в значительной мере применимы и к системам подэтажного обрушения) являются широкие научные исследования, проведенные за последние годы многими научно-исследовательскими и учебными институтами и работниками производства, которые с каждым годом принимают все более широкое участие. Творческое содружество работников науки и производства становится одним из важнейших факторов повышения технического прогресса развития горнодобывающей промышленности СССР.

Таблица 26

Система	Производительность забойного рабочего в смену, т	Коэффициент извлечения	Коэффициент разубоживания	Расход леса, м <sup>3</sup> /т	Расход ВВ, кг/т
Подэтажного обрушения	40—70	0,85—0,90	0,10—0,15	0,008—0,010	0,2—0,4
Этажного самообрушения . . . . .	60—80	0,80—0,85	0,15—0,20	0,003—0,005	0,1—0,3
Этажного принудительного обрушения . . .	60—70	0,85—0,90	0,15—0,20	0,002—0,003	0,2—0,5

*Примечания:* 1. Коэффициенты извлечения и разубоживания руды указаны без учета содержания полезных компонентов во вмещающих породах. В случае наличия большого количества металла во вмещающих породах (условия Криворожского бассейна) потери могут быть сокращены при увеличении разубоживания.

2. Среднемесячная производительность блока при системах этажного обрушения может быть принята равной 40—60 тыс. т (при выпуске руды). При применении мощных скреперных установок или конвейсеров производительность блока может быть увеличена до 150 тыс. т в месяц (плотность выпуска руды из блока до 3 т/м<sup>2</sup> в сутки).

3. Производительность труда забойного рабочего при системе подэтажного обрушения до 40 т/смену при вариантах со штанговой отбойной руды 50—60 т/смену при отбойке глубокими скважинами и до 70 т/смену при самообрушении.

*Основные достоинства* системы с массовым обрушением руды и вмещающих пород: высокая производительность труда забойных рабочих; малый расход ВВ и лесных материалов; ограниченный объем подготовительных и парезных работ на 1 т вынимаемой руды; малая себестоимость очистной выемки; возможность достижения высокой интенсивности выемки.

При системах этажного и подэтажного обрушения можно получить самые высокие показатели производительности труда и самую низкую себестоимость руды по сравнению со всеми другими системами подземной разработки рудных месторождений.

*Основные недостатки:* значительные потери и разубоживание руды; обрушение земной поверхности и вмещающих пород (если обрушение вызывает материальный ущерб); жесткость условий и, как следствие, ограниченность применения системы этажного самообрушения.

Технико-экономические показатели систем с обрушением руды и вмещающих пород приведены в табл. 26.

## Глава IX

### КОМБИНИРОВАННЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ (VIII КЛАСС)

К комбинированным относят системы разработки мощных месторождений, при которых этаж делят на камеры и междукамерные целики, относительно близкие по размерам, вырабатываемые одновременно или последовательно различными системами. При разработке месторождений мощностью более 15—10 м камеры и целики располагают длинной стороной вкрест простирания. Ширина камер и междукамерных целиков, вынимаемых вкрест простирания, колеблется в значительных пределах в зависимости от горногеологических условий разработки и конструктивного оформления системы, ширина камер обычно колеблется от 6 до 25 м и междукамерных целиков — от 6 до 15 м. Толщина потолочины в камерах принимается от 0,2 до 0,6 ширины камеры в зависимости от устойчивости руды. Толщина днища камеры колеблется от 4 до 12 м в зависимости от выпуска руды — через горизонт грохочения, скреперования или непосредственно на откаточный горизонт. Соотношение запасов руды, вынимаемой из камер и целиков при выемке вкрест простирания, обычно колеблется от 1 : 1 до 2 : 1.

Эффективность комбинированных систем разработки зависит как от выемки камер, так и от выемки целиков. При выемке камер применяют следующие системы разработки: системы с магазинированием руды; системы с открытым очистным пространством; системы с закладкой очистного пространства; системы с креплением и закладкой очистного пространства. Системы, которыми отработывают междукамерные целики при различных системах разработки, приведены в табл. 27.

Конструктивное оформление системы производят с учетом наилучшего использования горных выработок как при выемке камер, так и при выемке целиков. Для того чтобы получить наибольший эффект выемки камеры и целика, т. е. в целом всего блока, надо принимать целесообразные размеры ширины камер и целиков.

Ввиду успешного применения твердеющей закладки на практике в последние годы широко применяют выемку целиков открытыми

Таблица 27

Системы разработки, применяемые при выемке руды из камер	Системы разработки, применяемые при выемке руды из междуканнерных целиков	Примечание
С магазинированием без последующей закладки камер	С этажным обрушением целиков (до выпуска руды из камер)	Выпуск отбитой руды из камер и целиков производится одновременно при возможности обрушения поверхности и вмещающих пород
	С послонным обрушением целиков сверху вниз	Послонное обрушение целиков в процессе выпуска руды из камер при возможности обрушения поверхности и вмещающих пород
С открытым очистным пространством без последующей закладки камер	С этажным обрушением целиков	Применяются при весьма бедной руде, при добыче закладки и возможности обрушения поверхности и вмещающих пород
	Слоевого или подэтажного обрушения после обрушения потолочины камеры и прилегающих к ней пород	При возможности обрушения поверхности и вмещающих пород
С магазинированием или с открытым очистным пространством с последующей полной закладкой камер	С подэтажной выемкой целиков камерами (камеры II очереди)	То же
	Слоевого или подэтажного обрушения	»
	Слоевого обрушения	»
С закладкой очистного пространства	С креплением и закладкой короткими блоками или вертикальными прирезками	При невозможности обрушения поверхности и вмещающих пород
С креплением и закладкой (с выемкой руды по всей ширине и длине камер слоями снизу вверх)	С креплением и закладкой с выемкой руды слоями сверху вниз	То же
	С креплением и закладкой короткими блоками или вертикальными прирезками	»
	С креплением и закладкой (с выемкой руды по всей ширине и длине целика слоями сверху вниз)	»

камерами с подэтажной отбойкой руды (по существу выемка камер II очереди). При невозможности выемки камер II очереди на большую длину их посекционно обрабатывают с заполнением отработанной секции твердеющей закладкой.

Последующую секцию вынимают после затвердевания закладки и приобретения ею соответствующей прочности. Выемку этажа камерами I и II очередей широко применяют на многих горнорудных предприятиях. На рис. 182 представлен пример выемки камер и целиков на Текелійском руднике.

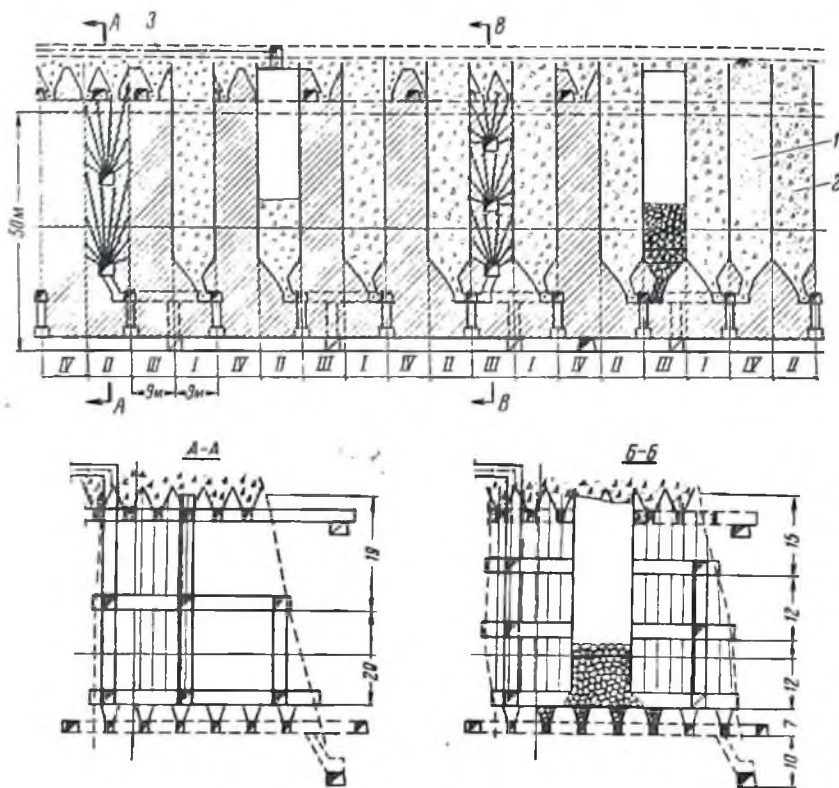


Рис. 182. Система разработки камерами с твердеющей закладкой (Текелійский рудник):

1 — глиноцементная закладка; 2 — бетонная закладка; 3 — закладочный трубопровод; I—IV — очередность отработки камер

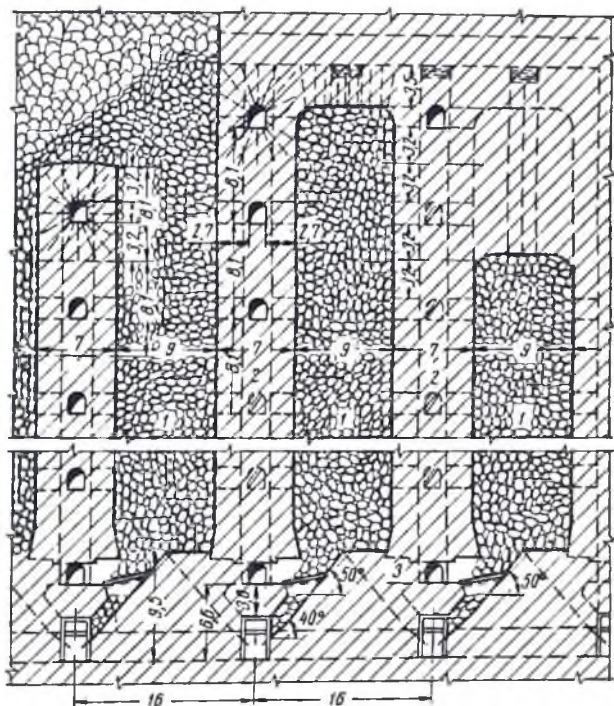
На практике комбинированные системы имеют наименования, характеризующие лишь системы выемки камер. Такие наименования неполны и требуют дополнительных разъяснений, касающихся выемки целиков. \*

\* При наименовании комбинированных систем разработки должны быть отражены способы выемки целиков и камер. Например, «Система разработки с magazинированием руды камерами вкrest пространства с последующей закладкой камер и выемкой целиков слоевым обрушением».

Каждая из систем, входящая в ту или иную комбинацию, была подробно рассмотрена в одном из предыдущих классов систем. Описанные выше в различных классах системы разработки камерами вкрест простирания являются по существу системами разработки камер при применении тех или иных комбинированных систем. В качестве примера на рис. 183 показана комбинированная система разработки с магазинированием руды камерами вкрест простирания

Рис. 183. Комбинированная система разработки с магазинированием руды в камерах, расположенных вкрест простирания, и выемкой целиков одновременно с выпуском руды из камер (разрез по простиранию):

1 — камера; 2 — междукамерный целик; 3 — горизонт грохочения



с выемкой целиков подэтажным обрушением одновременно с выпуском руды из камер.

При выборе комбинированной системы разработки следует учитывать то, что устойчивость массива руды междукамерного целика после выемки камер обычно понижена.

К комбинированной системе разработки предъявляются те же требования, что и к любой из рассмотренных выше систем (она должна быть эффективной и отвечать требованиям безопасности, экономичности и производительности).

Технико-экономические показатели комбинированных систем разработки определяют с учетом удельного веса отдельных систем и их показателей.

## Глава X

### ВЫБОР СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДЛЯ ЕЕ ОЦЕНКИ

#### § 1. Выбор системы по горногеологическим и горнотехническим факторам и технико-экономическое сравнение возможных систем

Выбор наиболее эффективной системы разработки, отвечающей основным требованиям — безопасности, экономичности и производительности, является одним из важнейших вопросов при разработке рудных месторождений. Порядок выбора системы разработки следующий. В первую очередь отбирают возможные системы, исходя из горногеологических и горнотехнических факторов. Отбор делают по таблице, в которой перечислены основные факторы, их характеристики и возможные системы разработки (табл. 28).

Вначале отбирают возможные для применения классы систем разработки, затем возможные системы разработки, относящиеся к отобраным классам.

Возможные системы разработки по каждому из факторов отмечают в таблице условным номером, исходя из заранее составленной нумерации систем разработки (например, 1, 2, 3 и т. д.). Просматривая отмеченные в таблице номера систем разработки по каждому из факторов, отбирают системы, пригодные для применения в условиях разработки данного месторождения. Число систем, отвечающих всем факторам, обычно не превышает двух-трех. При выборе системы учитывают ее конструктивные элементы: уменьшение ширины камер, увеличение элементов ширины или толщины целпков или оставление предохранительных толщ у обнаженных контактов рудного тела. Это позволяет в ряде случаев выбирать системы с магазинированием руды или с открытым очистным пространством при повышенной устойчивости руды и вмещающих пород.

Окончательно выбирают наиболее эффективную систему по технико-экономическим показателям. Выбранная система должна удовлетворять всем требованиям безопасности.



Таблица 28

Наименование фактора	Характеристика фактора применительно к разработке данного месторождения	Возможные системы разработки по каждому из факторов
<p>Форма рудного тела</p> <p>Мощность рудного тела</p> <p>Характер контакта между рудным телом и вмещающими породами, а также включениями пустых пород</p> <p>Угол падения рудного тела</p> <p>Нарушения залегания рудного тела (изменение угла падения, направления, простирания, мощности, наличие сдвигов и сбросов)</p> <p>Устойчивость руды и другие ее физические свойства (крепость, водоносность)</p> <p>Устойчивость вмещающих пород и другие физические свойства (крепость, водоносность)</p> <p>Характер распределения рудных минералов в рудном теле (наличие включений пустых пород, чередование участков богатых и бедных руд; наличие различных сортов руд по требованиям технологии)</p> <p>Минералогический состав вмещающих пород (наличие оруденения вмещающих пород)</p> <p>Ценность руды</p> <p>Склонность руды к самовозгоранию, окислению и слеживанию</p> <p>Глубина разработки рудного тела (увеличение давления, внезапные выбросы руды из целков на больших глубинах)</p> <p>Гидрогеологические условия разработки (водоносность руды, вмещающих пород и прилегающего к ним массива)</p> <p>Возможность нарушения поверхности и вмещающих пород</p> <p>Прочие факторы (наличие и состояние путей сообщения, положение с рабочей силой, состояние электроснабжения, расстояние до фабрик и заводов, перерабатывающих руду)</p>		

Технико-экономическое сравнение отобранных систем разработки можно производить по их рентабельности. Рентабельность устанавливается исходя из стоимости извлекаемых полезных компонентов по государственным ценам и технологических затрат на добычу и переработку руды. Необходимо иметь в виду, что показатели обогащения и металлургического передела часто зависят от показателей работы рудника. Так, невыполнение требований технологии, предъявляемых к качеству добываемой руды (руда сильно засорена пустой породой, не разделена на сорта и классы), может резко понизить извлечение полезных компонентов и значительно увеличить затраты по переработке и транспорту.

Технико-экономическое сравнение систем разработки только по показателям работы рудника или шахты неполно. Достаточным оно может быть лишь в том случае, если полезное ископаемое, добываемое рудником или шахтой, является конечной продукцией, поступающей непосредственно к потребителю.

Рентабельность системы разработки определяется по основной формуле

$$D = V - U,$$

где  $D$  — рентабельность, руб.;

$V$  — стоимость извлекаемого полезного компонента из балансовых запасов руды в массиве по государственной оптовой цене, руб.;

$U$  — все технологические затраты, относящиеся к запасам руды в массиве, руб.

Ниже приведены упрощенные нами формулы, позволяющие определять сравнительную рентабельность промышленного использования руды, добываемой системами разработки (с допустимой степенью точности):

$$V = \frac{a_m \varepsilon_d \varepsilon_n Q}{100^2 a_n} P,$$

где  $a_m$  — среднее содержание полезного компонента в массиве руды, %;

$\varepsilon_d$  — извлечение полезного компонента при добыче, %;

$\varepsilon_n$  — извлечение полезного компонента при технологическом процессе, %;

$$\varepsilon_n = \frac{\varepsilon_o \varepsilon_m}{100},$$

где  $\varepsilon_o$  — извлечение полезного компонента при обогащении, %;

$\varepsilon_m$  — извлечение полезного компонента при металлургическом переделе, %;

$a_n$  — содержание полезного компонента в готовой продукции (например, содержание чистой меди в черновой меди), %;

$Q$  — балансовый запас руды в массиве, т;

$P$  — стоимость единицы выпускаемой готовой продукции по государственной оптовой цене, руб.;

$$U = U_1 + U_2,$$

где  $U_1$  — затраты по добыче, обогащению и транспорту до фабрики, отнесенные к балансовым запасам руды в массиве с учетом потерь и разубоживания;

$U_2$  — затраты по металлургическому переделу, отнесенные к балансовым запасам руды в массиве с учетом потерь;

$$U_1 = \frac{(U_d + U_o + U_{тр}) Q k_n}{(1 - k_p)}, \text{ руб.},$$

где  $U_d$  — себестоимость добычи 1 т руды франко-бушкер на поверхности, руб.;

$U_o$  — стоимость обогащения 1 т руды, руб.;

$U_{тр}$  — стоимость транспортирования 1 т руды от рудника до фабрики, руб.;

$k_n$  — коэффициент извлечения руды при добыче (в долях единицы);

$k_p$  — коэффициент разубоживания руды при добыче (в долях единицы);

$Q$  — балансовые запасы руды в массиве, т;

$$U_2 = \frac{a_m \varepsilon_d \varepsilon_o Q (U_m + U_{тр.к})}{100^2 a_k}, \text{ руб.},$$

где  $a_m$  — содержание полезного компонента в массиве руды, %;

$\varepsilon_d$  — извлечение полезного компонента при добыче, %;

$\varepsilon_o$  — извлечение полезного компонента при обогащении руды на фабрике, %;

$a_k$  — содержание полезного компонента в концентрате, %;

$U_m$  — себестоимость металлургического передела на 1 т концентрата, руб.;

$U_{тр.к}$  — стоимость транспортирования 1 т концентрата от фабрики до завода, руб.

При расчете отдельные показатели берут из практики работы соответствующих предприятий или определяют ориентировочно. Ориентировочное определение показателей в ряде случаев вполне допустимо, например при оценке разведываемых месторождений, поскольку исходные данные для сравнения (запасы, качество руды, горногеологическая характеристика) являются неточными. Более точно возможные системы разработки сравнивают позже проектные организации на основе уточненных данных.

В случае отсутствия оптовых цен или явного несоответствия их затратам системы сравнивают по формуле

$$C_2 - C_1 \geq Y_{д.п} + Y_{д.р},$$

где  $C_2$  и  $C_1$  — себестоимость конечной продукции при разных системах, руб.;

$Y_{д.п}$  и  $Y_{д.р}$  — ущерб от дополнительных потерь при разубоживании руды при одной из сравниваемых систем разработки, руб.

## § 2. Определение экономического ущерба от потерь при разубоживании руды \*

Экономический ущерб от избыточного разубоживания при одной из сравниваемых систем определяют по формуле

$$Y_p = X_{изб} (C_d + C_{тр} + C_{об}),$$

где  $X_{изб}$  — избыточное количество пустой породы, получаемой при системе с большим разубоживанием на 1 т промышленной руды.

Количество пустой породы на 1 т промышленной руды, т

$$X_{изб} = \frac{p}{q_2} - \frac{p}{q_1},$$

где  $p$  — содержание металла в промышленной (неразубоженной) руде;

$q_2$  — содержание металла в добытой товарной (разубоженной) руде при одной системе и  $q_1$  при другой системе;

$C_d$  — полная себестоимость добычи 1 т товарной руды по шахте франко-бункер на поверхности ( $C_d$  в среднем =  $2C_{сис}$ );

$C_{тр}$  — стоимость транспортирования 1 т товарной руды от рудника до обогатительной фабрики;

$C_{об}$  — стоимость обогащения 1 т товарной руды.

Себестоимость добычи 1 т промышленной руды франко-люк определяют, зная стоимость добычи товарной руды франко-люк, по формуле

$$C_{пр} = \frac{C_{тов}}{1-r}, \text{ руб.},$$

где  $r$  — коэффициент разубоживания.

Экономический ущерб от потерь при добыче руды складывается из непроезводительных затрат на разведку, роста амортизации

\* По методике чл.-корр. АН СССР М. И. Агошкова с некоторыми упрощениями.

капитальных затрат, вложенных на строительство и поддержание рудника, непроизводительных затрат на подготовку и отбойку потерянной руды, уменьшения доходов предприятия вследствие потерь руды, которое особенно проявляется при высоком содержании полезных компонентов в добываемой руде (при ценной руде).

Экономический ущерб от избыточных потерь руды при одной из сравниваемых систем разработки (с большими потерями), отнесенный на 1 *m* извлеченных промышленных запасов руды, определяется по формуле

$$У_n = d_n \left( \frac{k_1}{k_2} - 1 \right), \text{ руб.},$$

где  $d_n$  — экономический ущерб от потери 1 *m* промышленной руды;  
 $k_1$  — коэффициент извлечения промышленной руды при добыче одной системой;  
 $k_2$  — то же, при добыче другой системой

$$d_n = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{п.о}} + d_{\text{пр}}, \text{ руб/}m;$$

$$d_{\text{раз}} = 0,01 p d_{\text{р.м}},$$

где 0,01*p* — весовое количество металла (*m*) в 1 *m* промышленной руды (*p* — содержание металла в 1 *m* промышленной руды в %);

$d_{\text{р.м}}$  — стоимость разведки на 1 *m* металла в зависимости от его оптовой цены, руб.;

$$d_{\text{р.м}} = (0,03 - 0,15) d_{\text{м}}, \text{ руб.};$$

0,03—0,05 (3—5%) для большинства железных руд;

0,05—0,10 (5—10%) для хрома, марганца, титана;

0,08—0,12 (8—12%) для руд цветных и благородных металлов;

0,12—0,15 (12—15%) для руд редких и рассеянных элементов.

$d_{\text{ам}}$  — амортизация капитальных затрат на 1 *m* промышленной руды. В полной себестоимости добычи 1 *m* руды амортизация составляет в среднем 15%, учитываемая часть амортизации на 1 *m* запасов промышленной руды составляет в среднем 5% полной себестоимости добычи, т. е.  $d_{\text{ам}} = 0,05 C_d$  (запасов промышленной руды).

Стоимость подготовки и отбойки на 1 *m* промышленной руды  $d_{\text{п.о}}$  принимают в среднем 40% полной себестоимости добычи, т. е.  $d_{\text{п.о}} = 0,40 C_d$  (запасов промышленной руды).

Экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 *m* потерянной промышленной руды  $d_{\text{пр}}$  определяют по формуле

$$d_{\text{пр}} = 0,01 p i d_{\text{м}} - (C_{\text{доб}} + C_{\text{пер}}), \text{ руб.},$$

где *p* — содержание металла в потерянной руде, %;

*i* — коэффициент извлечения металла при переработке;

$d_{\text{м}}$  — государственная отпускная цена 1 *m* металла, руб.;

- $C_{\text{доб}}$  — полная себестоимость добычи 1 т промышленной руды;  
 $C_{\text{пер}}$  — стоимость переработки 1 т промышленной руды (обогащения, металлургический передел с учетом транспортных расходов);  
 $i$  — колеблется в пределах от  $0,85 \times 0,85 = 0,72$  до  $0,95 \times 0,95 \approx 0,9$ .

На практике часто трудно получить данные по металлургическому переделу, в таком случае следует определять экономический ущерб применительно к получению концентрата, тогда  $d_m$  будет государственной отпускной ценой концентрата,  $i$  — коэффициентом извлечения металла при обогащении (от 0,85 до 0,95),  $C_{\text{пер}}$  — стоимостью обогащения руды с учетом транспорта.

Чтобы привести недополученную прибыль к текущему моменту, необходимо учесть в знаменателе коэффициент фактора времени

$$K_{\text{пр}} = (1 + \varepsilon)^t,$$

где  $\varepsilon$  — отраслевой коэффициент эффективности (для горной промышленности  $\varepsilon$  принимают 0,1); при  $\varepsilon = 0,1$   $K_{\text{пр}} = 1,1^t$ ;  
 $t$  — время работы рудника с выдачей руды со средним содержанием металла в руде.

С учетом  $K_{\text{пр}}$  экономический ущерб от недополучения прибыли на 1 т потерянной промышленной руды составит

$$d_{\text{пр}} = \frac{1}{1,1^t} [0,01 p i d_m - (C_{\text{доб}} + C_{\text{пер}})], \text{ руб.}$$

При обеспечении рудника запасами руды на большой срок (25—30 лет) экономический ущерб от недополучения прибыли значительно снижается (величина  $\frac{1}{1,1^t}$  значительно уменьшается).

Расчеты показывают, что экономический ущерб от недополучения прибыли можно не учитывать при добыче руд с невысоким содержанием металла и при большом сроке работы рудника.

Приведенные выше формулы для определения экономического ущерба от потерь и разубоживания руды имеют некоторые неточности (недоучет разного извлечения металла при переработке добытой и бедной руды и другие неточности, однако, учитывая точность получаемых исходных данных, стремление к уточнению расчета не оправдывается практическими соображениями).

Из последних методов заслуживает внимания методика сравнительной оценки систем разработки, предложенная докт. техн. наук В. А. Шестаковым. Эта методика дополнительно учитывает наличие ряда компонентов в рудах, более точное влияние ценности теряемой руды, фактор времени, величину производственных фондов и ряд других уточнений [43].

### § 3. Укрупненные показатели добычи и переработки руды

**Определение полной себестоимости добываемой руды.** Ориентировочно определить полную себестоимость добываемой руды можно на основе данных о полной себестоимости при другой системе разработки, исходя из приведенного ниже процентного соотношения при различных системах разработки или по себестоимости очистной выемки:

	Сравнительная полная себестоимость добычи 1 т руды, %
Системы с креплением и закладкой . . . . .	100
Системы с закладкой . . . . .	80—85
Системы с магазинированием с отбойкой руды спу- рам . . . . .	60—70
Системы с магазинированием и с массовой отбойкой руды . . . . .	25—30
Системы с открытым очистным пространством:	
маломощные рудные тела . . . . .	70—80
мощные рудные тела . . . . .	30—50
Система слоевого обрушения . . . . .	65—75
Система подэтажного обрушения с применением мата	50—60
Система подэтажного обрушения с массовой отбойкой руды . . . . .	25—30
Система этажного самообрушения руды . . . . .	15—20
Система этажного принудительного обрушения руды	20—25
Системы разработки весьма толстых рудных тел с раздельной выемкой жильной массы и вмещающих пород . . . . .	150—250

Сравнительную себестоимость добычи руды при комбинированных системах разработки определяют с учетом удельного веса отдельных систем разработки.

Определение полной себестоимости добычи руды на основе данных себестоимости при другой системе в соответствии с приведенными выше данными возможно при условии, если производительность рудника (шахты), приток воды, глубина разработки, состояние механизации и другие условия разработки, не зависящие от системы, примерно одинаковы. В случае же расхождения условий разработки вносят соответствующие коррективы.

**Определение полной себестоимости добычи 1 т руды по удельному весу затрат на очистную выемку.**

Себестоимость 1 т руды

$$C = \varepsilon + a, \text{ руб.},$$

где  $\varepsilon$  — эксплуатационные затраты на 1 т руды, руб.;

$a$  — амортизация капитальных затрат на 1 т руды, руб.

В удельном весе различных затрат при калькуляции себестоимости руды учитывают: эксплуатационные затраты (80—90% от полной себестоимости добычи руды); амортизация капитальных затрат — 10—20% от полной себестоимости добычи руды (большой процент принимают при ограниченном сроке службы и малой производственной мощности шахт и значительном объеме горнокапитальных выработок на 1 т руды).

Эксплуатационные затраты (%) слагаются из следующих видов:

Очистой выемки . . . . .	40—60
Подготовительных работ . . . . .	8—15
Откатки . . . . .	5—10
Подъема . . . . .	4—8
Водоотлива . . . . .	0—4*
Вентиляции . . . . .	1—2
Ремонта и поддержания горных выработок . . . . .	1—2**
Подземного освещения . . . . .	0,5—1
Обслуживания поверхности шахт . . . . .	3—5
Общешахтных расходов . . . . .	15—25

\* В исключительных случаях при максимальном притоке воды 9—10%.

\*\* При особо сложных условиях разработки и весьма неустойчивых породах до 5—10%.

Из приведенного соотношения эксплуатационных затрат следует, что наибольший удельный вес имеют затраты по очистной выемке, составляющие 40—60% всех эксплуатационных затрат или примерно 30—50% полной себестоимости добычи руды.

С увеличением производственной мощности проектируемого рудника затраты на 1 т руды по очистным и подготовительным работам изменяются незначительно.

Затраты по откатке, подъему, вентиляции и обслуживанию поверхности шахт уменьшаются, но не в прямой пропорции, затраты по водоотливу и общешахтным расходам снижаются почти пропорционально росту производительности рудника. В среднем можно считать, что увеличение годовой добычи на 10% для небольших рудников (производственной мощностью менее 100 тыс. т в год) дает снижение эксплуатационных затрат на 1 т на 2,5—3%, а для крупных рудников (производственной мощностью свыше 500 тыс. т в год) на 1—1,5%.

Капитальные затраты на промышленное строительство горнорудных предприятий слагаются из затрат на:

Предварительные работы . . . . .	2—5
Горнокапитальные работы (проведение стволов штолен, квершлагов и других горнокапитальных выработок). . . . .	35—60*
Электромеханическое оборудование . . . . .	20—40
Технические, хозяйственные и транспортные сооружения . . . . .	15—35
Мелкое имущество и инвентарь . . . . .	1—3

\* В среднем 40%.



**Определение себестоимости очистной выемки.** В себестоимость очистной выемки входят: прямая заработная плата забойных рабочих с дополнительной заработной платой и всеми начислениями на заработную плату, стоимость электрической энергии и сжатого воздуха, стоимость закладочного материала, крепежного леса, взрывчатых и других материалов, расходуемых при очистной выемке.

Наибольший удельный вес себестоимости очистной выемки составляет полная заработная плата (40—60%).

Себестоимость очистной выемки можно ориентировочно определить исходя из производительности труда забойного рабочего за смену, полной его заработной платы за рабочую смену (прямая заработная плата, дополнительная заработная плата и все начисления на заработную плату) и удельного веса полной заработной платы в себестоимости очистной выемки.

Определить полную себестоимость добычи руды можно по удельному весу затрат на очистную выемку в полной себестоимости (при известной себестоимости очистной выемки).

**Ориентировочное определение себестоимости обогащения 1 т руды.** Себестоимость обогащения колеблется в значительных пределах в зависимости от состава руды, принятых методов обогащения, производительности обогатительной фабрики и стоимости реагентов.

При ориентировочных расчетах себестоимость обогащения монометаллических руд простыми способами (флотация, гравитация, магнитное обогащение, амальгамация) принимают равной 30—50% от полной себестоимости добычи 1 т руды системой с креплением и закладкой. При сложных и дорогих способах переработки (селективная флотация полуметаллических руд, комбинация различных способов) себестоимость обогащения достигает 100% от полной себестоимости добычи руды системой с креплением и закладкой. Меньший процент из указанных принимают при значительной мощности фабрики (свыше 500 т перерабатываемой руды в сутки).

Если до переработки на обогатительной фабрике руда подвергается сортировке, то стоимость сортировки 1 т товарной руды добавляют к стоимости обогащения, однако в этом случае учитывают уменьшение количества перерабатываемой руды на фабрике.

Себестоимость металлургического передела концентратов колеблется в весьма значительных пределах. Эту себестоимость принимают лишь по данным соответствующих предприятий. При отсутствии данных по металлургическому переделу сравнивают системы разработки с учетом показателей добычи и обогащения руды.

**Применение показателя рентабельности.** Показатель рентабельности используют не только при выборе систем разработки, но также при обосновании применения валового или селективного метода выемки, обосновании целесообразности применения подземной или поверхностной сортировки.

При обосновании валового или селективного метода выемки сравнивают соответствующие системы разработки, учитывают дополнительные затраты, связанные с селективной выемкой, и различные показатели по извлечению полезных компонентов при переработке руды на фабрике или заводе, а также различные затраты по переработке при валовой и селективной выемке.

К дополнительным затратам при селективной выемке относят затраты, связанные с увеличенным объемом горнопроходческих работ, поддержанием горных выработок и проведением подземной сортировки в забое (если она предусматривается).

#### § 4. Показатели сортировки и мероприятия по повышению ее эффективности

Рентабельность сортировки ориентировочно определяют по формуле

$$D_{\text{сорт}} = (U_1 + v_1) - (U_2 - v_2),$$

где  $U_1$  — снижение затрат при сортировке (отпадают затраты на транспорт и обогащение пустой породы), руб.;

$v_1$  — ценность дополнительно извлекаемого полезного компонента при сортировке (повышенное извлечение полезного компонента на обогатительной фабрике или заводе из отсортированной руды), руб.;

$U_2$  — затраты, связанные с сортировкой, руб.;

$v_2$  — ценность теряемого металла при сортировке (металл, теряемый в отбрасываемой породе).

При получении отрицательной величины  $D_{\text{сорт}}$  сортировка нецелесообразна.

При решении вопросов, связанных с сортировкой, приближенно принимают следующие показатели (более точные показатели устанавливаются в каждом случае на основе специальных наблюдений и исследований):

1) подземная сортировка: минимальный размер куска горной массы, подлежащей отсортировке, 75—100 мм; производительность труда сортировщика от 1 до 2,5 т/смену отсортированной горной массы в зависимости от условий сортировки; количество отсортированной пустой породы от 20 до 50% (в среднем 30—35%) от общего количества пустой породы, смешанной с рудой;

2) поверхностная сортировка: минимальный размер куска горной массы, подлежащей отсортировке, 25—50 мм (чаще 50 мм); производительность труда сортировщика по отсортированной горной массе от 1 до 6 т/смену (в среднем 2—4 т/смену) в зависимости от условий сортировки; количество сортируемого материала от 20 до 80% (в среднем 50—60%) от общего количества во всей массе; среднее содержание полезных компонентов в отбрасываемой породе

определяют по данным специальных наблюдений, ориентировочно его принимают равным 5—10% от содержания полезных компонентов в общей сортируемой горной массе; основные дополнительные затраты по организации поверхностной сортировки — оплата труда сортировщиков, расходы по перемещению сортируемого материала (конвейеризация); уменьшение расходов при организации поверхностной сортировки (отпадают расходы на транспорт отсортированной пустой породы от рудника до фабрики, расходы по переработке породы на фабрике).

Выход кусков различного размера определяют по кривой ситового анализа.

Основные мероприятия по повышению эффективности поверхностной сортировки: предварительное дробление руды до 100—150 мм, обмывание руды перед сортировкой; ширина ленты 600—700 мм в том случае, если сортировщики находятся с одной стороны, и 1000—1200 мм, если сортировщики находятся с двух сторон; скорость перемещения ленты 0,2—0,3 м/сек; расстояние между сортировщиками 0,9—1,8 м; усиленное и специальное освещение сортируемой горной массы; направление воды после промывки руды в отстойники с последующим использованием шлама для извлечения металла; периодическое проведение хорошо поставленных наблюдений за опытной сортировкой, при которой должны быть выявлены все необходимые показатели.

При выборе вида сортировки в основном ориентируются на поверхностную сортировку, как более эффективную. Однако и при поверхностной сортировке дополнительно может применяться подземная сортировка.

Исследования сортировки были проведены в ИГД им. А. А. Скочинского, по которым выявлено, что себестоимость поверхностной сортировки 1 т пустой породы зависит в основном от производительности труда сортировщика. Производительность труда сортировщика зависит от крупности куска и составляет при крупности 25 мм — 0,5 т/смену, 50 мм — 1 т/смену, 100 мм — 2 т/смену, 150 мм — 3,5 т/смену, 200 мм — 7 т/смену.

## § 5. Мероприятия по дальнейшему увеличению эффективности разработки рудных месторождений

1. Заимствовать передовой опыт работы шахт угольной промышленности. Переходить, где это возможно, на выемку руды забоем-лавой, применять металлические стойки и металлическую сетку, щитовую передвижную крепь, применять при ограниченной крепости горной породы электросверла, применять конвейеры, скоростное проведение основных горных выработок (стволов шахт, квершлагов, штолен), внедрять циклическую организацию работы. Особое внимание должно быть обращено на проведение очистных работ по графитку

цикличности или сетевому графику. Отсутствие установленных графиков и контроля за их выполнением на ряде рудняков является весьма существенным недостатком работы.

2. Использовать многозабойный, многоперфораторный и другие методы работы.

3. Внедрять комплексную механизацию всех работ с широким использованием дистанционного и автоматического управления отдельными машинами.

4. Применять при соответствующих условиях разработки системы с массовой отбойкой руды глубокими скважинами уменьшенного диаметра. Отбойку руды глубокими скважинами следует считать одним из перспективных способов, отвечающих как технико-экономическим, так и санитарно-гигиеническим требованиям ведения очистных работ. При соответствующих условиях должна применяться отбойка руды в зажатой среде.

5. Применять при всех системах разработки самоходное буровое, погрузочное и транспортное оборудование, особенно при разработке горизонтальных и пологих месторождений. Применение самоходного оборудования наряду с глубокими скважинами является важнейшим мероприятием в области разработки рудных месторождений.

6. Повышать эффективность систем с закладкой путем применения гидравлической закладки и закладочных машин, твердеющей закладки и качественных настилов.

7. Механизировать бетонные работы на рудниках с широким использованием передвижных установок для приготовления и подачи бетона.

8. Внедрять штанговую крепь для закрепления как подготовительных, так и очистных выработок.

9. Внедрять гибкие перекрытия при системах слоевого обрушения.

10. Строго учитывать потери и разубоживание и осуществлять все возможные мероприятия по уменьшению потерь и разубоживания руды, что следует считать важнейшей задачей отечественной горно-рудной промышленности.

11. Устанавливать эффективность систем разработки с учетом себестоимости, потерь и разубоживания руды и показателей последующей технологии переработки руды на обогатительных фабриках и заводах. Следует всегда учитывать, что невыполнение требований технологии ведет во многих случаях к уменьшению извлечения полезных компонентов и увеличению затрат по переработке руды.

12. Устанавливать более точную горногеологическую характеристику месторождений, подлежащих отработке. Недостаточная разведанность месторождений (включая характеристику вмещающих пород) является одной из причин неправильных решений в проектах и последующей низкой эффективности разработки месторождений.

13. Конструктивно оформлять комбинированные системы разработки с учетом максимальной эффективности разработки всего блока (эффективно вынимать камеры и целки).

14. Проводить широкие исследования по массовой отбойке руды, установлению целесообразных параметров систем разработки, способов управления горным давлением, уменьшению потерь и разубоживания, уменьшению пылеобразования при очистной выемке, установлению эффективных мероприятий по борьбе с пожарами на медноколчеданных рудниках, проводить исследования, связанные с комплексной механизацией и автоматизацией производственных процессов и операций, по изысканию и применению новых видов крепи и способов отбойки.

15. Внедрять при соответствующих условиях принципиально новые способы разработки — подземное выщелачивание с предварительным дроблением рудного массива (отбойка глубокими скважинами, применение ядерных зарядов и др.).

## Часть II

# Разработка рудных месторождений открытым способом

---

### Глава I

#### ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ, ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

##### § 1. Общие сведения

Месторождения полезных ископаемых разрабатывают открытым способом с древних времен, однако масштаб их был незначительным. Только в XX веке появились грандиозные горные предприятия, добывающие полезные ископаемые открытым способом с годовой производственной мощностью, измеряемой десятками миллионов тонн.

В дореволюционной России добыча полезных ископаемых открытым способом имела сравнительно ограниченные размеры. В основном открытые работы применяли при добыче железной руды (до 68%). Добыча же угля открытым способом составляла всего 0,6%. Уровень техники при разработке месторождений открытым способом в России был весьма низок. После Великой Октябрьской социалистической революции открытые работы в СССР широко распространились, особенно за последние 15—20 лет, в связи с бурным развитием отечественной машиностроительной промышленности (экскаваторное, транспортное машиностроение). Ведущая роль в технике и организации открытых работ в СССР принадлежит железорудным, медно-рудным и угольным предприятиям.

В настоящее время открытыми работами добывают более 50% всех полезных ископаемых. Доля открытого способа разработки в общей добыче полезных ископаемых приведена в табл. 29.

Наиболее хорошо оснащенными карьерами в СССР являются: железорудные — Магнитогорский, Бакальский, Качканарский (Урал); Криворожские (карьеры Южного, Ново-Криворожского, Центрального, Северного и Игулецкого горнообогатительных комбинатов), Лебедянский и Михайловский карьеры КМА, Соколовский, Сарбайский, Лисаковский (Казахстан), Керченский; цветной металлургии — Коунрадский, Гайский, Агараковский, Сибавский, Алмалыкский, Норильские, Кургашиканский, Тпшинский;

Таблица 29\*

Полезное ископаемое	Годы				
	1950	1960	1965	1970	1980
Уголь . . . . .	11	20	24	28	52
Железная руда . . . . .	44	56	63	70	80
Руды прочих металлов . . . . .	46	53	61	64	70
Марганцевая руда . . . . .	—	29	55	75	80
Горнохимическое сырье . . . . .	—	50	72	78	80
Строительные материалы . . . . .	100	100	100	100	100

\* Ржевский В. В. [32]

угольной промышленности — Богословский, Волчанский, Коркинский, Черемховский, Райчихинский, Иртышский, карьеры Кузбасса и другие.

Ряд карьеров большой производственной мощности строят или вводят в эксплуатацию в настоящее время.

Наиболее крупными зарубежными карьерами являются медно-рудный карьер «Юта-коппер» (США) мощностью 90 тыс. т руды в сутки, меднорудный «Чукикамата» (Чили) мощностью 54 тыс. т руды в сутки, «Нью-Корнелиа» (США) мощностью 21 тыс. т руды в сутки и ряд других.

Основными причинами, характеризующими высокий уровень техники и организации открытых работ, являются: полная механизация основных производственных процессов с применением мощного и высокопроизводительного оборудования (экскаваторов, буровых станков, электровозов, автосамосвалов, конвейеров, гидромониторов и др.), применение эффективных систем разработки, организация работ по графику цикличности, высокая производительность ряда предприятий, достигаемая в короткие сроки.

Развитию добычи полезных ископаемых открытым способом способствовали работы советских ученых: акад. Н. В. Мельякова, чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского, профессоров Е. Ф. Шешко, П. И. Городецкого, Б. П. Боголюбова, Н. Г. Домбровского, А. С. Фиделева, М. Г. Новожилова, П. Э. Зуркова, Б. П. Юматова, А. И. Арсентьева и других.

*Достоинства открытых работ.* Широкое развитие открытых работ объясняется их существенными преимуществами по сравнению с подземной разработкой; большими возможностями механизации; применением мощных высокопроизводительных машин больших габаритов и с любым видом привода; большей безопасностью работ; отсутствием стесненных условий работы, достаточным количеством света и воздуха, что обеспечивает лучшие гигиенические условия

и большую производительность труда рабочих; возможностью развития добычи полезных ископаемых в более короткие сроки; большим извлечением полезного ископаемого и возможностью добычи его с высокой производительностью труда и низкой себестоимостью.

Производительность труда рабочего на карьерах многих ответственных предприятий в пять-шесть раз выше производительности труда рабочего по шахте, а себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого в три-четыре раза ниже, чем при подземном способе работ; значительно снижаются удельные капиталовложения. Расчеты, проведенные проектными организациями, показали, что удельные капитальные вложения на строительство новых высокопроизводительных карьеров в Кемеровской области и Красноярском крае будут примерно в 10 раз меньше, чем на подземных рудниках.

*Недостатки открытых работ:* значительные первоначальные затраты на приобретение оборудования и выемку пустых пород (вскрышные работы); зависимость от климатических условий. Однако, несмотря на эти недостатки, открытые работы при соответствующих условиях более эффективны по сравнению с подземными.

## § 2. Основные понятия и горпотехнические термины

**Карьер** — совокупность выемок в земной коре, образованных в процессе производства горных работ при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.

Таким образом, термин «карьер» применяется в двух значениях — хозяйственном и техническом.

Применительно к угольным месторождениям карьер часто называют разрезом.

**Карьерное поле** — месторождение (или часть его), разрабатываемое одним карьером. Карьерное поле разделяется на горизонтальные слои — горизонты, принимающие в процессе разработки ступенчатую (уступную) форму.

**Уступ** — слой толщи (определенной высоты) пустых пород или полезного ископаемого, разрабатываемый самостоятельными средствами отбойки, погрузки и транспорта. Каждому уступу присваивается абсолютная или относительная высотная отметка его нижней площадки (отметка транспортных путей). Различают следующие элементы уступа (рис. 184).

**Верхняя площадка** — это верхняя (обычно горизонтальная) часть поверхности уступа.

**Нижняя площадка** — это нижняя (обычно горизонтальная) часть поверхности уступа.

**Откос** — фронтальная вертикальная или чаще наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства.



**Угол откоса** — угол, образуемый откосом уступа и горизонтальной плоскостью.

**Верхняя и нижняя бровки уступа** — линии пересечения откоса с верхней и нижней площадками.

**Забой уступа** — поверхность, являющаяся объектом горных работ (торец уступа или его откос).

**Борта карьера** — боковые поверхности, ограничивающие карьер (рис. 185). Следовательно, борта карьера являются совокупностью откосов и площадок всех уступов карьера. Следует различать рабочий борт, на котором производятся или не закончены горные работы, и нерабочий борт, на котором горные работы не производятся (горные работы закончены).

**Бермы** — горизонтальные площадки на нерабочем борту карьера, служащие для размещения транспортных путей (транспортные бермы); для предохранения работающего оборудования от падающих кусков породы (предохранительные бермы); для механической очистки от падающих кусков (бермы очистки).

**Рабочая площадка** — горизонтальная площадка на рабочем уступе, служащая для размещения бурового, добычного и транспортного оборудования.

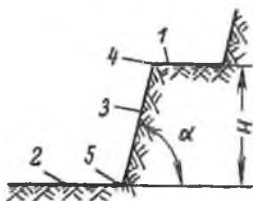
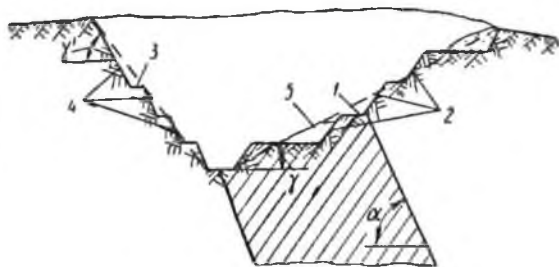


Рис. 184. Элементы уступа:

1 — верхняя площадка;  
2 — нижняя площадка; 3 — откос; 4 — верхняя бровка;  
5 — нижняя бровка; α — угол откоса; H — высота уступа

Рис. 185. Поперечный разрез карьера:



α — угол падения пласта;  
γ — угол откоса рабочего борта карьера; γ' — угол откоса нерабочего борта карьера; 1 — рабочий уступ; 2 — рабочий борт карьера; 3 — предохранительная берма; 4 — нерабочий борт карьера; 5 — отбитая горная масса

**Дно карьера** — нижняя поверхность карьера.

**Верхний контур карьера** — линия пересечения борта карьера с неразработанной поверхностью.

**Нижний контур карьера** — линия пересечения борта с дном карьера.

**Откос борта карьера** — плоскость, касательная к верхней и нижней бровкам карьера.

**Угол откоса борта карьера** — угол, образованный линией откоса борта карьера и проекцией этой линии на горизонтальную плоскость.

**Траншея** — открытая горная выработка трапецевидного поперечного сечения. Однобортная траншея, проводимая по естественному косогору местности, имеет неполный поперечный профиль. Обычно в карьере имеются три вида траншей.

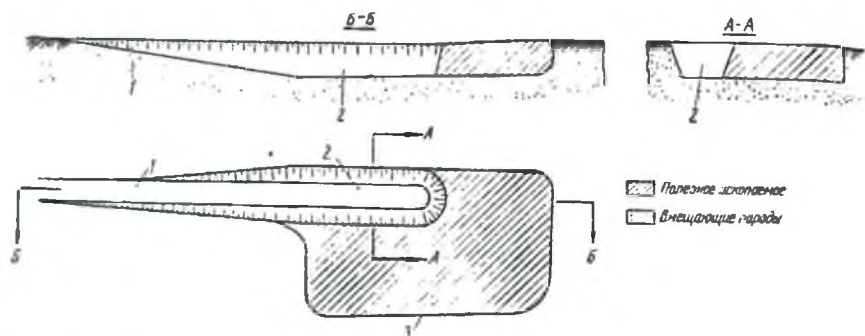


Рис. 186. Расположение траншей при разработке горизонтального месторождения ограниченной мощности с односторонним развитием очистной выемки:

1 — высадная траншея; 2 — разрезная траншея; 3 — контур месторождения

**Капитальная траншея** — траншея, обеспечивающая доступ с поверхности земли к рабочим горизонтам карьера или же подход от одной разрабатываемой части месторождения к другой. Капитальным траншеям придают уклон (подъем) и поперечные размеры, соответствующие виду транспорта и способу проведения (рис. 186).



Рис. 187. План расположения заходок и блоков при выемке слоя:

I, II, III — заходки; Б — блоки; К — контур карьера

**Разрезная траншея** — траншея, обеспечивающая первоначальный фронт работ и размещение горного и транспортного оборудования. Разрезные траншеи начинаются от капитальных. Их проводят горизонтальными, реже слабонаклонными. Они разрезают месторождение по заданному направлению, чаще от одной границы к другой (рис. 186).

После того как проведена разрезная траншея, разрабатывают один или оба ее борта (отработка уступа).

**Дренажная траншея** — траншея, предназначенная для отвода воды.

**Заходки** — параллельные полосы, которыми разрабатывается уступ (рис. 187).

**Блок** — часть заходки по ее длине, разрабатываемая самостоятельными средствами отбойки и погрузки. Заходки разделяют на блоки при большой длине заходки, чтобы ускорить ее отработку (рис. 187).

**Фронт работ уступа** — часть уступа по его длине, подготовленная для разработки. Подготовка фронта уступа заключается главным образом в проведении разрезной траншеи и подводе транспортных средств, а также энергии, обеспечивающих работу основного оборудования в блоках (локомотивов, буровых станков, экскаваторов). Фронт работ уступа измеряется его протяженностью в метрах. Нормальный фронт работ на один экскаватор при железнодорожном транспорте 500—600 м (минимум 300—400 м), при автотранспорте и ленточных конвейерах 100—200 м (минимум 40—50 м).

**Фронт работ карьера** — суммарная протяженность работы уступов карьера. Различают фронт работ по руде и пустым породам.

**Вскрыша** — породы, подлежащие выемке и удалению при открытых горных работах.

**Вскрышные работы** — горные работы по выемке и удалению пород (вскрыши), имеющие целью подготовку полезного ископаемого для добычи открытым способом. Затраты на 1 м<sup>3</sup> вскрышных работ в период эксплуатации составляют 0,25—1,5 руб. в зависимости от пород, дальности перевозок и климатических условий.

### § 3. Конструктивные размеры элементов карьера

*Параметры уступа и число уступов в карьере.* Параметры уступа (высота, угол откоса) принимают в зависимости от используемого оборудования, характеристики разрабатываемых пород и условий работ.

Правильная взаимосвязь между высотой уступа и рабочими размерами экскаватора обеспечивает наиболее производительную, безопасную и экономичную работу оборудования на уступе и выдачу сырья повышенного качества. Высота уступа тесно связана с высотой черпания экскаватора. В некоторых породах ее обычно принимают равной высоте черпания. В скальных породах принимают такие параметры уступа, чтобы высота развала породы после взрыва была не более 1,5 высоты черпания экскаватора (высота черпания у экскаватора ЭКГ-4 = 10 м, ЭКГ-8 = 13 м, ЭКГ-12 = 16,5 м).

Раздельная погрузка различных сортов руды или погрузка руды отдельно от породы возможна только при высоте уступа, не превышающей высоты черпания экскаватора.

В практике работы карьеров высота уступа обычно колеблется от 3 до 15 м (при экскаваторной погрузке чаще 10—15 м для породы и 8—12 м для руды). В проектах новых мощных карьеров оптимальная высота уступа предусматривается в пределах 12—15 м для экскаваторов ЭКГ-4,6 и 17—20 м для экскаваторов ЭКГ-8. Углы откосов рабочих уступов принимают для скальных изверженных пород 70—80°, для скальных осадочных пород 50—60°, для полускальных и сухих песчаных пород 40—50° и для глинистых пород 35—45°.

Откосы отработанных уступов (уступов нерабочего борта карьера) принимают более пологими (на 5—10°), так как они служат в тече-

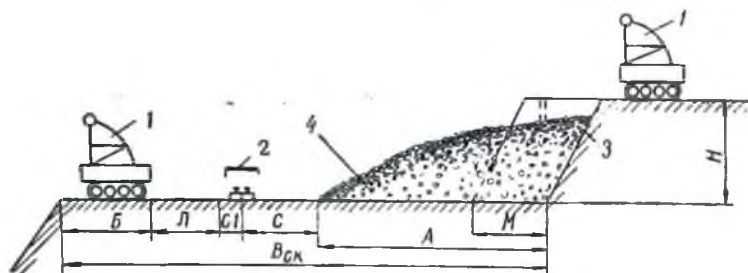


Рис. 188. Рабочая площадка уступа:

1 — буровой станок; 2 — железнодорожный вагон; 3 — откос; 4 — раваат породы после взрыва

ние длительного времени. Часто на площадках этих уступов располагают стационарные карьерные пути.

На величину угла откоса и высоту уступа оказывают влияние водоносность пород; сухие породы обычно допускают большой угол откоса и большую высоту уступа.

Ширина рабочих площадок колеблется в значительных пределах в зависимости от применяемого оборудования и способа работ, обычно она равна 40—60 м, но при многорядном взрывании скважин достигает 80—100 м.

Число уступов в карьере принимают в соответствии с запроектированной глубиной разработки. Глубина разработки при проведении открытых работ иногда достигает значительной величины.

Коркинский угольный карьер является одним из наиболее глубоких карьеров в СССР — глубина его более 300 м. Новый проект предусматривает углубление его до 500 м от поверхности. Проектная глубина ряда железорудных карьеров составляет: Качарского 725 м, Сарбайского 700 м, Коршуновского 560 м. Из зарубежных карьеров наибольшую глубину имеет меднорудный карьер «Юта-копфер» (более 700 м).

Минимальную ширину рабочей площадки (рис. 188) при разработке скальных пород определяют по формуле

$$B_{ск} = A + C + C_1 + L + B,$$

- где  $A$  — ширина развала породы после взрыва, м;  
 $C$  — расстояние от кромки развала до оси железнодорожного пути — 3—4 м;  
 $C_1$  — половина ширины полотна для железнодорожного пути (при колее 1000 мм — 2 м; при колее 1524 мм — 2,5—3 м);  
 $L$  — часть рабочей площадки, обеспечивающая создание подготовленного запаса руды на нижележащем уступе, — 10—20 м;  
 $B$  — ширина полосы после взрыва, зависит от способа производства буровзрывных работ.  
 В общем случае

$$A = kH + b(n - 1),$$

- где  $H$  — высота уступа, м;  
 $k$  — коэффициент, равный 1,5—2,5;  
 $b$  — расстояние между рядами скважин при многорядном взрывании, м;  
 $n$  — число взрываемых рядов скважин.

Типовые параметры заходов, развалов и площадок приведены в табл. 30\*.

Таблица 30

Показатели	Экскаватор ЭКГ-4		Экскаватор ЭКГ-8	
	без рыления пород	с рылением пород (крепкие породы)	без рыления пород	с рылением пород (крепкие породы)
Высота уступа, м . . . . .	10	10—15	13	15—20
Ширина заходки, м . . . . .	13	14,5	17,5	20
Ширина развала, м . . . . .	—	25—29	—	34—40
Минимальная ширина рабочей площадки, м . . . . .	24	36—40	28,5	45—51

\* По данным Цетротрепшохта.

При окончательной отработке уступов карьера должны быть оставлены предохранительные бермы шириной 0,2 высоты прилегающего уступа. Их оставляют через каждые 15 м по вертикали в мягких и через 30 м в скальных породах с соблюдением величины общего угла откоса борта согласно проекту.

Угол откоса рабочего борта зависит от ширины рабочих площадок и высоты рабочих уступов, его определяют в каждом отдельном случае.

Угол откоса нерабочего борта карьера (угол погашения) определяется из условий обеспечения устойчивости отработанных уступов карьера с учетом глубины и возможности размещения берм и траншей.

В табл. 31 приведены рекомендуемые Гипрорудой углы бортов отработанного карьера.

Таблица 31

Породы	Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Прото-дьяконова	Углы откосов уступов при погашении работ, град	Углы откосов бортов карьера, град, при глубине до, м			
			90	180	240	300
Очень крепкие . . .	15—20	75—85	60—68	57—65	53—60	48—54
Крепкие . . . . .	8—14	65—75	50—60	48—57	45—53	42—48
Средней крепости . .	3—7	55—65	43—50	41—48	39—45	36—43
Довольно мягкие . .	1—2	40—55	30—43	28—41	26—39	24—30
Мягкие и землястые	0,6—0,8	25—40	21—30	20—28	—	—

Правильное установление углов откоса карьера имеет большое практическое значение, так как отклонение угла наклона всего на  $1^\circ$  изменяет объем вышмаемых пород примерно на 4%.

Приведенные выше углы откоса уступов и бортов карьера являются ориентировочными. Они могут быть приняты при предварительных расчетах и подлежат уточнению на основе данных специальных исследований и конкретных наблюдений.

Число блоков и их длина. На одном уступе при железнодорожном транспорте обычно работают 2—3 экскаватора (что соответствует числу блоков), а при автотранспорте число экскаваторов на уступе может значительно увеличиваться и лимитируется пропускной способностью трассы (число блоков на уступе достигает 5—6). При конвейерном транспорте число блоков ограничивается лишь длиной отдельных блоков. Минимальную длину блока ограничивают транспортные и буроварывные работы. При железнодорожном транспорте при разработке скальных пород 300—500 м, при выемке мягких пород 200—400 м, при автомобильном транспорте длина блока сокращается до 100—250 м. При непостоянном качестве полезного ископаемого (особенно на рудных карьерах) длина блоков значительно колеблется в зависимости от числа сортов полезного ископаемого.

Общий объем горной массы в контурах карьера. Такой объем при горизонтальном рельефе поверхности определяют ориентировочно по формуле чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского

$$V = SH + \frac{1}{2} PH^2 \cdot \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H^3 \cdot \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}},$$

где  $S$  — площадь дна карьера, м<sup>2</sup>;

$H$  — глубина карьера, м;

$P$  — периметр дна, м;

$\gamma_{\text{ср}}$  — усредненный угол откоса бортов, град.

Площадь, форма контура и периметр подошвы карьера зависят от размеров и конфигурации залежи. Подошве карьера придают по возможности округленную форму с целью повышения устойчивости бортов и уменьшения объема пзвлекаемых пород.

#### § 4. Виды работ в карьере и нормативы запасов по степени подготовленности их к добыче

Различают следующие основные виды работ при открытой разработке месторождений полезных ископаемых: 1) подготовку поверхности — вырубку леса, корчевку пней, отведение рек, ручьев, спуск воды из озер и болот, перепесение дорогостоящих сооружений; осушение месторождений и ограждение его от воды проведеннем открытых канав или специальных подземных и дренажных выработок; 2) проведение горнокапитальных выработок (выездных и разрезных траншей); 3) проведение вскрышных (горноподготовительных) работ — съемка наносов и выемка вмещающих пустых пород; 4) добычные работы — непосредственная добыча полезного ископаемого из месторождения; 5) вспомогательные работы — выравнивание рабочих площадок; удаление козырьков на уступах и др.

В необходимых случаях полезное ископаемое защищают от оставленных пустых пород (небольшой слой пустой породы толщиной от 0,5—1 до 2,3, чаще до 1—1,5 м оставляют при вскрышных работах с целью уменьшения потерь полезного ископаемого при выемке породы экскаваторами, а также при неровности кровли полезного ископаемого). Зачистка производится драглайнами или бульдозерами.

Как и при подземной разработке, запасы полезного ископаемого при открытой разработке разделяют на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке (рис. 189 и 190).

К вскрытым запасам относятся запасы тех участков уступов карьера, кровля которых освобождена от покрывающих пустых пород (или полезного ископаемого, лежащего выше уступа) или обнажена вследствие естественных условий залегания, причем во всех случаях должна быть пройдена въездная траншея. На участках,

где расположены вскрытые запасы, проходят необходимые дренажные выработки. В тех случаях, когда разрабатывают уступ ниже горизонта транспортных путей и не требуется проходить траншей (например, при работе драглайна, забирающего породу ниже отметки, на которой он находится), к вскрытым запасам относят запасы той части уступа, которая освобождена от покрывающих пород или полезного ископаемого вышележащего уступа.

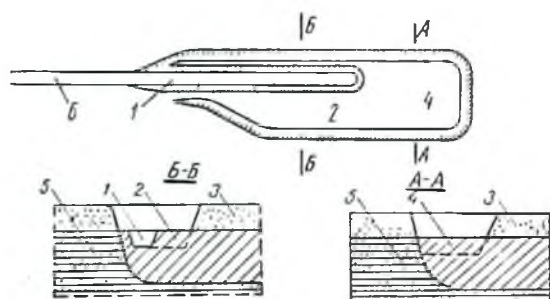


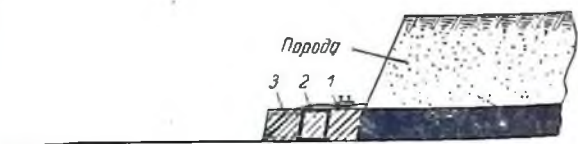
Рис. 189. Схема к определению вскрытых и подготовленных запасов горизонтального рудного месторождения, открытого напосамп:

1 — дренажная траншея; 2 — подготовленные запасы; 3 — паносы; 4 — вскрытые запасы; 5 — вмещающие породы; 6 — въездная траншея

Подготовленными запасами считают запасы участков уступа, на которых обнажены верхняя и боковая площади, обеспечивающие возможность проведения добычных работ открытым способом. Подготовленные запасы создают путем выемки соответствующего объема пустых пород на вскрытых ранее участках месторождения.

Рис. 190. Схема к определению запасов по их подготовленности при разработке горизонтального рудного пласта:

1 — вскрытые запасы; 2 — запасы, подготовленные к зачистке; 3 — запасы, готовые к выемке



При отсутствии необходимости вынимать пустые породы подготовленные запасы на рабочем горизонте создают, проводя разрезную траншею по полезному ископаемому. Чтобы создать готовые к выемке запасы, зачищают кровлю уступа от оставленной пустой породы в подготовленных ранее участках месторождений (дополнительная вскрыша оставленных при съёмке пород). Запасы, готовые к выемке, могут при соответствующих условиях разработки (нет необходимости зачистки) отсутствовать. В этом случае непосредственной выемке подлежат подготовленные запасы. Так же как и при подземных работах, подготовленные запасы являются частью вскрытых, а готовые к выемке — частью подготовленных.



Подготовленность запасов устанавливают на 1 апреля и на 1 октября каждого года. Согласно ПТЭ переходящие запасы полезного ископаемого должны составлять:

	На 1 апреля	На 1 октября
Вскрытые запасы не менее чем на, мес . .	6	12
Подготовленные запасы не менее чем на, мес	3	6
Готовые к выемке не менее чем на, мес . .	2	3

При сезонности вскрышных работ готовые к выемке запасы на 1 октября должны составлять не менее 6—8-месячной производительности карьера.

### § 5. Исходные материалы для решения вопросов, связанных с открытой разработкой месторождения

Основными материалами, необходимыми для решения вопросов, связанных с открытыми горными работами, являются:

- 1) подробные сведения о запасах полезного ископаемого в отдельных участках месторождения с указанием содержания полезных компонентов; запасы приводят по отдельным категориям и сортам полезного ископаемого;
- 2) первичная геологическая документация (полевые книжки, журналы буровых работ и проходки разведочных выработок, разрезы разведочных скважин и выработок);
- 3) погоризонтные планы в масштабе 1 : 1000 через 10—15 м, в сложных случаях разработки через 5 м (на планах указывают высоту уступа);
- 4) планы буровых скважин по сетке 50—100 м в зависимости от сложности месторождения;
- 5) поперечные и продольные размеры по линиям скважин в масштабе 1 : 200—1 : 500 в зависимости от размеров месторождения;
- 6) план поверхности в горизонталях (через 1—2 м) в масштабе 1 : 1000—1 : 2000;
- 7) общий план поверхности в масштабе 1 : 2000—1 : 10 000;
- 8) геологическая карта района в масштабе 1 : 50 000, геологическая карта месторождения в масштабе 1 : 5000—1 : 10 000 и отдельных участков месторождения в масштабе 1 : 500—1 : 2000;
- 9) гидрогеологические разрезы по дренажным штрекам и разведочным линиям в масштабе 1 : 2000—1 : 5000;
- 10) изогипсы водоносного горизонта;
- 11) изогипсы мощностей полезного ископаемого и пустых пород;
- 12) изогипсы почвы и кровли месторождения полезного ископаемого;
- 13) детальная характеристика физико-механических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород: устойчивость (необходима при выборе высоты уступа, угла откоса и системы разработки);

крепость, трещиноватость и выветрелость пород (учитывают при выборе способа отделения горной массы от общего массива); слоистость пород (учитывают при расположении шнуров или скважин); водоносность пород (учитывают при оценке устойчивости пород и при выборе взрывчатого вещества); разрыхляемость пород (учитывают при погрузке и транспортировании горных пород); угол естественного откоса в массиве и в разрушенном состоянии (учитывают при выемке и погрузке горных пород); объемный вес пород в массиве и в разрушенном состоянии (учитывают при погрузке, перемещении, складировании).

Геологическая служба должна своевременно и правильно составлять все указанные выше характеристики. От точности исходных данных зависит правильное решение вопросов разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом.

## Глава II

### ВЫБОР ОТКРЫТОГО СПОСОБА РАЗРАБОТКИ, ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГЛУБИНЫ И ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ КАРЬЕРА

#### § 1. Выбор открытого способа разработки и показатели открытых работ

*Факторы, влияющие на выбор и показатели открытых работ.*

К числу основных факторов, влияющих на выбор и показатели открытых работ, следует отнести: мощность покрывающих пород; физические свойства покрывающих и вмещающих пустых пород; форму и размеры рудного тела, физические свойства руды; условия залегания месторождения (положение месторождения относительно земной поверхности, угол падения, гипсометрия почвы и кровли); гидрогеологические условия разработки; технические средства, используемые при открытых горных работах (под техническими средствами следует понимать вид энергии и оборудование, в основном буровое, погрузочное и транспортное); климатические условия района работ.

*Выбор способа разработки.* При выборе способа разработки сравнивают экономичность открытых и подземных работ, за исключением тех случаев, когда применение того или иного способа совершенно очевидно. Невыполнение этого элементарного правила часто приводит к отрицательным последствиям.

Важнейшим экономическим и технологическим показателем открытых горных работ является коэффициент вскрыши. Коэффициентом вскрыши называют количество вскрышных пород, выраженных в объемных или весовых единицах на единицу полезного ископаемого ( $m^3/m^3$ ,  $m^3/t$  или  $t/m$ ).

В практике разработки угольных месторождений обычно пользуются коэффициентом вскрыши, выраженным в кубических метрах на тонну ( $m^3/t$ ), в практике разработки рудных месторождений в кубических метрах на кубический метр ( $m^3/m^3$ ) или в тоннах на тонну ( $t/m$ ). Следует различать коэффициенты вскрыши: средний, средний эксплуатационный, эксплуатационный плановый, слоевой, контурный, текущий и граничный (предельный).

Средний коэффициент вскрыши характеризует показатель вскрыши в среднем по всему карьере или участку.

Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши — это отношение общего объема вскрышных пород в карьере, за вычетом той их части, которая перемещена в отвал при строительстве карьера, к общим запасам полезного ископаемого, за вычетом той их части, которая добыта при строительстве.

Эксплуатационный плановый коэффициент вскрыши — отношение объема пород к объему полезного ископаемого, запланированного на определенный эксплуатационный период.

Слоевой коэффициент вскрыши характеризует показатель вскрыши в границах горизонтального слоя карьера.

Контурный коэффициент вскрыши характеризует отношение объема вскрышных пород к извлекаемым запасам полезного ископаемого, прирезаемым к карьере при расширении его контуров в плане или за счет углубления (рис. 191); он выражается формулой

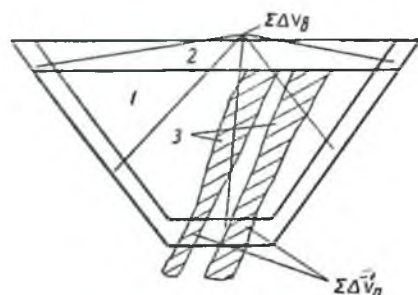


Рис. 191. Схема к определению контурного коэффициента вскрыши:

1 — вмещающие породы; 2 — запасы; 3 — рудное тело

$$K_k = \frac{\sum \Delta V_v}{\sum \Delta V_p}, \text{ м}^3/\text{м}^3$$

и устанавливается при проектировании для определения глубины карьера; с увеличением глубины он обычно возрастает. На конечной глубине контурный коэффициент вскрыши равен граничному.

Текущий коэффициент вскрыши — это фактическое отношение объемов пород и полезного ископаемого, вынутых из карьера за определенный период.

Граничный, или экономически целесообразный, коэффициент вскрыши характеризует наибольший показатель вскрыши, возможный при открытом способе разработки.

Граничный коэффициент вскрыши, выраженный в кубических метрах на тонну, может быть определен по формуле

$$K_r = \frac{C_p - C_o}{C_p},$$

где  $C_p$  — полная себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого при подземном способе работ, руб. (может быть и заданная допустимая себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого);

- $C_0$  — себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого при открытом способе работ (без учета затрат по выемке пустых пород), руб.;
- $C_n$  — полные затраты по выемке 1 м<sup>3</sup> пустых пород при открытом способе работ, руб.

Величины  $C_0$  и  $C_n$  определяются в каждом отдельном случае; ориентировочные значения их приведены в табл. 32\*.

Таблица 32

Условия проведения вскрышных работ	Затраты на 1 м <sup>3</sup> вскрыши, руб.
<b>На небольших карьерах</b>	
Скальные породы и автомобильный транспорт	1—1,4
Мягкие породы и автомобильный транспорт	0,6—0,8
Скальные породы и железнодорожный транспорт	1,0—1,2
Мягкие породы и железнодорожный транспорт	0,8—0,9
Мягкие породы и перевалка вскрыши	0,2—0,4
<b>На крупных карьерах</b>	
Скальные породы и железнодорожный транспорт	0,7—1,0
Мягкие породы и железнодорожный транспорт	0,3—0,5
Скальные породы и автомобильный транспорт	0,8—1,2
Мягкие породы и автомобильный транспорт	0,5—0,8
Мягкие породы и перевалка вскрыши	0,1—0,2

*Примечание.* Затраты на выемку 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого открытым способом зависят от условий и механизации выемки, масштаба работ и способа выемки (валовая или раздельная выемка); ориентировочно в учебных расчетах они могут быть приняты: при валовой выемке 0,8—1,8 руб., при раздельной выемке 1,0—2,2 руб.

В соответствии с объемным весом могут быть определены затраты на 1 т руды, выемкой открытым способом. Полные затраты на выемку 1 т руды подземным способом зависят от условий разработки, способа выемки (валовая, раздельная), применяемой системы, механизации работ и производительности мощности рудника; ориентировочно они могут быть приняты: от 1,5—2 до 6—8 руб. и более (1,5—2 руб. при высокопроизводительных системах на крупных рудниках и 6—8 руб. при малопродуктивных системах на небольших рудниках).

Граничным коэффициентом вскрыши пользуются при экономической оценке открытых горных работ.

При решении вопроса экономичности открытых горных работ по сравнению с подземными определять себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого открытым и подземным способами и затрат по выемке 1 м<sup>3</sup> пустых пород надо по возможности более точно по данным работы аналогичных предприятий или на основе соответствующих технико-экономических расчетов. Расчетные значения

\* По данным В. В. Ржевского.

граничного коэффициента вскрыши колеблются в значительных пределах (от 1—2 до 25—30 м<sup>3</sup>/т). Граничный коэффициент вскрыши в значительной мере зависит от условий и масштаба работ, вида и степени механизации процессов открытой разработки, включая перемещение пустых пород и руды. Наибольшая величина коэффициента вскрыши достигается при перевалке вскрышных пород в отработанные участки карьера.

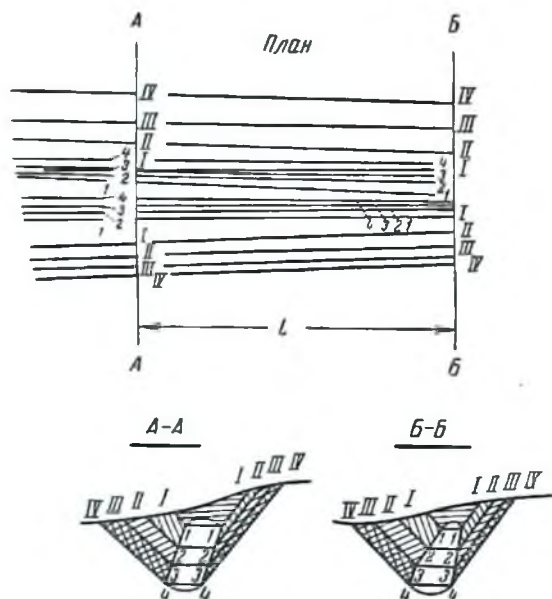


Рис. 192. Схемы к графическому определению глубины карьера:

I—I, II—II, III—III, IV—IV — площади сечения вышних пустых пород, отнесенных к соответствующему горизонту; 1—1, 2—2, 3—3, 4—4 — площади сечения полезного ископаемого, отнесенные к соответствующему горизонту

**Определение границы открытых работ.** При разработке месторождений открытым способом необходимо установить границы открытых работ для перехода на подземные. Такую задачу часто решают при разработке крутых и наклонных месторождений, имеющих значительные размеры по падению. Границы открытых работ определяют графически и аналитически.

Аналитический способ неприемлем при весьма сложной форме месторождений, а графический с успехом используется при любой форме месторождения, но он более трудоемок. Чтобы ускорить и упростить расчеты, рекомендуется при сравнительно простой форме месторождения установить глубину открытых работ аналитическим методом, а затем уточнить ее графически, что дает возможность делать графические построения только на участке, близком к границе открытых работ, установленной аналитическим способом.

Графический способ определения границы открытых работ. Сущность графического способа заключается в следующем (рис. 192).

Поперечные разрезы по месторождению, построенные на основе геологоразведочных работ, разделяют до исследуемой глубины на отдельные горизонтальные слои — уступы (с учетом условий разработки и намечаемого оборудования).

После разделения месторождения на слои графически наносят положения бортов карьера с учетом допустимых углов откоса. Затем точки пересечения бортов карьера с земной поверхностью и почвой карьера каждого поперечного разреза наносят на план поверхности месторождения. Площади породных сечений разбивают на площади по наносам и по коренным породам. Площади (отдельно по породе и полезному ископаемому) обычно измеряют планшметром. Объемы породы и полезного ископаемого по отдельным горизонтам, заключенные между поперечными сечениями, определяют по формулам:

$$V_{п} = \frac{F_{1п} + F_{2п}}{2} L_{AB};$$

$$V_{п. и} = \frac{F_{1п. и} + F_{2п. и}}{2} L_{AB},$$

где  $V_{п}$  — объем породы на 1 м горизонта участка  $L_{AB}$  между сечениями  $AA-BB$ ;

$V_{п. и}$  — объем полезного ископаемого на 1 м горизонта участка  $L_{AB}$  между сечениями  $AA-BB$ ;

$F_{1п}$  — площадь сечения по породе (разрез  $AA$ );

$F_{2п}$  — то же (разрез  $BB$ );

$F_{1п. и}$  — площадь сечения по полезному ископаемому (разрез  $AA$ );

$F_{2п. и}$  — то же (разрез  $BB$ ).

Аналогично определяют объемы породы и полезного ископаемого для других участков карьера 1-го горизонта. Коэффициент вскрыши для всего 1-го горизонта определяют, как отношение объема породы к объему полезного ископаемого на всех участках 1-го горизонта. Аналогично определяют коэффициенты вскрыши для последующих горизонтов.

Сравнивая полученные контурные коэффициенты вскрыши для отдельных горизонтов с граничным возможным при данных условиях разработки, устанавливают границу открытых работ. При этом следует иметь в виду, что нижняя площадка карьера может иметь уступную форму (при невыдержанной мощности тела полезного ископаемого или значительных включениях пустой породы в отдельных участках месторождения).

При ограниченной длине карьера (менее 1000 м) должен быть также графически определен дополнительный объем пород, которые необходимо вынуть с торцов карьера. Этот объем должен быть добавлен к объему пород, определенному по поперечным сечениям.

*Аналитические способы определения границы открытых работ.*  
Проф. П. И. Городецкий определяет глубину карьера из условия

получения максимальной экономичности работ, которая находится, как разность между суммарными производственными затратами при разработке месторождения подземным или открытым способом на одинаковую глубину.

Конечная формула, предложенная П. И. Городецким (рис. 193),

$$H_x = \frac{C_n - C_o}{C_k} \cdot \frac{M}{\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \gamma'} - \frac{C_n}{C_k} h_o,$$

- где  $H_x$  — глубина карьера по руде, м;  
 $C_n$  — затраты по добыче 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого подземным способом, руб.;  
 $C_o$  — затраты по добыче 1 м<sup>3</sup> полезного ископаемого открытым способом (без учета затрат по выемке пустых пород), руб.;  
 $C_k$  — затраты по выемке 1 м<sup>3</sup> коренных пород, руб.;  
 $M$  — горизонтальная мощность пласта, м;  
 $\gamma$  — угол откоса борта карьера по всяческому боку, град;  
 $\gamma'$  — угол откоса борта карьера по лежащему боку, град;  
 $C_n$  — затраты по выемке 1 м<sup>3</sup> наносов, руб.;  
 $h_o$  — мощность наносов, м.

Полная глубина карьера (рис. 193)

$$H = H_x + H_n + h_o.$$

Позже проф. Б. П. Боголюбов пришел к правильному выводу о нецелесообразности учета второстепенных факторов при определении предельной глубины карьера, так как исходные горногеологические данные, используемые при расчетах, неточны. Б. П. Боголюбов определяет глубину карьера из условия равенства граничного и контурного коэффициентов вскрыши с учетом углубки карьера без разнosa его бортов.

Для определения глубины карьера Б. П. Боголюбов предложил формулу

$$H = H_x + H_n = \frac{M(K_n K_r + 1) - D}{\operatorname{ctg} \gamma + \operatorname{ctg} \gamma'},$$

- где  $M$  — горизонтальная мощность рудного тела, м;  
 $D$  — минимально возможная ширина дна карьера, м;  
 $\gamma, \gamma'$  — углы откосов борта карьера;  
 $K_n$  — коэффициент извлечения руды при выемке;  
 $K_r$  — граничный коэффициент вскрыши;  
 $H_x$  — глубина карьера по руде с разносом бортов;  
 $H_n$  — углубка карьера по руде без разнosa бортов.

Приведенные выше формулы применимы при значительной длине месторождения по простиранию. При ограниченных размерах по простиранию ( $\frac{L}{H} < 5$ ) применяют формулы, учитывающие выемку



пород из торцов карьера. Для таких случаев при отсутствии включений пустых пород в рудном теле Б. П. Боголюбов предложил упрощенную формулу

$$H_x = 0,25 \operatorname{tg} \beta \left[ \sqrt{(L+M)^2 + 4LMK_{II}K_r} - (L+M) \right],$$

- где  $H_x$  — глубина карьера с разносом бортов, м;  
 $\beta$  — угол наклона бортов карьера (для упрощения все углы наклона бортов карьера принимаются одинаковыми), град;  
 $L$  — длина месторождения по простиранию, м;  
 $M$  — горизонтальная мощность рудного тела, м;  
 $K_{II}$  — коэффициент извлечения полезного ископаемого;  
 $K_r$  — граничный коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

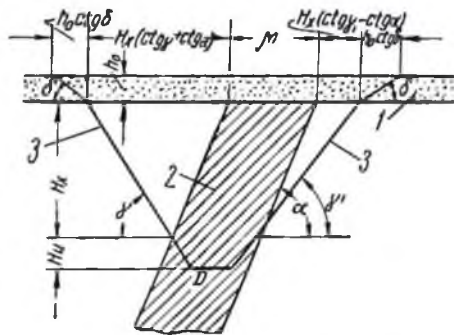


Рис. 193. Схема к определению глубины карьера аналитическим способом:

1 — наносы; 2 — полезные ископаемые; 3 — борт карьера

Аналитические методы П. И. Городецкого, Б. П. Боголюбова и других могут применяться для приближенного определения глубины карьера при разработке простых по форме залежей полезного ископаемого; при разработке залежей сложной формы, как было отмечено выше, применяется метод вариантов. Оба эти метода нашли применение в практике проектирования.

*Дополнительные сведения, касающиеся определения параметров карьера.* Для построения контуров карьера в отработанном виде при переменной мощности рудного тела, глубину карьера определяют для нескольких наиболее характерных поперечных сечений, на основании которых в плане находят точки пересечения линий откоса бортов с поверхностью и дном карьера. Соединяя эти точки плавной линией, получают контуры карьера по поверхности и дну. Торцовые участки карьера окоптуривают с учетом допустимых кривых для выбранного типа транспорта. После построения верхнего и нижнего контуров карьера составляют продольный разрез, на котором дно карьера обычно имеет ступенчатую форму, так как глубина карьера по отдельным сечениям различна. В зависимости от характера оруденения на граничном горизонте и способа транспортирования с нижних горизонтов дно карьера выравнивают. Уступный характер дна в ряде случаев сохраняется, если при этом не ухудшаются условия транспорта. Построенный карьер в

отработанном виде позволяет определить средний коэффициент вскрыши, который должен быть меньше граничного. В построенном карьере размещают транспортные коммуникации.

В ряде случаев, при сравнительно выдержанных рудных телах, на основании ряда поперечных сечений строят средневзвешенный разрез по методике проф., докт. техн. наук А. И. Арсентьева. Опираясь с таким разрезом, более удобно определяют параметры и

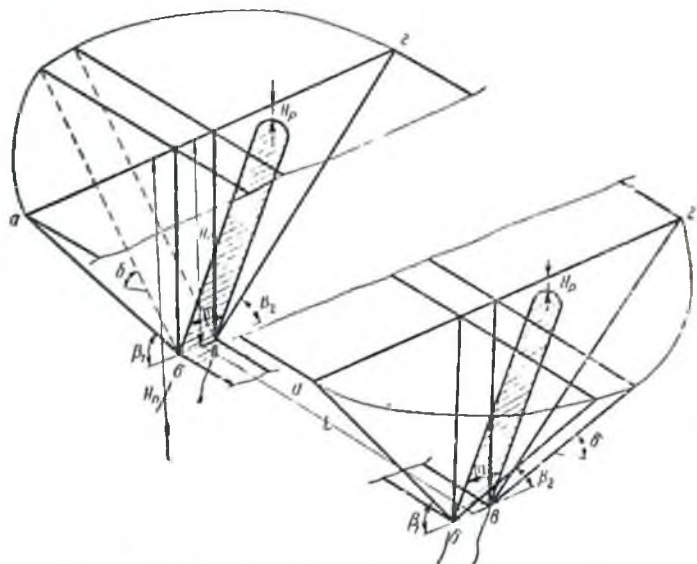


Рис. 194. Схема к расчету объемов горных работ

объем карьера (рис. 194). Объем карьера складывается из объема руды  $V_p$ , объема двух боковых трехгранных призм  $V_{б. пр}$ , объема пород над рудным телом  $V_{р. т}$ , объема двух торцовых трехгранных призм  $V_{т. пр}$  и объемов элементов конуса  $V_{кон}$ . Ниже приведены формулы для определения этих объемов:

$$V_p = mL(H_0 - H_p);$$

$$V_{б. пр} = 0,5H_0^2(\text{ctg } \beta_1 + \text{ctg } \beta_2)L;$$

$$V_{р. т} = mLH_p;$$

$$V_{т. пр} = H_0^2 \text{ctg } \delta \cdot m;$$

$$V_{кон} = \frac{\pi H_0^3}{6}(\text{ctg } \beta_1 + \text{ctg } \beta_2) \text{ctg } \delta,$$

где  $H$  — глубина открытых работ,  $m$ ;

$H_p$  — мощность пород над рудным телом,  $m$ ;

$L$  — длина месторождения по простиранию, м;

$m$  — средневзвешенная горизонтальная мощность рудного тела, м;

$\beta_1$  и  $\beta_2$  — углы откосов левого и правого бортов карьера в период погашения, град;

$\delta$  — угол откоса торцов карьера, град.

В последние годы предложены более совершенные методы определения глубины открытых работ.

Исследованиями чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского установлено, что при разграничении области применения открытых и подземных работ необходимо рассматривать график календарного распределения объемов, построенный на основании исследования режима горных работ, улучшить его и выделять в пользу открытых работ максимальные запасы данного месторождения.

Профессорами Б. П. Юматовым и В. С. Хохряковым предложено определять глубину открытых горных работ из условия получения максимальной приведенной прибыли за весь срок разработки месторождения.

Порядок определения глубины открытых горных работ по Б. П. Юматову следующий: вначале определяется первоначальная глубина карьера  $H_0$  из условия минимальных суммарных эксплуатационных затрат с учетом объемов работ в центральной части и в торцах карьера и с учетом показателей себестоимости добычи 1 м<sup>3</sup> руды из подземных и открытых работ, а также коэффициентов разубоживания и извлечения при открытой и подземной разработке.

По В. В. Ржевскому, под режимом горных работ следует понимать установленные последовательность выполнения и объемы вскрышных и добычных работ по годам в границах карьерного поля, обеспечивающие планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения за срок существования карьера. Режим горных работ оценивается по составляемым графикам путем их сравнения. Решающим фактором, определяющим режим горных работ, является направление развития фронта горных работ.

Первоначальная глубина карьера определяется по формуле

$$H_0 = \frac{-b + \sqrt{b^2 + 2aK_{rp}mL}}{a}, \text{ м,}$$

$$a = \pi (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2) \operatorname{ctg} \delta;$$

$$b = 2 \operatorname{ctg} \delta m + L (\operatorname{ctg} \beta_1 + \operatorname{ctg} \beta_2),$$

где  $m$  — горизонтальная мощность рудного тела, определяемая по средневзвешенному разрезу, м;

$L$  — длина месторождения по простиранию, м;

$\beta_1$  и  $\beta_2$  — углы откосов бортов карьера в период погашения, град;

$\delta$  — угол откоса торцов карьера, град;  
 $K_{гр}$  — граничный коэффициент вскрыши, м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>;

$$K_{гр} = \frac{C_n [1 + (e_o - e_n)] - C_o [1 - (K_o - K_n)]}{C_n}, \text{ м}^3/\text{м}^3,$$

где  $C_n$  — себестоимость добычи 1 м<sup>3</sup> руды из подземных работ, руб.;

$C_o$  — себестоимость добычи 1 м<sup>3</sup> руды из открытых работ без учета затрат на вскрышные работы, руб.;

$C_n$  — себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши, руб.;

$e_n$  и  $e_o$  — соответственно коэффициенты разубоживания руды при подземной и открытой разработке;

$K_o$  и  $K_n$  — соответственно коэффициенты извлечения руды при открытой и подземной разработке.

Далее, исходя из принципа В. В. Ржевского о выделении в пользу открытых работ максимальных запасов, рассматривается несколько вариантов (2—3 варианта), лежащих в области оптимальных значений функции суммарных затрат, с глубиной, превышающей первоначальную на 20—30%. Минимум расчетных затрат обычно находится в указанной области (так показали проведенные исследования). Для каждого варианта находятся эксплуатационные затраты на добычу и переработку руды, приведенные к началу строительства, с учетом технического прогресса, суммарные капиталовложения на добычу и переработку руды, приведенные к началу строительства, с учетом нормативного коэффициента и технического прогресса, ценность металла или концентрата, приведенная к началу строительства, и суммарная прибыль, приведенная к началу строительства.

Суммарная приведенная прибыль определяется как разность между приведенной ценностью металла или концентрата и суммарными приведенными эксплуатационными затратами и капиталовложениями:

$$П_n = Ц_n - (Э_n + K_n).$$

На основе сравнения суммарной приведенной прибыли при разных вариантах окончательно принимают оптимальный вариант глубины открытых горных работ.

Проф. А. И. Арсентьев при исследовании режима горных работ предложил строить графики, показывающие зависимость нарастающих объемов руды  $P$  от нарастающих объемов вскрыши  $V = f(P)$ . На основании анализа графиков он рекомендует усреднять эксплуатационные коэффициенты вскрыши по этапам эксплуатации карьера и находить их максимальное значение. По А. И. Арсентьеву, глубина карьера должна быть такой, чтобы в процессе эксплуатации сумма максимального усредненного эксплуатационного коэффициента вскрыши и первоначального, приведенного по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши, не превышала значения гра-

ничного коэффициента вскрыши (первоначальный коэффициент вскрыши равен отношению объема пустых пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к общему объему полезного ископаемого в контурах карьера).

*Уточнение области оптимальных значений глубины карьера по М. И. Агошкову.* При составлении различных уравнений, связывающих показатель себестоимости и конструктивные параметры карьера, обычно находят экстремальные значения искомого параметра, приравнявая первую производную нулю. Во всех случаях область оптимальных значений искомого параметра довольно широкая. Чл.-корр. АН СССР М. И. Агошков пришел к выводу, что кроме средней себестоимости необходимо определять себестоимость дополнительно получаемой продукции при расширении границ открытых работ. В этом случае область оптимальных значений искомого параметра значительно сужается.

Как видно из краткого обзора существующих методов определения оптимальной глубины открытых горных работ, в последнее время предложены различные решения, учитывающие режим горных работ, годовое понижение горных работ, приведенные эксплуатационные затраты и капиталовложения, приведенную ценность полезного ископаемого и в конечном счете приведенную прибыль.

Существенно важными также являются первоначальные капиталовложения и срок вступления предприятия в эксплуатацию, что в ряде случаев может повлиять на выбор способа разработки.

При всех способах определения глубины открытых работ и построения контуров карьера важнейшим показателем является граничный коэффициент вскрыши. Для определения его необходимы более точные обоснования.

Используя прогрессивные методы расчета и новейшую технику, проектные институты составили проекты разработки ряда месторождений СССР открытым способом до глубины 500—700 м. Для некоторых месторождений глубина открытых работ может быть увеличена до 800—900 м.

## § 2. Типичные примеры применения открытых горных работ

Исходя из горногеологических условий залегания месторождений выделяют часто встречающиеся примеры применения открытых работ при разработке месторождений полезных ископаемых (рис. 195).

1. При горизонтальном рельефе поверхности месторождение полезного ископаемого значительной мощности залегает горизонтально или слабопаклонно и покрыто небольшой толщей пустых пород; месторождения строительного известняка в центральной

части СССР, железной руды в Тульской области и около Керчи, бурых углей на Украине, фосфоритов, марганца близ Никополя.

Отличительная особенность открытых работ при разработке месторождений указанного типа — это примерно постоянный объем вскрышных работ в течение всего периода разработки.

2. К наклонным месторождениям с углом падения, близким к углу естественного откоса коренных пород ( $40-60^\circ$ ), с выходами,

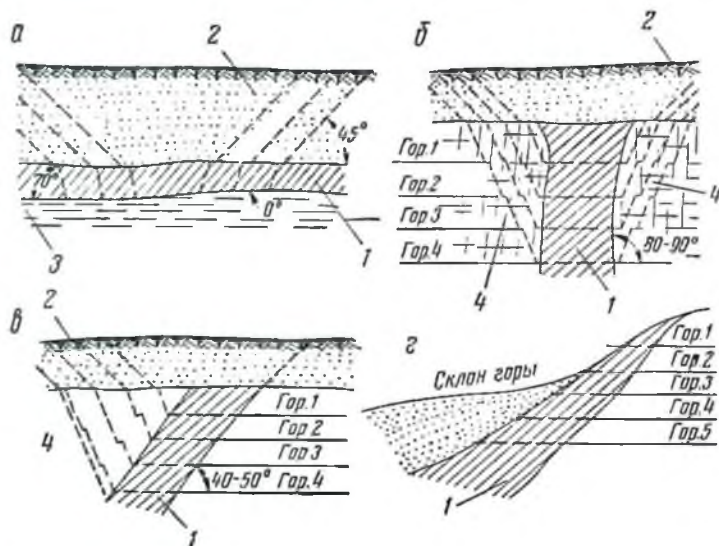


Рис. 195. Типичные примеры разработки месторождений открытым способом:

а — горизонтального месторождения; б — крутопадающего месторождения; в — наклонного месторождения; г — при расположении месторождения на склоне горы; 1 — полезное ископаемое; 2 — покрывающие породы; 3 — подстилающие породы; 4 — боковые породы

расположенными близко от поверхности и покрытыми незначительной толщей пустых пород, относятся залежи богатых руд Криво-рожского железорудного района, отработанные открытым способом, Сибайское медное месторождение.

3. При вертикальном или крутом падении ( $60-90^\circ$ ) мощное месторождение обнажено на поверхности или покрыто незначительной толщей пустых пород, что позволяет вести разработку верхней части месторождения при небольшом объеме вскрышных работ, например медноколчеданных залежей и залежей хромистого железняка на Урале. При разработке нижних участков этих месторождений объем пустых пород возрастает, что позволяет проводить открытые работы до определенной глубины.

4. Месторождение, имеющее значительную мощность, обнажается на склоне горы или сама возвышенность представляет полезное ископаемое, например железорудное месторождение горы Магнитной.

### § 3. Определение производственной мощности карьера

Различают производственную мощность карьера по полезному ископаемому  $A_p$  и горной массе  $A$ . Между этими показателями существует взаимосвязь:

$$A = A_p (1 + K_s),$$

где  $K_s$  — эксплуатационный коэффициент вскрыши для данного периода.

Производственную мощность карьера увязывают с перспективным планом развития соответствующей отрасли промышленности.

*Производственная мощность карьера по горным возможностям.* Мощность карьера по полезному ископаемому при разработке крутых месторождений ориентировочно определяют по формуле

$$A_p = VS\gamma K_n (1 + K_p), \text{ м/год},$$

где  $V$  — среднегодовое понижение добычных работ в карьере, м;

$S$  — средняя площадь полезного ископаемого в пределах карьера, м<sup>2</sup>;

$\gamma$  — объемный вес полезного ископаемого, т/м<sup>3</sup>;

$K_n$  — коэффициент извлечения полезного ископаемого;

$K_p$  — коэффициент разубоживания полезного ископаемого.

Эта формула применима в условиях разработки крутых и наклонных месторождений.

Институт Центрогипрошахт рекомендует в проектах карьеров принимать понижение добычных работ в пределах 11—16 м в год при полускальных породах и 9—14 м в год при скальных породах.

С развитием техники открытых работ величина среднегодового понижения значительно увеличивается, что следует учитывать при проектировании новых карьеров.

Производственная мощность карьера при разработке крутых месторождений в основном зависит от интенсивности углубки карьера и скорости продвижения рабочих уступов. При применении жерезнодорожного транспорта и экскаваторов ЭКГ-4 скорости углубки достигают 15 м/год. При автотранспорте скорость углубки доходит до 35—55 м/год, что подтверждается практикой работы Михайловского (КМА) и Сарбайского (Куставай) карьеров, однако

скорости более 30 м/год не являются характерными для длительного периода времени.

Более точно годовую мощность карьера определяют с учетом числа рабочих уступов, рабочих блоков, работающих экскаваторов и их производительности.

Годовой объем удаляемых пустых пород

$$A_n = n_n a_n, \text{ м}^3;$$

мощность карьера по полезному ископаемому

$$A_{n.н} = n_{n.н} a_{n.н}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где  $A_n$  — годовой объем удаляемых пустых пород,  $\text{м}^3$ ;

$n_n$  — число работающих породных уступов;

$a_n$  — объем работ, выполняемых при выемке пустой породы на уступе,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;

$n_{n.н}$  — число работающих уступов по полезному ископаемому;

$a_{n.н}$  — объем работ, выполняемых по выемке полезного ископаемого на уступе,  $\text{м}^3/\text{год}$ .

Число работающих уступов определяют на основании исследованного режима горных работ по методике чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевского или проф. А. И. Арсентьева.

Для определения величин  $a_n$  и  $a_{n.н}$  устанавливают число экскаваторов, которое можно разместить на уступе, исходя из минимальной длины экскаваторного блока и производительности каждого экскаватора за год.

Максимальную скорость подвигания фронта работ на рабочем уступе определяют по формуле

$$l_{p, \max} = \frac{Q}{hL_6},$$

где  $Q$  — производительность экскаватора,  $\text{м}^3/\text{год}$ ;

$h$  — высота уступа, м;

$L_6$  — минимальная длина экскаваторного блока, м.

Практически годовое подвигание фронта работ зависит от применяемой системы разработки и комплексной механизации и колеблется от 30—50 до 400—450 м. Подвигание со скоростью 150—200 м/год является наиболее характерным при транспортных системах разработки с транспортированием породы во внешние отвалы (табл. 33)\*, подвигание со скоростью 400—450 м/год достигается при бестранспортных системах. При различной длине и высоте уступов объемы работ по отдельным уступам определяют соответственно их длине и высоте. Производственную мощность карьера

\* Данные института Центрогипрошахт.



по годам определяют в соответствии с возможным числом рабочих уступов в отдельные годы (принимается во внимание взаимное расположение отдельных уступов с соблюдением необходимой величины углов откоса и размеров рабочих площадок уступов).

Таблица 33

Экскаватор	Категория крепости пород	Годовая производительность экскаватора, тыс. м <sup>3</sup>	Высота уступа, м	Ширина заходки, м	Типичные скорости подвигания фронта работ, м/год		
					при одном экскаваторе	при двух экскаваторах	при трех экскаваторах
ЭКГ-4	I—III	1500	10	19	—	125—250	—
	IV—VIII	1150	10—15	14—15	90—135	100—135	125—135
	IX—XIII	800			60—115	66—115	90—115
	XIV—XVI	600			46—75	50—75	66—75
ЭКГ-8	I—III	2800	13	17,5	—	170—340	—
	IV—VIII	2200	15—20	20	112—185	122—185	146—185
	IX—XIII	1300			66—155	72—155	86—155
	XIV—XVI	900			46—100	50—100	60—100

Мощность карьера по полезному ископаемому ( $m/\text{год}$ ) при разработке горизонтальных и пологих месторождений определяют ориентировочно с учетом числа рабочих уступов, их высоты, средней площади вертикального разреза уступа по полезному ископаемому, средней скорости подвигания уступа за год, объемного веса руды, потерь и разубоживания полезного ископаемого.

При определении мощности карьера по годам стремятся к тому, чтобы по руде и горной массе она была сравнительно постоянной в течение длительного времени (проектными расчетами и исследованиями В. В. Ржевского и А. И. Арсентьева доказана целесообразность выравнивания по годам коэффициента вскрыши в период эксплуатации карьера). Более детальное определение производственной мощности карьера с учетом возможностей углубки карьера, высоты уступа, влияния способов вскрытия и направления развития работ, способа транспортирования и других факторов приведено в работах Е. Ф. Шешко, В. В. Ржевского, П. Э. Зуркова, А. И. Арсентьева и др.

Производственная мощность карьера по экономическим условиям. Проектные институты обычно принимают следующие сроки эксплуатации карьеров.

Рудные карьеры

Мощность по руде, млн. $m/\text{год}$	До 1—2	2—5	5—10	Боле 10
Срок эксплуатации, лет . . .	15—20	20—25	25—35	40

## Угольные карьеры

Мощность по углю, млн. <i>т/год</i> . . . . .	Менее 1,5	1,5—3	4,5—6
Срок эксплуатации, лет . . . . .	30	40—50	50—60

Приведенные сроки эксплуатации карьеров установлены проектными организациями, исходя из минимальной себестоимости добычи полезного ископаемого. При открытой разработке необходимо сравнивать возможные варианты строительства карьера разной производительной мощности с учетом нормативного срока окупаемости капитальных вложений. Согласно типовой методике, утвержденной АН СССР, этот срок принимают 7—10 лет. Полученные значения экономически целесообразной мощности карьера увязывают с горными возможностями и уточняют по другим факторам.

При разработке месторождений с высокоценным или особо дефицитным полезным ископаемым сроки эксплуатации карьера сокращают.

Производительная мощность современных отечественных карьеров колеблется от нескольких сотен тысяч тонн до нескольких десятков миллионов тонн полезного ископаемого в год. В качестве примера отметим проектируемые мощности железорудных карьеров по сырой руде: ЮГОК—30 млн. *т*, ЦГОК — 27 млн. *т*, СевГОК — 32 млн. *т*, Анновский ГОК — 36 млн. *т* (Кривой Рог), Качканарский — 61 млн. *т*, Соколовско-Сарбайский — 30 млн. *т*.

### Глава III

## ОСНОВНЫЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПРИ ОТКРЫТЫХ РАБОТАХ

Основные производственные процессы при открытых работах следующие: буровзрывные работы; погрузка горной массы в забое; транспортирование горной массы; работы на отвалах пустых пород.

### § 1. Буровзрывные работы

Основным способом разрушения горных пород является буровзрывной. Буровзрывные работы применяют для отбойки полезного ископаемого и пустой породы. Необходимость буровзрывных работ отпадает, если горная порода по физическим свойствам допускает погрузку ее без предварительного разрыхления.

В зависимости от способа разработки, высоты уступа, кондиций по крупности горную массу в карьерах отбивают взрыванием зарядов в шпурах и скважинах. Чаще взрывают заряды в скважинах.

**Бурение и взрывание шпуров.** Бурение и взрывание шпуров как самостоятельный способ отбойки применяют сравнительно редко в карьерах небольшой производственной мощности при ограниченной высоте уступов. В основном бурение шпуров перфораторами применяют для вспомогательных целей (дробление негабаритов, выравнивание подошвы уступа и пр.).

Шпуры глубиной до 3—4 м, диаметром 30—32 мм бурят легкими ручными перфораторами. При бурении шпуров глубиной до 6—8 м, диаметром до 50—60 мм применяют тяжелые колонковые перфораторы весом 40—70 кг, устанавливаемые на специальных треногах или передвижных тележках. Заряды ВВ в шпурах сплошные. Их обычно взрывают либо с помощью детонирующего шнура, либо электрическим способом.

Шпуры в породах ниже средней крепости (уголь, мел, мергель, гипс, мягкий сланец) бурят ручными или колонковыми электрошверлами.

**Бурение и взрывание скважин.** Буровзрывные работы с использованием скважин широко применяют при выемке горной массы

в карьерах различных отраслей горнодобывающей промышленности. Скважины на уступе располагаются в один, в два и более рядов.

**Диаметр скважин.** Диаметр скважин является одним из основных параметров буровзрывных работ; на карьерах СССР применяют скважины диаметром от 100 до 300 мм.

При увеличении диаметра скважин увеличивается выход горной массы на 1 м скважины, однако, как правило, увеличивается и выход негабарита. Применение скважин малого диаметра улучшает степень дробления, увеличивает скорость бурения и повышает эффективность селективной выемки. Поэтому диаметр скважин определяют на основе технико-экономического анализа с учетом степени дробления породы, производительности бурового и горнотранспортного оборудования; при выборе диаметра скважин учитывают структурные особенности взрываемого массива и допустимые размеры кусков, исходя из технических характеристик применяемого оборудования.

В перспективе следует учитывать целесообразность применения скважин малого диаметра в связи с намечаемым внедрением новых высокопроизводительных буровых станков, рассчитанных на бурение скважин малого диаметра.

**Буровое оборудование.** Скважины в породах средней и выше средней крепости бурят самоходными станками шарошечного бурения, пневмоударниками и станками огневого (термического) бурения.

Станки ударно-канатного бурения (БС-1м и другие) широко применялись ранее. В настоящее время станки ударно-канатного бурения сняты с производства и заменяются станками других видов бурения.

**Шарошечное бурение.** На карьерах СССР успешно применяют станки вращательного шарошечного бурения. Станки с шарошечными долотами служат для бурения скважин в породах средней крепости и крепких породах. Шарошки армируют цилиндрическими зубками из твердого сплава, которые под действием большого осевого давления вдавливаются в породу и скалывают ее.

Для бурения применяют самоходные станки различного веса. В зависимости от диаметра скважин станки разделяют по весу на легкие, средние и тяжелые. Легкие станки (БСВ-3) весом до 30 т предназначены для бурения скважин диаметром до 214 мм, средние (2СВШ-200, СВШ-250) весом 45—50 т — для бурения скважин диаметром до 250 мм и тяжелые (БАШ-250/320) (рис. 196) весом до 90—100 т — для бурения скважин диаметром 250—320 мм. Станками шарошечного бурения бурят скважины глубиной до 24—30 м под углом 60—90°. Осевое усилие на забой, развиваемое в зависимости от диаметра скважин и крепости буримых пород, колеблется от 10 до 40 т. Ориентировочно потребное осевое усилие определяют по формуле

$$F = (6 \div 7) fD, \text{ кг},$$

где  $f$  — коэффициент крепости;  
 $D$  — диаметр скважины, мм.

Скорость бурения скважины станками шарошечного бурения в 2—3 раза выше, чем станками ударно-канатного бурения, и достигает 20—40 м/смену в породах крепостью до 12—16, в породах малой крепости — до 100 м/смену. Буровой инструмент станка состоит из трехшарошечного долота и комплекта буровых штанг.

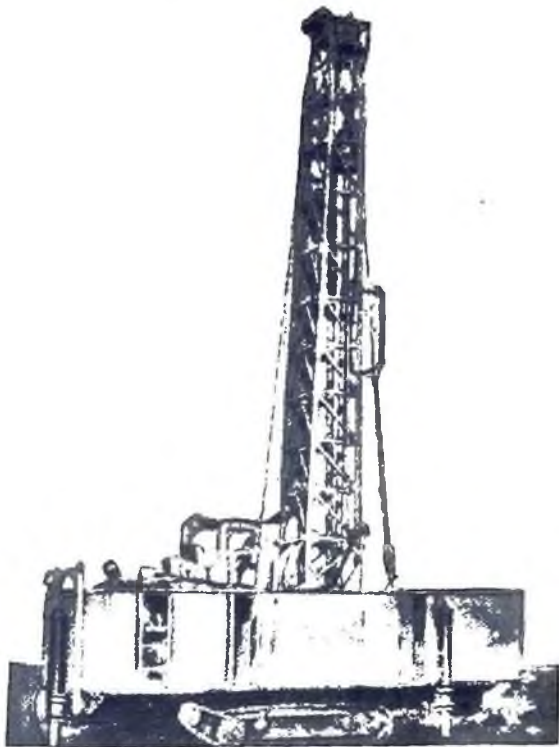


Рис. 196. Общий вид станка БАШ-250

Бурение станками с пневмударниками. Станки ударно-вращательного бурения с пневмударниками применяют для бурения крепких пород, монтируют их на самоходных гусеничных тележках (СВМК-5, НБС-2, НБС-5 и др.), диаметр скважины от 90—105 до 140—150 мм при осевом усилии на забой от 110—120 до 130—140 кГ.

На рис. 197 показан станок СВМК-5. Производительность станка пневмударного бурения на открытых работах колеблется в пределах от 10 до 25 м/смену и более в зависимости от крепости

пород и диаметра скважин. Продукты бурения из скважины выдувают отработанным воздухом. Механизм станка осуществляет вращение и непрерывную подачу става штанг.

**Вращательное бурение.** *Шнековое бурение* применяется лишь в слабых породах и углях. В породах крепостью 3—4 бурение ведется при малых скоростях вращения (80—130 об/мин) и увеличенном осевом усилии. К параметрам, определяющим техническую и экономическую эффективность бурения, относятся скорость вращения и осевое усилие. Автоматизация в основном сводится к регулированию этих параметров.

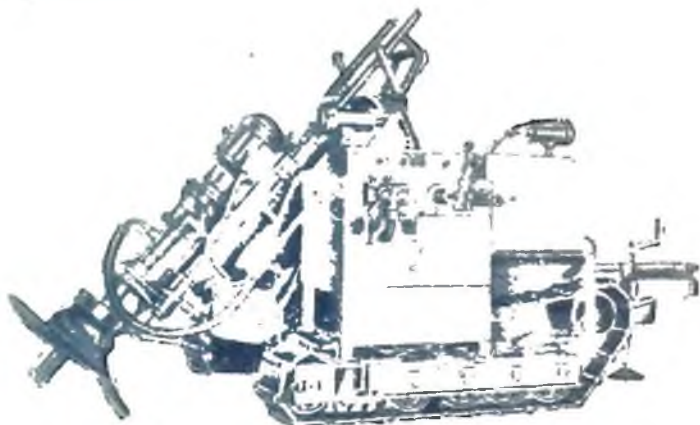


Рис. 197. Общий вид легкого бурового станка СБМК-5

**Шарошечное бурение.** В СССР созданы экспериментальные образцы шарошечных станков БСШ-1 с автоматическим регулированием скорости вращения и осевого усилия на забой скважины. Испытания таких станков показали большую скорость бурения и больший срок службы долот. Работы по автоматизации бурения скважин в СССР продолжаются.

**Термическое (огневое) бурение.** Сущность этого способа состоит в разрушении горных пород под действием высокой температуры. Исполнительным органом станка является термобур с реактивной горелкой, из которой со сверхзвуковой скоростью (до 2000 м/сек) на забой скважины истекает газовая струя с температурой до 2200° С. В горелку подается смесь кислорода с керосином. Для охлаждения горелки используется вода, которая, превращаясь в пар, вместе с продуктами горения выносит на поверхность из скважины разрушенный шлам. Огневое бурение применяют при разработке весьма крепких руд в ряде зарубежных стран и на некоторых карьерах в СССР. В настоящее время огневое бурение хорошо освоено на карьере ЮГОКа в Криворожском бассейне, где применяются станки СБО конструкции Гипрорудмаша на гусеничных тележках. В кабине

станка установлены механизмы подъема и опускания штанги, насосные агрегаты, пульт управления и другое оборудование.

**Краткая техническая характеристика станка СБО**

Диаметр скважины, мм . . . . .	До 160
Рабочая длина штанги, м . . . . .	12,5
Скорость вращения штанги, об/мин . . . . .	8—40
Вес станка, т . . . . .	21,6
Расчетная производительность при бурении крепких пород, м/ч . . . . .	До 4
Часовой расход:	
кислорода, м <sup>3</sup> . . . . .	240
керосина, кг . . . . .	112
воды, м <sup>3</sup> . . . . .	36

Медная трехопловая горелка (рис. 198) с помощью цилиндрического переходчика соединяется с буровой штангой. Внутри штанги размещены трубопроводы для подвода к горелке кислорода, керосина и воды. В процессе бурения горелка вращается вместе со штангой. Разрушаемая под действием высокой температуры порода отделяется в виде кусочков пластинок или чешуек. Огневое бурение эффективно только в крепких абразивных породах (скорость бурения в таких породах увеличивается в 8—10 раз по сравнению с ударно-канатным бурением).

Станки огневого бурения непрерывно совершенствуют; в последнее время предложено вместо жидкого кислорода применять жидкий окислитель — азотную кислоту и сжатый воздух, что позволит увеличить скорость бурения и снизить затраты на дорогостоящий кислород.

В СССР и за рубежом испытывают принципиально новые физические методы бурения скважин, из них наиболее перспективными являются гидравлический с помощью высоконапорной компактной струи воды, вытекающей со сверхзвуковой скоростью при давлении свыше 2500 ат\*, и ультразвуковой, основанный на совместном воздействии на горную породу ультразвуковых колебаний инструмента и кавитационного эффекта в промывочной жидкости.

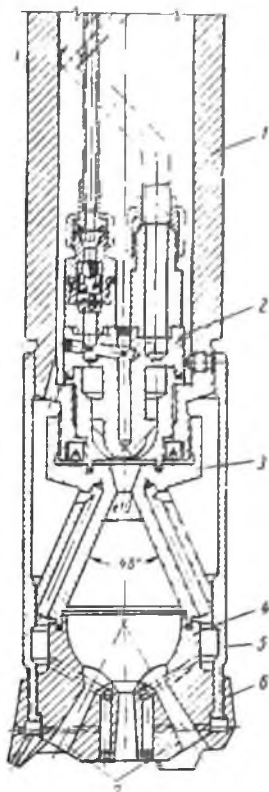


Рис. 198. Горелка огневого бурения:

- 1 — переходчик; 2 — форсунка; 3 — корпус горелки;
- 4 — дюжик; 5 — чехол; 6 — башмак; 7 — сопловые отверстия

\* Исследования института гидродинамики АН СССР и ИГД им. А. А. Скочинского.

Новые физический способы бурения скважин проходят в настоящее время дополнительные лабораторные и производственные испытания.

**Конструкции зарядов взрывчатых веществ в скважинах.** При взрывании скважин применяют два вида зарядов (рис. 199): котловые



Рис. 199. Конструкции зарядов взрывчатых веществ в скважинах:

а — котлового; б — колонкового рассредоточенного; в — колонкового сплошного; 1 — заряд; 2 — забойка

и колонковые. Котловыми зарядами пользуются редко, в весьма крепких породах. Существенным их недостатком является большой объем работ по созданию котлового расширения скважины, неравномерность дробления и большой выход негабарита. Практически

котловые заряды иногда применяют в тех случаях, когда при заданной глубине скважины установленный расчетом заряд ВВ не размещается в скважине, или при наличии глины в нижней части уступа (взрывание колонковыми зарядами в этом случае неэффективно).

Колонковый заряд состоит из одной или из ряда колонок ВВ, разделенных забойкой. Колонковые заряды дробят горную массу на более мелкие куски, чем котловые, и поэтому их чаще применяют на открытых горных работах. На карьере ЮГОКа успешно применяют колонковые заряды с комбинированным зарядом и воздушным промежутком (рис. 200). Такую конструкцию заряда разработа-

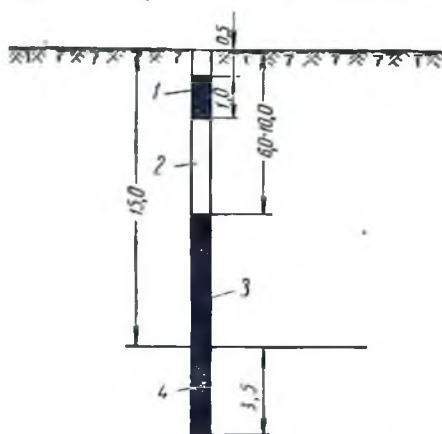


Рис. 200. Колонковый заряд с воздушным промежутком и комбинированным зарядом ВВ:

1 — верхняя часть скважины, заряжаемая слабым ВВ; 2 — воздушный промежуток; 3 — нижняя часть скважины, заряжаемая сильным ВВ; 4 — перебур

ли в ИГД им. А. А. Скочинского под руководством акад. Н. В. Мельникова. При крепких породах рекомендуется принимать вес верхней части заряда 30—45% веса всего заряда, а отношение высоты воздушного промежутка к длине всего заряда 0,17—0,35. Эффективность взрывания зарядов с воздушными промежутками более высокая, чем обычных колонковых зарядов.



Величина заряда в скважинах. При определении величины зарядов в условиях открытых горных работ руководствуются общими положениями, касающимися взрывных работ.

Величину одиночного заряда для образования воронки определяют по формуле

$$Q = f(n) qW^3, \text{ кг},$$

где  $f(n)$  — функция показателя выброса;

$n$  — показатель выброса;

$$n = \frac{r}{W};$$

$r$  — радиус основания воронки выброса;

$W$  — линия наименьшего сопротивления;

$q$  — расход ВВ на 1 м<sup>3</sup> объема воронки выброса заряда нормального действия, кг.

Для зарядов нормального выброса  $n = 1$ ; для зарядов уменьшенного выброса  $n < 1$ ; для зарядов увеличенного выброса  $n > 1$ .

На открытых горных работах чаще пользуются зарядами уменьшенного выброса (заряды рыхления) и только при проведении траншей взрывом на выброс — зарядами усиленного выброса.

В практике открытых горных работ при взрывании на рыхление пользуются объемным способом расчета зарядов (по удельному расходу ВВ на единицу объема взрываеваемой породы). При использовании колонковых зарядов величину заряда скважины первого ряда определяют по формуле

$$Q = qaW_n H, \text{ кг},$$

где  $W_n$  — горизонтальное расстояние от оси скважины до нижней бровки забоя (сопротивление по подошве), м.

Сопротивление по подошве определяют по формуле Союзвзрывпрома

$$W_n = \frac{\sqrt{0,56P^2 + 4mqPH_{\text{скал}}}}{2mqH} - 0,75P, \text{ м},$$

где  $P$  — количество ВВ, размещающегося в 1 м скважины;

$$P = 7,85d^2\Delta, \text{ кг};$$

$d$  — действительный диаметр скважины,  $\text{дм}$ ;

$\Delta$  — плотность зарядания ВВ в скважине,  $\text{кг/дм}^3$  (для аммонита  $\Delta = 0,9 \text{ кг/дм}^3$ );

$m$  — относительное расстояние между скважинами, равное 0,9—1,4 (меньшее значение для трудно взрываеваемых пород, большее для легко взрываеваемых);

$q$  — удельный расход взрывчатых веществ на  $1 \text{ м}^3$  взрывае­мой породы,  $\text{кг}$ ;

$H$  — высота уступа,  $\text{м}$ ;

$l_{\text{скв}}$  — глубина скважины с учетом перебура,  $\text{м}$ .

Величина  $W_n$  должна удовлетворять требованиям техники без­опасности

$$W_n \geq H \operatorname{ctg} \alpha + 3, \text{ м},$$

где  $\alpha$  — угол откоса уступа;

$a$  — расстояние между скважинами в ряду (принимается  $mW_n$ ),  $\text{м}$ .

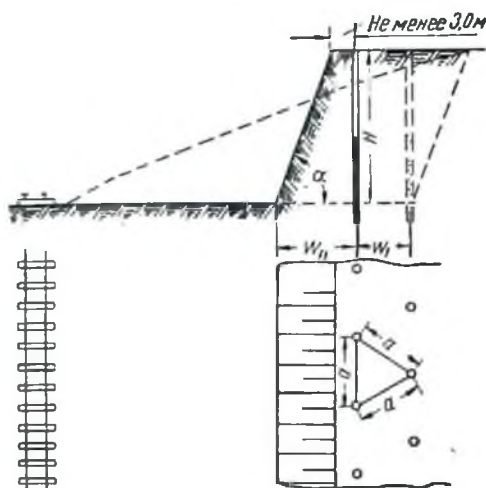


Рис. 201. Расположение скважин при двухрядном бурении

При расположении сква­жин в два ряда (рис. 201) скважины располагают чаще в шахматном порядке с рас­стоянием между рядами сква­жин  $W_1 = 0,85 W_n$ ,  $\text{м}$ .

Величины  $a$ ,  $W_n$ ,  $W_1$  оконча­тельно устанавливают на основе серии опытных взры­вов при определенных усло­виях взрывания.

В среднем удельный рас­ход  $q$  (условно по аммониту № 9) в скважинах прии­мают для легковзрывае­мых некрепких пород  $0,3—0,4 \text{ кг/м}^3$ , для пород средней крепости  $0,4—0,5 \text{ кг/м}^3$  и для трудновзрывае­мых креп­ких пород  $0,5—0,6 \text{ кг/м}^3$ .

При взрывании весьма креп­ких и вязких пород расход ВВ достигает  $0,8—1 \text{ кг/м}^3$  (граниты, кварциты, порфи­риты). Более точно удельный расход ВВ устанавли­вают на каждом карьере для различных пород путем проведения опытных взрывов. На отечественных карьерах ранее применяли в основном однорядное взрывание. В настоящее время ряд карьеров перешел на многорядное короткозамедленное взрывание. Примером успешного применения многорядного взрывания служат взрывы на карьерах горнообогатительных комбинатов Криворожского бас­сейна (рис. 202). Многорядное взрывание создает большой запас руды, что улучшает условия для работы экскаваторов и резко уменьшает простои оборудования из-за взрывных работ.

Величину заряда при короткозамедленном многорядном взры­вании определяют по формуле докт. техн. наук Г. М. Китача

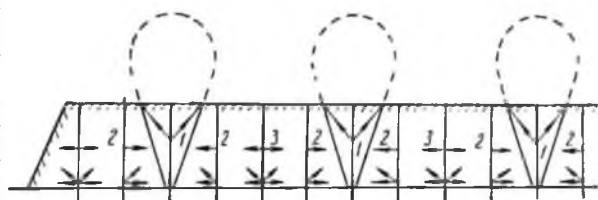
$$Q = qW_n H a + 4,2 q l_n^2, \text{ кг},$$

где  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $W_p$  — сопротивление по подошве, м;  
 $H$  — высота уступа, м;  
 $a$  — расстояние между скважинами, м;  
 $l_p$  — величина перебура скважины, м.

**Применение наклонных скважин.** Наклонные скважины обеспечивают лучшие условия для действия заряда ВВ и более равномерное

Рис. 202. Многорядное короткозамедленное взрывание (врубко-волновая схема):

1 — врубовые скважины;  
 2 — скважины, взрываемые с одной степенью замедления; 3 — скважины, взрываемые с двумя степенями замедления; направление взрыва



дробление руды. Применение их стало возможным после введения станков шарошечного и пневмоударного бурения.

Расчет параметров взрыва при применении наклонных скважин по М. Г. Новожилову (рис. 203):

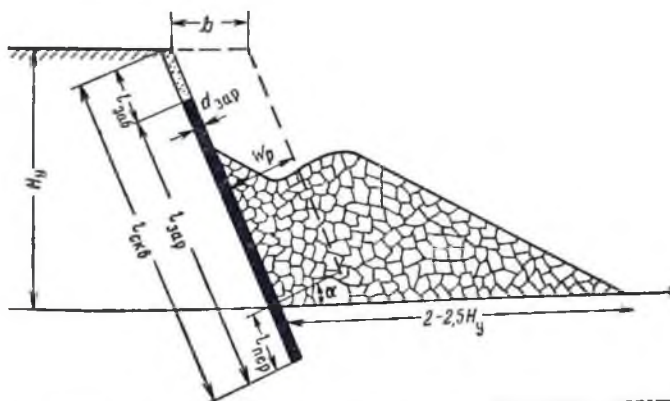


Рис. 203. Расчетная схема к установлению параметров взрыва при наклонных скважинах

линия наименьшего сопротивления (л. н. с.)

$$W_p = 0,87 \sqrt{\frac{P}{mq}}, \text{ м};$$

вес одного заряда

$$Q = qW_p a \frac{H_y}{\sin \alpha}, \text{ кг};$$

перебур скважины

$$l_{\text{пер}} = 5 \div 15 d_{\text{зар}}, \text{ м};$$

длина забойки

$$l_{\text{заб}} = (20 \div 35) d_{\text{зар}}, \text{ м};$$

длина скважины

$$L_{\text{ска}} = (H_y : \sin \alpha) + l_{\text{пер}}, \text{ м},$$

где  $m$  — относительное расстояние между зарядами;

$$m = \frac{a}{W} = 0,8 \div 1,4;$$

$H_y$  — высота уступа, м;

$p$  — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг;

$a$  — расстояние между скважинами в ряду, м;

$q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

При различных диаметрах скважин вместимость ВВ ориентировочно принимают: 150 мм вместимость 20—25 кг на 1 м скважины; 175 мм вместимость 28—36 кг; 200 мм вместимость 36—45 кг.

**Взрывание двосенных уступов.** На криворожских карьерах разрабатывали и осуществили в больших масштабах метод буровзрывных работ двосенными уступами. Скважины бурят и взрывают одновременно на глубину двух уступов, причем взрывают на неподобранный уступ от предыдущего взрыва. Практически взрыв происходит в зажатой среде (рис. 204). Зажатая среда способствует более полному использованию энергии заряда. В качестве ВВ применяют гранулированный тротил. Взрывание короткозамедленное. Эскавация взорванной горной массы производится поуступно.

На рис. 204 показан характерный случай ведения горных работ при взрывании двосенными уступами. Внедрение такого метода буровзрывных работ дало возможность значительно улучшить дроблению массива, полнее использовать полезный объем скважин, резко увеличить выход взорванной горной массы с 1 м скважины, упростить организацию буровых, эскаваторных и транспортных работ.

Выход руды с 1 м скважины на ИНГОКе составил 85 м<sup>3</sup>, т. е. значительно выше, чем в среднем по рудным карьерам СССР. Половина руды имеет максимальный размер куска равный 10—15 см, менее 15% отбитой руды имеет максимальный размер куска руды 50—70 см. негабаритные куски отсутствовали.

Дальнейшее совершенствование многоуступного взрывания позволит значительно изменить технологию ведения горных работ на многих карьерах — применять конвейерный транспорт, отказаться от крупного дробления на обогатительных фабриках и др.



Метод отбойки с применением мниных камер применяли ранее при проведении траншей взрывом на выброс. При этом методе заряд размещали в небольших мниных камерах, проходимых из шурфов или штолен.

**Механизация заряжания и забойки скважин.** В последние годы разработано несколько конструкций машин для заряжания и забойки скважин. Примером такой машины является машина МЗС-1 для заряжания скважин гиданитом. Эта машина представляет собой самоходный агрегат на базе автомашины МАЗ-501. Агрегат состоит из бункера для гранулированной аммиачной селитры емкостью 4 т, подающего (редуктор и пипек-дозатор) и смешительного устройств. Компоненты смешивают путем опрессования селитры соляровым маслом, поступающим через форсунки в смешительную камеру под давлением. Сжатый воздух подают компрессором производительностью 30 м<sup>3</sup>/мин под давлением 3 ат. Машина предназначена для заряжания скважин диаметром 100—250 мм, глубиной до 25 м. Кроме машины МЗС-1 сконструирован ряд других машин для заряжания скважин (машина СУЗН-2 на базе автомашины КраЗ-222, машина СУЗН-4 на базе трактора ТДТ-40 и машина УЗС на базе автомашины КраЗ-222).

Для забойки скважин используют машины СУЗН-1 и ЗС-1, которые предназначены для транспортирования и механизированной подачи песка или щебня в скважины. Подача материала забойки в скважину производится шнеком.

Применение самоходных машин для заряжания и забойки скважин имеет большое практическое значение, оно позволяет в несколько раз увеличить производительность труда, ускорить зарядку, улучшить условия труда и повысить эффективность взрыва (обеспечивается большая плотность заряда ВВ).

При взрывных работах необходимо строго соблюдать правила безопасности.

Массовое обрушение с одновременным применением большого количества ВВ является весьма ответственным и выполняется по заранее составленному техническому проекту с соблюдением всех установленных правил безопасности.

**Вторичное дробление.** При правильном выборе параметров буровзрывных работ нормальный выход негабаритных кусков, требующих вторичного дробления, составляет не более 3—5% объема всей взорвавшей горной массы. Целью вторичного дробления является уменьшение размера негабаритных кусков, полученных при первичном взрывании. Вторичное дробление в условиях открытой разработки месторождений с крепкими горными породами имеет большое практическое значение, а именно: улучшаются условия погрузки, обеспечивается большой срок службы дорогостоящих экскаваторов. Технике и организации вторичного дробления должно быть уделено серьезное внимание.

Имеются следующие способы дробления негабаритных кусков: зарядами в шпурах или накладными зарядами; падающим грузом; бутобоем или вибромолотом; сжиганием термита на поверхности негабарита; токами высокой частоты.

Наибольшее распространение в настоящее время имеет буровзрывной способ. Дробление токами высокой частоты является наиболее перспективным. Остальные способы малопродуктивны.

При буровзрывном способе заряды ВВ помещают в неглубокие шпуры, пробуренные в куске породы, или кладут на кусок породы (открытые накладные заряды). Короткие шпуры бурят ручными перфораторами. Взрывание крупных кусков накладными зарядами просто, но неэкономично вследствие большого расхода ВВ. Для уменьшения расхода ВВ рекомендуют пользоваться открытыми зарядами с кумулятивными выемками в патроне.

Расход ВВ при применении открытых накладных зарядов составляет 1—2 кг на 1 м<sup>3</sup> горной массы, при шпуровых зарядах 0,2—0,4 кг на 1 м<sup>3</sup>.

Испытания, проведенные Днепропетровским горным институтом на карьере ЮГОКа, показали, что высокочастотный способ дробления негабаритов является эффективным. Промышленные испытания способа дробления токами высокой частоты, предложенного ИГД им. А. А. Скочинского, показали возможность увеличения производительности труда рабочего, занятого на дроблении, в 1,8—2 раза и снижения затрат на дробление в 4—5 раз при расходе электроэнергии всего 2—5 квт·ч на 1 м<sup>3</sup>.

Производительность установки 10—15 м<sup>3</sup>/ч. Сущность работы этой установки заключается в том, что к куску руды через два точечных контакта подводят напряжение от высокочастотного генератора. Мощность генератора 50—150 квт, частота 0,2—0,5 Мгц. Руда в зоне контакта нагревается, сопротивление ее снижается и образуются трещины.

В табл. 34 приведены основные технико-экономические показатели буровзрывных работ на отечественных карьерах.

Мероприятия по повышению эффективности буровзрывных работ в карьерах:

1) широко внедрять при крепких породах самоходные станки ударно-вращательного, шарошечного и огневого бурения;

2) сконструировать и изготовить высокопроизводительные передвижные буровые станки для бурения скважин уменьшенного диаметра;

3) организовать многорядное короткозамедленное взрывание скважин. Это увеличит удельную емкость фронта очистных работ, снизит общерудничные простои при производстве взрывов и переносе коммуникаций и создаст лучшие условия для работы экскаваторов; разрушение массива можно вести на неубранную горную массу предыдущего взрыва, что способствует исключению взаимозависимости

Таблица 34

Показатели	Карьер					
	Коунрад-ский	Блявин-ский	Магнито-горный	ЮГОКа	Курга-шинский	«Угольный ручей»
Породы или полезное ископаемое	Вторичные кварциты, граптопорит-порфиры	Спильиты, кератофиры	Граптолиты, порфириты, диориты	Железная руда	Спильиты, диориты	Габбро-диабазы
Коэффициент крепости . . . . .	10—12	6—8	8—12	10—17	9—12	12—16
Высота уступа, м	10—20	8—12	10	10—15	10	16
Диаметр скважины, мм . . . . .	230	230	250	230—300	—	250
Перебур, м . . . . .	3—4	1—2,5	2,5	2,5—3,5	2—3	4,0
Линия сопротивления по подошве, м	9—15	6—10	8—9	11—12	8—10	11,6
Расстояние между скважинами в ряду, м . . . . .	5—10	2,7—12	5—6	7—9	7—8	3,3
Длина колошки забойного материала, м . . . . .	7—11	6—8	6—0	6—7	5,5—6,5	10—12
Выход горной массы с 1 м скважины, м <sup>3</sup> . . . . .	63,4	32,0	42,5	30—70	63,7	29,8
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	0,37	0,39	0,45	0,5—0,75	0,32	0,88

Примечание. На карьере ЮГОКа число взрывааемых рядов скважин чаще до 8, расстояние между рядами скважин 7—8 м, выход негабарита 0,3—1,3%.

экскаваторных буровых и взрывных работ. Многорядное взрывание скважин в траншеях позволяет резко увеличить скорость их проходки;

4) повысить эффективность взрыва скважин путем оставления воздушных промежутков между частями заряда и применять наклонные скважины, параллельные откосу уступа;

5) применять комбинированные заряды в нижней части скважины из ВВ с высокой плотностью заряжания или мощного по своим взрывным действиям (литой тротил с добавлением гексогена и алюминия), а в верхней части скважины из менее мощных ВВ. Концентрация энергии ВВ в плоскости отрыва массива по подошве уступа позволит расширить сетку расположения скважин, значительно увеличить выход взорванной горной массы с 1 м скважины и снизить выход негабарита;



- 6) механизировать зарядку и забойку скважин;
- 7) продолжать совершенствовать параметры буровзрывных работ;
- 8) обеспечить карьер дешевыми зернеными ВВ с высокой работоспособностью (игданпты, гранулпты и др.);
- 9) автоматизировать бурение скважин с регулированием скорости вращения и осевого усилия (станки вращательного бурения).

## § 2. Выемка и погрузка горной массы

1. Общие положения. Выемку и погрузку горной массы в забое совмещают при разработке рыхлых и слабых горных пород; при разработке крепких пород до погрузки производят буровзрывные работы. При погрузке применяют экскаваторы, скреперные установки и погрузочные машины. Погрузочные машины малого габарита и скреперные установки редко применяются в карьерах и поэтому здесь не рассматриваются.

Экскаваторы подразделяют на одноковшовые (с жесткой связью ковша со стрелой — механическая лопата и с гибкой связью ковша со стрелой — драглайн, грейфер) и многоковшовые.

Таблица 35

Показатели	Карьерные			Вскрышные			
	Э-2005	ЭКГ-4	ЭКГ-8	ЭВГ-4	ЭВГ-6	ЭВГ-15	ЭВГ-35
Емкость ковша, м <sup>3</sup> . . . . .	2,25	4—5	8—10	4—5	6—8	15	35
Радиус вращения задней части кузова, м . . . . .	5,0	5,25	7,0	7,0	9,6	12,0	18,0
Длина стрелы, м . . . . .	8,6	10,5	12,0	20,5	30,0	36,0	65,0
Длина рукоятки, м . . . . .	6,1	7,2	8,6	12,9	20,0	19,3	44,0
Радиус черпания на горизонте установки, м . . . . .	7,4	8,66	11,0	13,6	21,5	20,5	37,0
Максимальный радиус черпания, м . . . . .	12,0	14,3	17,2	22,7	35,0	40,0	65,0
Максимальная высота черпания, м . . . . .	9,0	10,0	12,5	20,4	26,8	31,0	40,0
Максимальный радиус разгрузки R <sub>p</sub> так, м . . . . .	10,6	12,6	15,3	20,9	33,0	37,8	62,0
Глубина черпания ниже горизонта установки, м . . . . .	2,2	3,0	3,37	4,6	4,0	3,8	12,0
Мощность двигателей, квт . . . . .	100 и 75	250	520	520	520	1450	2×1450

Примечания: 1. Экскаватор ЭКГ-4 в настоящее время выпускают с ковшом емкостью 4 м<sup>3</sup> для тяжелых грунтов и 5 м<sup>3</sup> для мягких и средних грунтов.  
 2. Основными карьерными экскаваторами являются ЭКГ-4, ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8; последний применяют на карьерах большой производительной мощности. В последние годы начали изготовлять экскаваторы ЭКГ-12,5.

Экскаваторы бывают полноповоротные на гусеничном ходу (поворот на  $360^\circ$ ).

Машиностроительные заводы (Уралмаш, Ново-Краматорский и др.) изготовляют большое число высокопроизводительных и совершенных

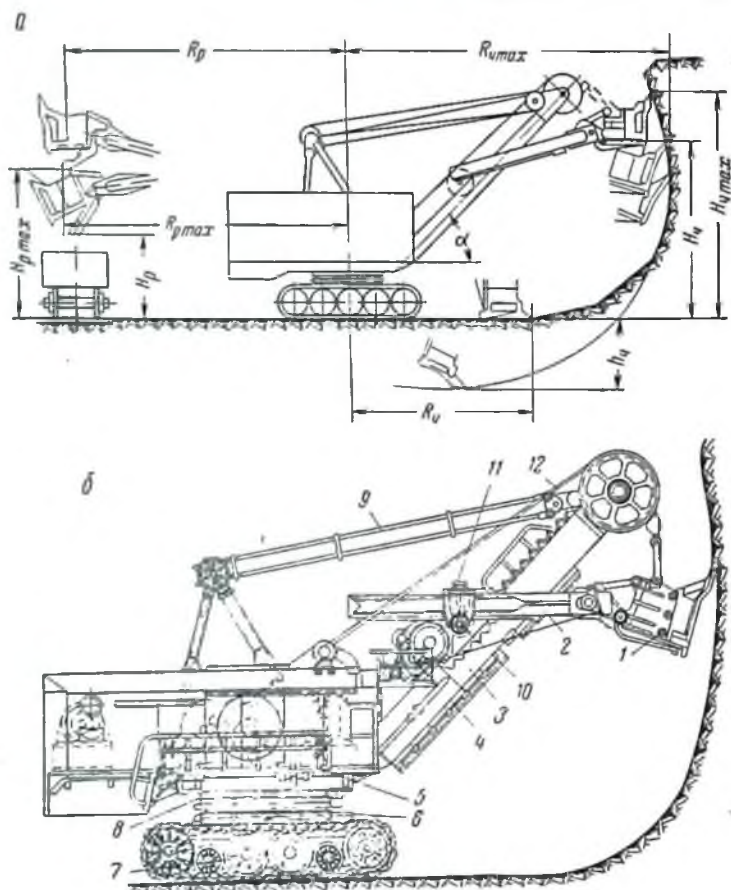


Рис. 205. Механическая лопата:

$\alpha$  — параметры экскаватора:  $R_q$  — радиус черпания;  $H_q$  — высота черпания;  $R_p$  — радиус разгрузки;  $H_p$  — высота разгрузки;  $h_q$  — глубина черпания;  $R$  — радиус вращения задней части кузова экскаватора;  $\delta$  — основные части экскаватора ЭКГ-8; 1 — ковш; 2 — рукоять; 3 — стрела; 4 — напорный механизм; 5 — поворотная платформа; 6 — нижняя рама; 7 — гусеница; 8 — роликовый опорно-поворотный круг; 9 — растяжки; 10 — напорная ось; 11 — седловый подшипник; 12 — подъемный канат

в техническом отношении экскаваторов. Они широко используются в народном хозяйстве.

Механическая лопата — наиболее распространенный тип одноковшового экскаватора (рис. 205). Экскаватор состоит из рабочего

оборудования, поворотной платформы, нижней рамы, ходового и силового оборудования. Рабочее оборудование экскаватора — это стрела, рукоятка, ковш, подъемные канаты и система подвески.

Рабочие движения экскаватора: напорное, связанное с выдвиганием и возвратом рукоятки; подъемное, обеспечивающее подъем и опускание ковша в вертикальной плоскости; поворотное, обеспечивающее поворот рабочего оборудования вместе с платформой в горизонтальной плоскости; ходовое, в результате которого перемещается экскаватор. Напорное, подъемное и поворотное рабочие движения экскаватора составляют в совокупности один рабочий цикл, повторяемый в процессе экскавации.

Рабочие параметры одноковшового экскаватора определяют по схеме (см. рис. 205). Характеристика механических лопат приведена в табл. 35.

Производительность одноковшового экскаватора за 1 ч непрерывной работы определяют по формуле (по объему в плотном массиве)

$$Q_{\text{ч}} = E\eta_{\text{в}}n, \text{ м}^3,$$

где  $E$  — емкость ковша экскаватора,  $\text{м}^3$ ;

$n$  — число рабочих циклов экскаватора в течение 1 ч непрерывной работы по расчету 15—40 сек на цикл (15 сек при песчаном грунте и малой емкости ковша, 40 сек при скальном грунте и большой емкости ковша);

$\eta_{\text{в}}$  — коэффициент экскавации;

$$\eta_{\text{в}} = \frac{\eta_{\text{н}}}{k_{\text{р}}};$$

$\eta_{\text{н}}$  — коэффициент наполнения ковша, равный 0,9—0,45 в зависимости от крепости породы, емкости ковша, конструкции экскаватора и квалификации машиниста. В породах рыхлых и сыпучих с повышенной влажностью  $\eta_{\text{н}}$  достигает 1,1—1,2;

$k_{\text{р}}$  — коэффициент разрыхления породы в ковше, равный 1,1—1,6;

( $\eta_{\text{в}}$  — обычно принимается от 0,9 для песчаного грунта до 0,5 для скального грунта).

Число рабочих циклов принимают по паспорту экскаватора.

Производительность экскаваторов за рабочую смену в кубических метрах плотного грунта в массиве определяется по формуле

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{ч}}T\eta_{\text{в}},$$

где  $Q_{\text{ч}}$  — производительность экскаватора за 1 ч непрерывной работы;

$T$  — продолжительность рабочей смены экскаватора, ч;

$\eta_{\text{в}}$  — коэффициент использования экскаватора во времени; в основном зависит от применяемого транспорта и организации подачи порожняка к забою.

Значение  $\eta_{\text{в}}$  принимают от 0,6 до 0,9 (табл. 36).

Таблица 36

Условия работы экскаватора	Порода			
	мягкая	плотная	полу- скальная	скальная
Непосредственно в отвал . . . . .	0,90	0,85	0,80	0,75
Погрузка на гидротранспорт или ленточный конвейер . . . . .	0,85	0,80	—	—
Погрузка на автотранспорт . . . . .	0,80	0,75	0,70	0,65
Погрузка на железнодорожный транспорт . . . . .	0,75	0,70	0,65	0,60

При ориентировочных расчетах годовую производительность механической лопаты при погрузке в железнодорожные вагоны в тысячах кубических метров на 1 м<sup>3</sup> емкости ковша инвентарного парка принимают:

Легкие породы . . . . .	До 350
Глинистые породы . . . . .	До 300
Полускальные породы . . . . .	До 250
Скальные породы . . . . .	100—150

Годовая производительность экскаватора определяется как произведение приведенных показателей на емкость ковша.

На Коурадском карьере, совмещая операции, продолжительность цикла снизили до 25 сек.

**Драглайн** (рис. 206). У драглайна ковш соединен со стрелой глбкой связью. Подъемный канат от подъемной лебедки проходит через головной блок стрелы к задней части ковша; тяговый канат идет от тяговой лебедки через направляющее устройство у пята стрелы к передней части ковша. Чтобы подать ковш на забой, его опускают при помощи этих канатов. Для перемещения ковша по забою подтягивают тяговый канат. При этом ковш наполняется, после чего он поднимается к стреле. Перед разгрузкой платформа экскаватора поворачивается с ковшом, подтянутым к стреле (во избежание раскачивания).

Ковш имеет короткий разгрузочный трос. При подъеме нагруженного ковша к стреле он удерживается в таком положении благодаря тому, что подтягивают подъемный трос, а натянутый тяговый трос постепенно опускают. При разгрузке в отвал ковш опорачивают не опуская; при погрузке в транспортные сосуды подъемный

трос опускает ковш на требуемую высоту, чтобы предохранить сосуд от удара падающей из ковша породы. Для опораживания ковша свободно опускают тяговый трос, и ковш вследствие перемещения центра тяжести поворачивается на шарнирах и опрокидывается.

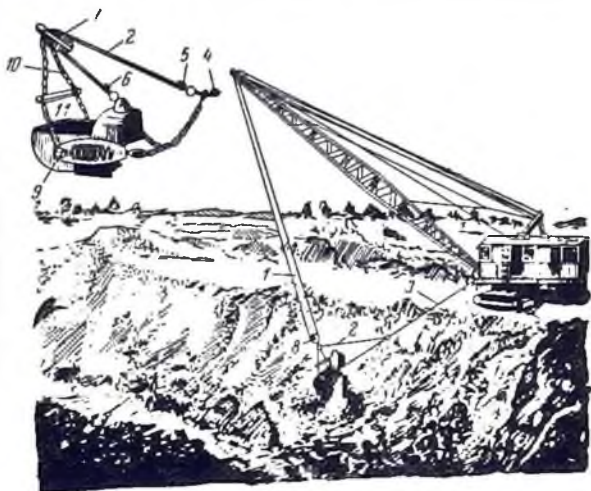


Рис. 206. Общий вид работы драглайна:

- 1 — подъемный трос;
- 2 — разгрузочный трос;
- 3 — тяговый трос; 4 — закрепление тягового троса;
- 5 и 6 — крепления разгрузочного троса;
- 7 — блок для разгрузочного троса;
- 8 — блок для подъемного троса;
- 9 — шарнир;
- 10 — подвесные цепи;
- 11 — коромысло

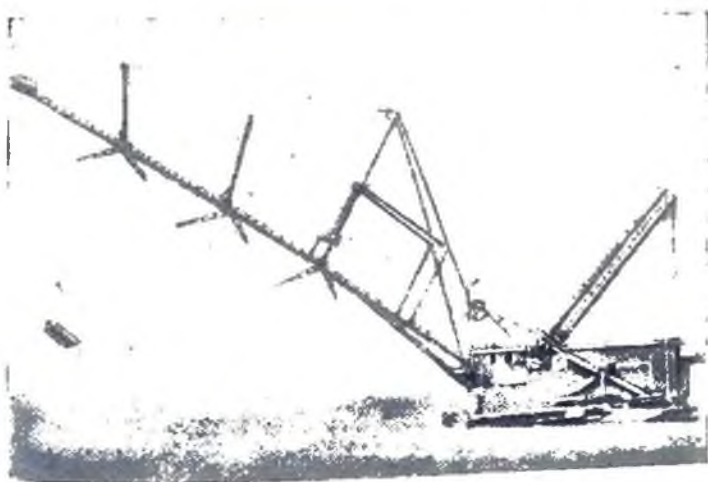


Рис. 207. Общий вид шагающего драглайна ЭШ-25/100

Ходовое устройство драглайна состоит из тележки на гусеничном ходу как у механической лопаты или в виде шагающего устройства (рис. 207). Шагающее устройство состоит из специального

механизма в виде двух напоминающих лыжи боковых опор, на которых экскаватор приподнимается и плавно перемещается на 1—2 м. Вследствие малого давления на единицу опорной поверхности шагающие экскаваторы, несмотря на большой вес, могут перемещаться по слабым горным породам.

Наличие гибкой связи ковша со стрелой обеспечивает работу драглайна только в мягких породах. Крупные драглайны разрабатывают породы средней крепости. Горная масса вынимается драглайном в забое, расположенном ниже площадки, на которой нахо-

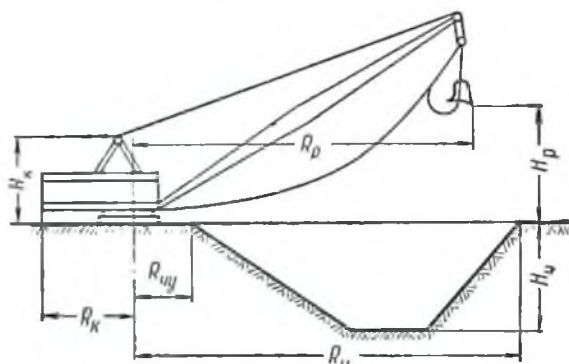


Рис. 208. Рабочие параметры драглайна

дится экскаватор. Большой радиус действия и возможность разработки грунта ниже уровня площадки экскаватора являются существенными достоинствами драглайна. Производительность драглайна несколько ниже производительности механических лопат; при одинаковой емкости ковша при работе в мягких породах она составляет примерно 80% производительности механических лопат.

Отечественная промышленность изготавливает шагающие экскаваторы типа драглайн с различными параметрами (рис. 208, табл. 37). Все тяжелые шагающие экскаваторы имеют несколько рабочих двигателей (подъемный, тяговый, поворотный и ходовой) и большое число вспомогательных.

Таблица 37

Показатели	Экскаватор			
	ЭШ-5/45	ЭШ-8/60	ЭШ-15/90	ЭШ-25/100
Емкость ковша, м <sup>3</sup> . . . . .	5	8,0	15,0	25,0
Длина стрелы, м . . . . .	45	60,0	90	100
Высота разгрузки, м . . . . .	19,5	21,0	30,0	41,0
Радиус разгрузки, м . . . . .	45	57,0	81,0	95,0
Радиус черпания, м . . . . .	46	58,0	83,0	96,0
Глубина черпания, м . . . . .	26	35,0	41,0	47,0
Мощность двигателей, квт . . . . .	425	1150	1680	2×1680

Многочерпаковые экскаваторы (рис. 209) применяют при соответствующих климатических условиях при выемке и погрузке рыхлых и слабых пород, не требующих рыхления буровзрывным способом. Экскаваторы этого типа используют при выемке глинистых руд, фосфорита, слабых железных руд и напосов. Работа многочерпаковых экскаваторов сочетается обычно с последующим транспортированием породы в отвалы специальными конвейерами с использованием в отдельных случаях транспортно-отвальных мостов и консольных отвалообразователей.

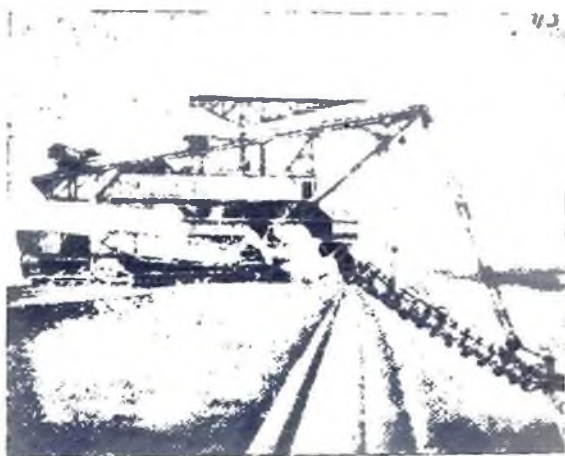


Рис. 209. Общий вид цепного многочерпакового экскаватора Д-1500

Многочерпаковые экскаваторы разделяют на группы по следующим признакам: по конструкции рабочего органа (цепные и роторные); по направлению черпания (с шкивом, верхним черпанием и сдвоенные экскаваторы для одновременной работы по шкивному и верхнему забоям); по конструкции ходового оборудования (на рельсовом, гусеничном и автомобильном ходу); по силовому оборудованию (с электрическими двигателями и с двигателями внутреннего сгорания).

Многочерпаковые цепные экскаваторы широко применяют на угольных карьерах ГДР и ФРГ. В СССР многочерпаковые экскаваторы применяют на Камыш-Бурупском железорудном карьере (Жерчь), на буроугольных карьерах УССР, карьерах огнеупорных глин, стропильных материалов, карьерах Никополь-Марганца и др.

Приведем краткие сведения и характеристики работы многочерпаковых цепных экскаваторов. Это машины непрерывного действия. Они состоят из трех основных частей: рабочей, силовой, ходовой.

При работе многочерпаковых цепных экскаваторов горную массу снимают и перемещают черпаками, расположенными на бесконечной цепи. Черпаковая цепь приводится в движение ведущим барабаном, находящимся в верхней части рамы. Корпус экскаватора клепаной конструкции устанавливается на одной или нескольких ходовых тележках. На станинах корпуса расположены в один или несколько этажей двигателя, передача и приборы управления. В кабине корпуса или сбоку от нее имеются погрузочные бункера, в которые разгружается горная масса из черпаков. Из бункеров горная масса грузится в вагоны или на конвейер для дальнейшего перемещения. Ходовые тележки обычно имеют самостоятельные двигатели. Черпаковая рама экскаватора клепаной конструкции из балок или решетчатых форм, несущих черпаковую цепь. С помощью тросов черпаковую раму поднимают, опускают или закрепляют в определенном положении. Бесконечная черпаковая цепь переброшена через два барабана — ведущий, расположенный в корпусе экскаватора, и направляющий, находящийся на свободном конце черпаковой рамы.

Сменную производительность многочерпакового экскаватора (в массиве) определяют по формуле

$$Q_{см} = 60En\eta_3T\eta_b, м^3,$$

где  $E$  — геометрическая емкость ковша,  $м^3$ ;

$n$  — число черпаний в минуту;

$\eta_3$  — коэффициент экскавации ( $\eta_3 = \frac{\eta_n}{k_p}$ );

$\eta_n$  — коэффициент наполнения;

$k_p$  — коэффициент разрыхления;

$T$  — число часов работы в смену;

$\eta_b$  — коэффициент использования экскаватора во времени, равный 0,7—0,9 (0,9 при работе с конвейерами на отвал).

Примерные значения расчетных коэффициентов при нижнем черпании:

	$\eta_n$	$k_p$	$\eta_3$	
			в трудных условиях	в легких условиях
Песок, гравий . . . . .	1,1—2,0	1,20	0,80	1,65
Легкие суглинки . . . . .	1,0—1,5	1,25	0,85	1,25
Плотные суглинистые породы . . . . .	1,0—1,3	1,25—1,30	0,80	1,00
Глинистые породы . . . . .	0,9—1,1	1,30—1,35	0,70	0,80

( $\eta_3$  при верхнем черпании на 10—15% меньше приведенных величин).

Число черпаний в минуту  $n$  принимается у крупных моделей с черпаком емкостью 1000—2000 л при плотных породах 18—25, у средних моделей с черпаком емкостью 500—1000 л в породах сред-



ней плотности 25—30 и у малых моделей с черпаком емкостью 400—500 л в легких породах (пески) 30—50. Ориентировочно производительность цепного экскаватора может быть принята из расчета 100 м<sup>3</sup>/ч на каждые 100 л емкости черпака.

**Роторные экскаваторы.** В последние годы в карьерах СССР широко применяют роторные экскаваторы (рис. 210). Важнейшими элементами конструкции роторного экскаватора являются корпус,

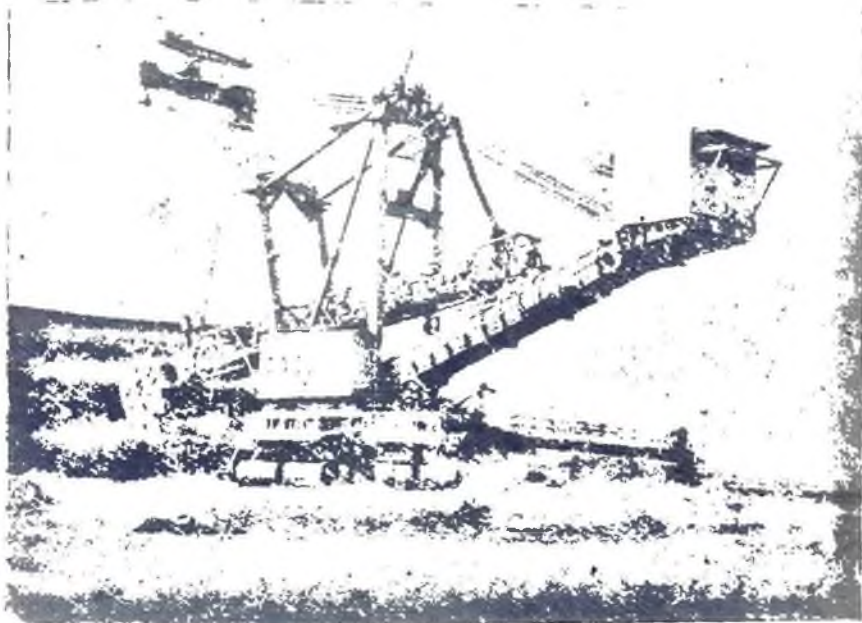


Рис. 210. Общий вид экскаватора ЭРГ-1600 производительностью 3000 м<sup>3</sup>/ч

стрела, ротор, система передаточных и разгрузочных конвейеров, поворотное устройство и ходовое оборудование. Роторный экскаватор обладает рядом преимуществ по сравнению с цепными: при равной производительности имеет значительно меньший конструктивный вес; скорость резания у роторных экскаваторов выше, чем у цепных; ротор изнашивается меньше, чем черпаковая цепь; обеспечивает лучшую селективную выемку; расход электроэнергии на 1 м<sup>3</sup> грунта меньше; усилия на режущей кромке черпаков ротора достигаются большие, чем у цепных экскаваторов, что допускает применение роторных экскаваторов в более плотных грунтах.

Роторный экскаватор ведет разработку забоя вертикальными и горизонтальными стружками, а также комбинированным способом.

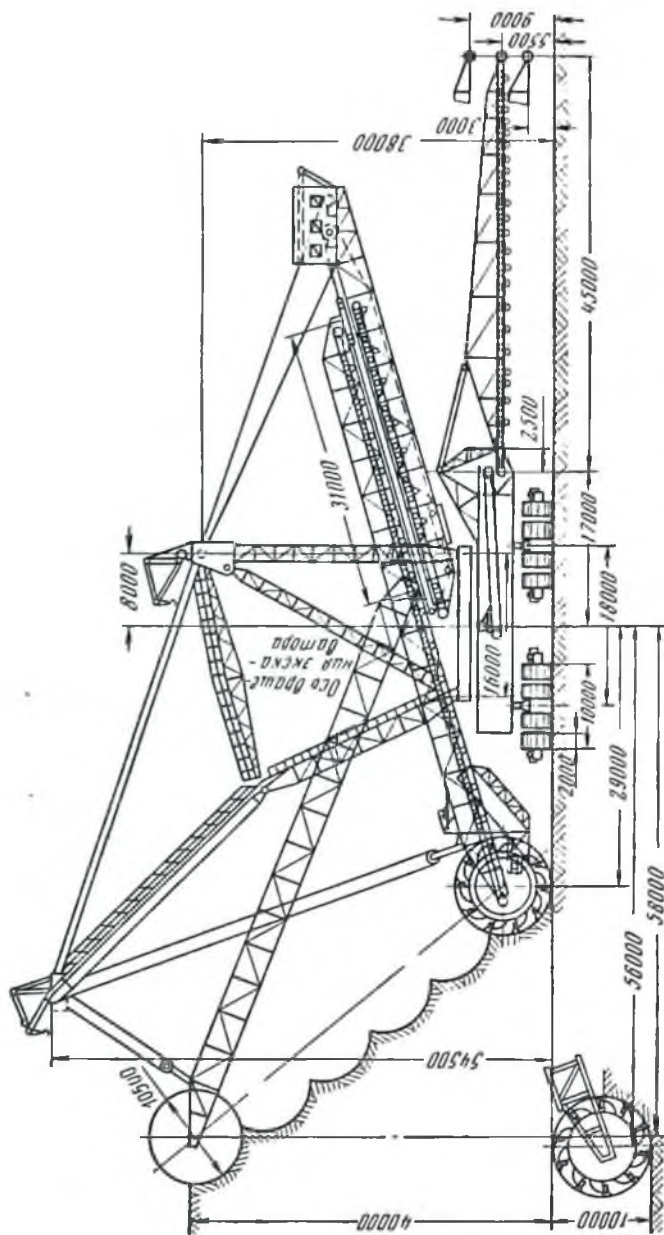


Рис. 211. Роторный экскаватор с ковшом емкостью 1600 м³

В СССР изготовляют роторные экскаваторы с ковшом емкостью от 250 до 2600 л (ЗЭР-500, ЭРГ-350/1000, ЭРГ-1600, ЭРШР-2600 и др.). Высокопроизводительные роторные экскаваторы имеют значительные размеры, измеряемые десятками метров (рис. 211).

Роторные экскаваторы применяют при селективной выемке пластов сложного строения и при большой производительной мощности карьеров для выемки мягких пород. Производительность роторных экскаваторов определяют аналогично цепным экскаваторам. При селективной выемке  $\eta_1$  и  $\eta_2$  принимают исходя из опыта работы в сложных забоях и конкретных горногеологических условий. Производительность роторных экскаваторов достигает 3000 м<sup>3</sup>/ч и более в плотном теле. Ново-Краматорский завод запроектировал роторный экскаватор производительностью 11,5 тыс. м<sup>3</sup>/ч с передвижным отвалообразователем и консолью длиной 225 м.

Возможности автоматизации работы экскаваторов. В настоящее время в СССР ведутся работы в области создания систем автоматического управления процессом черпания и процессом поворота одноковшового экскаватора к месту разгрузки и обратно. Автоматизация указанных работ в значительной мере освобождает машиниста от управления машиной, снижает утомляемость и переключает его внимание на контроль за качеством и безопасностью работы. Системы программного управления, предусматривающие полную автоматизацию процесса отработки заходки, созданы для роторных экскаваторов ЭРГ-350, ЭРШР-2600 и ЭРГ-1600 и находятся в стадии конструктивной доводки.

### § 3. Карьерный транспорт и отвальные работы

Общие сведения о карьерном транспорте. Карьерный транспорт является важнейшим звеном в общем технологическом процессе карьерных работ. Капитальные затраты на транспорт достигают 70% капитальных затрат по карьеру, эксплуатационные затраты 50—60%, по трудоемкости удельный вес транспорта составляет 50—60%. Карьерный транспорт предопределяет способ вскрытия месторождения, систему его разработки и основные технико-экономические показатели работы карьера. На современных карьерах наибольшее применение получили три вида транспорта: железнодорожный, автомобильный и конвейерный. Реже применяют гидравлический, тракторный и воздушно-канатный (кабель-краны) транспорт.

По данным проф. М. В. Васильева, удельный вес основных видов транспорта в горнодобывающей промышленности СССР следующий (%):

	1966 г.	План на 1970 г.
<b>Вскрышные работы</b>		
Железнодорожный . . . . .	48,8	43,0
Автомобильный . . . . .	35,2	36,6

Конвейерный . . . . .	8,2	12,9
Прочие виды транспорта . . . . .	7,8	7,5

**Добычные работы**

Железнодорожный . . . . .	20,8	18,8
Автомобильный . . . . .	70,1	70,7
Конвейерный . . . . .	2,6	1,7
Прочие виды транспорта . . . . .	6,5	8,8

Железнодорожный транспорт в основном применяют в карьерах со значительным сроком эксплуатации, с большим грузооборотом при относительно больших размерах карьера и небольшой глубине разработки (порядка 150 м), расстояниях транспортирования свыше 1,5—2 км (чаще 6—7 км и больше) и уклонах 3—6<sup>0</sup>/<sub>00</sub> (в зависимости от вида тяги).

Автомобильный транспорт применяют при разработке сложных месторождений при относительно небольших размерах карьера, при средних масштабах работ, расстоянии транспортирования от 0,2 до 5—7 км, при уклонах не более 8—10<sup>0</sup>/<sub>00</sub> и радиусах кривых до 25—30 м.

Конвейерный транспорт в настоящее время применяют для перемещения мягких и рыхлых пород, длина транспортирования и производительность по существу не ограничены. При предварительном дроблении конвейерный транспорт может применяться для перемещения скальных пород. Уклоны обычных ленточных конвейеров не превышают 16—18°, специальных 45—60°. В ряде случаев одновременно на стадиях вскрышных и добычных работ или по этапам разработки целесообразно применять комбинированный транспорт. Практика Соколовского, Сарбайского, Спбайского, Ново-Криворожского и других крупных карьеров показала, что при проведении вскрышных работ на верхних горизонтах применяется автотранспорт, на нижних — железнодорожный транспорт.

**Рельсовый транспорт.** Основное хозяйство при рассматриваемом виде транспорта состоит из рельсового пути, вагонов и локомотивов.

*Рельсовый путь* (рис. 212). Различают верхнее и нижнее строение пути. Верхнее строение состоит из рельсов, шпал, рельсового скрепления и балласта; нижним строением называется земляное полотно (насыпи, выемки, нулевые места) и искусственные сооружения. В зависимости от грузооборота применяется различная ширина колеи рельсового пути. При большом грузообороте (более 500 тыс. т в год) применяется нормальная широкая колея 1524 мм, при меньшем грузообороте — узкая колея (750, редко 1000 мм).

При устройстве рельсового пути руководящий (расчетный) подъем (уклон) должен быть не более 0,015—0,020 при паровой тяге, 0,030—0,040 при электрической, 0,025—0,030 при тепловозной, 0,060—0,080 при применении моторвагонов. Уклоны можно также обозначать в промилле (‰), например 7‰/00 означает уклон 7 тысяч-

ных, т. е. 0,007. По величине руководящего подъема определяется вес поезда из условия движения его с одним локомотивом на подъеме с расчетной минимальной скоростью.

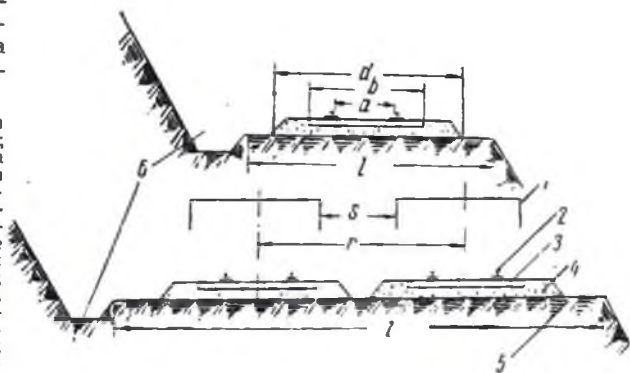
Расчетная минимальная скорость принимается для паровозов 10—16 км/ч, для электровозов 18—25 км/ч. Подъемы больше руководящего в карьере не допускаются.

Минимальный радиус кривых при широкой колее 150—200 м и при узкой 60—100 м.

Минимальная длина горизонтального участка между обратными уклонами при широкой колее 150—170 м, при узкой 50 м.

Рис. 212. Устройство рельсовых путей в карьере на одно- и двухпутных участках:

- 1 — верхняя ширина земляного полотна;
- 2 — нижняя ширина балластного слоя (призмы);
- 3 — ширина колеи;
- 4 — расстояние между осями путей;
- 5 — расстояние между габаритами подвижного состава;
- 6 — длина шпала;
- 7 — габарит подвижного состава;
- 8 — рельс;
- 9 — шпала;
- 10 — балласт;
- 11 — земляное полотно;
- 12 — кювет



Минимальная длина прямой между концами обратных кривых соответственно 50 и 30 м; максимальная нагрузка на ось вагона 26 и 8 т; ширина однопутного земляного полотна в зависимости от рода породы 4,6—5 и 3,2—3,6 м; ширина двухпутного земляного полотна 8,7—9,1 и 6,6—7 м. Средний откос полотна 1 : 1,5. Балластный слой однопутного полотна: ширина поверху 2,9 м при широкой колее, 2,1 м при узкой; толщина 0,15—0,35 (в зависимости от нагрузки на ось и качества земляного полотна). На 1 км расходуется 1440—1840 шпал. Вес рельсов 36—65 кг/м при широкой колее, 18—24 кг/м при узкой.

Применяемые марки стрелочных переводов (тангенс угла крестовины, выраженный дробью) 1/7, 1/9 при широкой колее; 1/5, 1/6 при узкой (рис. 213).

Допустимая скорость движения поездов на постоянных карьерных путях до 40 км/ч, на передвижных забойных и отвальных путях 15—20 км/ч.

Рельсовые пути как в карьере, так и на отвале часто перемещают отдельными звеньями передвижными кранами. При работе многочерпаковых экскаваторов

и транспортно-отвалных мостов пути перемещают путепередвижателями непрерывного действия. На отвалах пути переносят кранами или путепередвижателями циклического действия.

**Вагоны.** Конструкции вагонов при рельсовом транспорте выбирают с учетом применяемого способа погрузки и разгрузки,

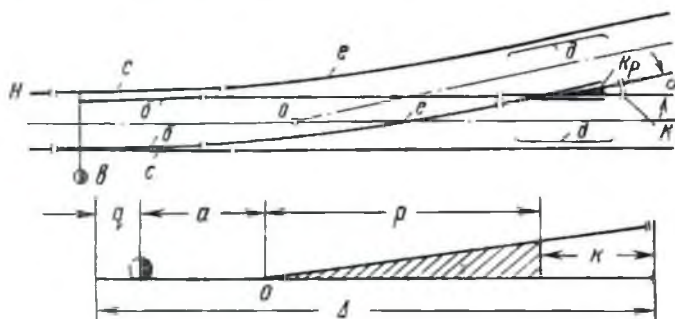


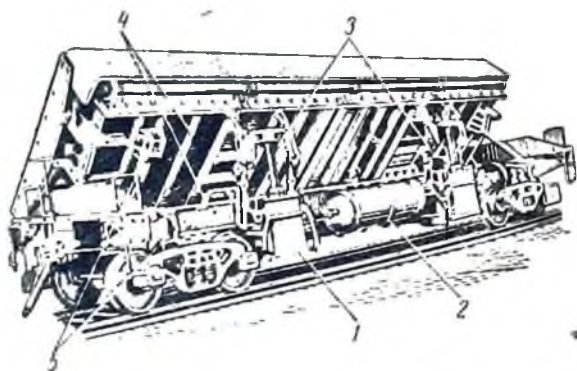
Рис. 213. Основные размеры стрелочного перевода в плане:

H — начало перевода; K — конец перевода; c — главный рельс; e — переводная рельс; d — контрольный рельс; Kp — крестовина; o — механизм для перемещения рельсов; O — центр перевода (точка пересечения осей пути); a — угол крестовины

объемного веса и крепости руды или породы и производственной мощности карьера. Для перевозки мягких и рыхлых пород применяют вагоны с легким кузовом. При небольшой мощности карьера применяют узкоколейные вагонетки малой емкости, при значительной — ширококолейные большой емкости. Емкость вагона должна превышать

Рис. 214. Думпка с пневматическим опрокидывателем кузова:

1 — цилиндр опрокидывания; 2 — воздушный резервуар; 3 — механизм опрокидывания (поршень со штоком); 4 — хребтовая и поперечные балки; 5 — цапфы и крошфейн опрокидывания кузова



емкость ковша экскаватора в четыре-пять раз. Наиболее часто применяют вагоны следующих типов: на путях узкой колеи вагонетки емкостью 1,0—5,0 м<sup>3</sup> и на путях широкой колеи вагоны-думпки и гондолы большой грузоподъемности (рис. 214 и 215). Вагонетки емкостью 1—1,5 м<sup>3</sup> разгружают вручную, опрокидывая кузов. Разгрузочное устройство в вагонетках емкостью 2,5—5 м<sup>3</sup> приводится в действие рычагами.

Думпкары с опрокидывающимся кузовом грузоподъемностью 20 т при колее 750 мм и 50—120 т при колее 1524 мм обычно применяют для перевозки пустой породы в отвалы. Кузов думпкара опрокидывается пневматическим устройством; при этом управление опрокидыванием либо централизованное (с локомотива), либо каждый думпкар опрокидывается отдельно. На локомотиве установлен компрессор на 4—5 ат. Сжатый воздух подают по воздухопроводу в резервуары каждого думпкара. Вагоны-думпкары имеют по два цилиндра с каждой стороны. При опрокидывании кузова сжатый воздух поступает в нижнюю часть цилиндра и приводит в движение шток поршня, соединенный с дном кузова вагона. Вагоны грузоподъемностью 60—125 т с глухим металлическим кузовом или

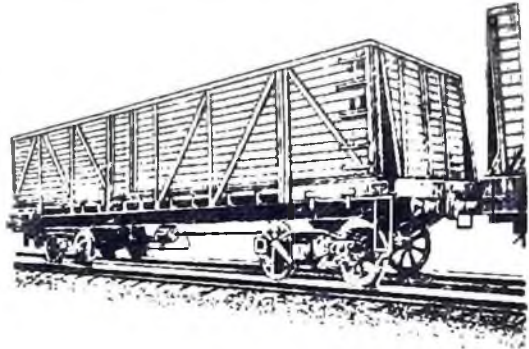


Рис. 215. Четырехосный полувагон-гондола с открывающимися люками

с открывающимися в днище вагона люками (гондолы) применяют при перевозке полезного ископаемого. Гондолы разгружают круговым опрокидывателем. Применяемый в настоящее время в СССР ширококолейный подвижной состав, как правило, оборудуют автоцепкой и автотормозами, обеспечивающими эффективное использование транспортных средств и безопасное движение поездов в карьерах.

В целях профилактики от примерзания породы внутренние части кузова вагона опрыскивают 3—4%-ным раствором поваренной соли при температуре воздуха до  $-30^{\circ}\text{C}$  или раствором хлористого кальция или магния при температурах до  $-35$ — $-40^{\circ}\text{C}$ . Хорошие результаты получены при смазывании внутренней поверхности кузова соляровым маслом.

**Локомотивы.** Тягу и тип локомотивов устанавливают в соответствии со сроком службы, производственной мощностью и глубиной карьера. В карьерах применяют локомотивы трех основных видов: паровозы, электровозы и тепловозы (дизель-электровозы) и мотопаровозы. В настоящее время паровозы применяют редко, в основном на старых карьерах или при ограниченной мощности и малом сроке службы карьера.

На открытых работах при большом грузообороте и трудном профиле пути пользуются контактными электровозами. Электровоз приводится в движение электрическими двигателями, расположенными между осями. Ток, идущий от подстанции по проводу, поступает через токоприемник электровоза (обычно пантограф) к двигателям, а из них через колеса и рельсы идет обратно на подстанцию. Для уменьшения сопротивления на стыках применяют медные проводники, прикрепляемые к рельсам, и дополнительно прокладывают отсасывающий кабель.

Троллейный провод подвешивают над откаточными путями на специальных опорах. Электровоз питается постоянным током. Переменный ток, наиболее часто применяемый на рудниках, преобразуется в постоянный на преобразовательных подстанциях. Электровозы развивают большую силу тяги при трогании с места, преодолевают крутые подъемы и имеют общий к. п. д. (использование электроэнергии) 15—16%.

#### Характеристика электровозов широкой колеи

Сцепной вес, <i>т</i> . . . . .	80—150
Напряжение тока, <i>в</i> . . . . .	1100—1650
Тяговое усилие часового режима, <i>кГ</i>	12 000—22 000
Скорость, <i>км/ч</i> . . . . .	21,2—30,5
Наименьший радиус кривой, <i>м</i> . . . . .	40—60

Основным недостатком контактных электровозов является сложность содержания контактной сети, особенно при буровзрывных и экскаваторных работах. Этот недостаток отсутствует у дизель-электровозов (тепловозов), у которых дизельная электростанция расположена на локомотиве. Они обладают независимостью движения, а к. п. д. при работе достигает 25—28%.

Мотовозы — это локомотивы с двигателями внутреннего сгорания обычно небольшой мощности. Вследствие несоответствия тяговой характеристики мотовозов условиям работы в карьере их применяют на вспомогательных работах\*.

Основными мероприятиями по совершенствованию карьерного рельсового транспорта являются: применение на больших карьерах электровозов сцепным весом до 150—180 *т*; применение переменного тока высокого напряжения для питания; внедрение дизель-электровозов, позволяющих полностью отказаться от контактной сети; применение моторных думпкаров (вагоны, оборудованные двигателями) для работы на глубоких горизонтах с подъемами путей до 70—80‰, что снизит капитальные и эксплуатационные затраты; широкое применение высококачественных легких сталей и сплавов при изготовлении вагонов.

\* Основные вопросы рельсового транспорта (определение силы тяги, веса и времени хода поезда, расхода электроэнергии и др.) решают на основе соответствующих расчетов.



**Автотракторный транспорт.** При автотракторном транспорте полезное ископаемое и пустую породу перемещают грузовыми машинами — самосвалами, автотягачами с полуприцепами и прицепами (рис. 216). Автотракторный транспорт широко применяется при открытых горных работах в СССР.

Основными преимуществами автотракторного транспорта являются: 1) возможность пользоваться им при больших подъемах и уклонах пути и малых радиусах закруглений (подъемы и уклоны до 0,080—0,100, минимальные радиусы закруглений пути на главных дорогах 30 м, на временных до 10—15 м); большие подъемы и уклоны и малые радиусы закруглений значительно уменьшают объем породных работ, особенно при разработке небольших и неправильно залегающих рудных тел; 2) простая организация движения и

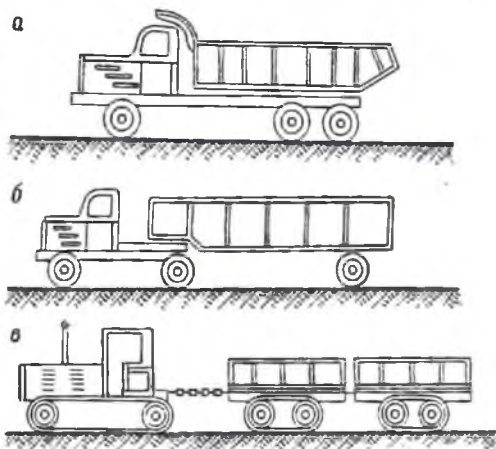


Рис. 216. Подвижной состав автомобильного транспорта:

а — карьерная автомашинна; б — колесный тягач с полуприцепом; в — тракторный тягач с прицепом

Рис. 217. Общий вид автосамосвала БелАЗ-540 грузо-подъемностью 27 т



независимость работы отдельных автомашин; 3) высокая маневренность подвижного состава; 4) более короткие сроки строительства карьеров; 5) лучшее использование экскаваторов во времени.

*Характеристика оборудования.* В карьерах чаще используются дизельные автомашинно-самосвалы с задней разгрузкой (рис. 217). Характеристика автосамосвалов приведена в табл. 38.

Таблица 38

Автосамосвал	Грузоподъемность, т	Собственный вес, т	Максимальная скорость, км/ч	Емкость кузова, м <sup>3</sup>	Расход топлива на 100 км, л	Мощность двигателя, л. с.
<b>Кременчугский завод</b>						
КраЗ-222	10	12,2	47	8	65	180
КраЗ-254	10	11,5	60	8	65	180
КраЗ-256	10	11,4	62	8	55	240
КраЗ-251	11	10,55	65	6—8	55	240
<b>Белорусские заводы</b>						
МАЗ-525	25	22	30	14,3	160	300
МАЗ-530	40	38,5	30	22	—	450
БелАЗ-540	27	21,0	52	15,2	—	360
БелАЗ-548	40	26,5	52	22,3	—	520
БелАЗ-549	65	45,0	47	32,5—36	—	2×360

С 1961—1962 гг. стали широко применять колесные тягачи с полуприцепами Белорусского и Кременчугского автозаводов. Грузоподъемность одноосных полуприцепов колеблется от 30 до 65 т; намечается к выпуску двухосный полуприцеп грузоподъемностью 110 т (БелАЗ-549В). Максимальная скорость движения тягачей с полуприцепами колеблется от 30 до 50 км/ч.

Гусеничные тракторные тягачи применяют для перевозки двух или нескольких прицепов на пневматическом или гусеничном ходу. Тракторы-тягачи применяют мощностью от 60 до 250 л. с. со скоростью перемещения от 3 до 30 км/ч. Прицепы грузоподъемностью 10—40 т — с довной разгрузкой. Тракторы с прицепами применяют при малом масштабе работ, коротких расстояниях перемещения (300—400 м) и отсутствии хороших дорог. На карьерах применяют тракторы Т-80, Т-140, ДЭТ-250 и другие.

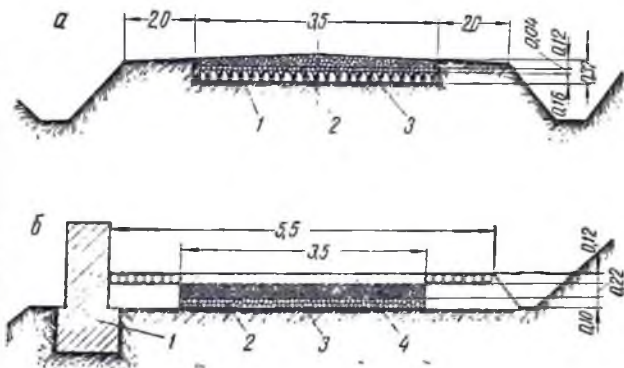
Разновидностью автомобильного транспорта являются троллейвозы — самосвалы с электрическим двигателем, питающимся электроэнергией от контактной сети постоянного тока. Основными преимуществами являются простота управления, надежность работы и более низкая стоимость перевозки. Стоимость перевозки 1 т км троллейвозами на Богураевском карьере на 35% ниже по сравнению с автосамосвалами.

*Автомобильные дороги.* Эффективность работы автотранспорта в значительной степени зависит от состояния дорог, поэтому устройству и их содержанию должно уделяться большое внимание.

При расчете ширины проезжей части дороги принимают во внимание допустимые зазоры между двумя встречающимися машинами и расстояние от каждой машины до обочины дороги. Ширину проезжей части однопутной дороги принимают равной 3,5 м, двухпутной 7—8 м. Толщина слоя дорожной одежды должна быть не менее 0,15—0,20 м. Дорожную одежду в карьерах устраивают из щебня, гравия или шлака (рис. 218). От качества дорожной одежды зависит удельное сопротивление движению автомашин ( $\text{кг}/\text{т}$  общего веса машины): асфальт, бетон 10—11, булыжная дорога 40—50, песчаная дорога 100.

Рис. 218. Поперечные разрезы карьерных автодорог:

а — на Богурьевском карьере: 1 — покрытие из щебня 25—40 мм; 2 — щебень 40—50 мм; 3 — подстилающий слой из камня; б — на Балаганском карьере: 1 — парапет; 2 — подстилающий слой (крупный щебень); 3 — щебень 35—74 мм; 4 — цементированный щебень 15—75 мм



В карьерах чаще применяют щебеночные дороги. В последние годы для устройства карьерных дорог стали широко применять сборные железобетонные покрытия из плит. Срок службы таких покрытий в 10—15 раз больше щебеночных покрытий.

Возможную грузоподъемность автомашин определяют исходя из касательной силы тяги и сопротивления движению автомашины (с учетом дорожного покрытия и уклона) в килограммах на 1 т общего веса автомашины. При определении возможной грузоподъемности автомашин учитывают и ее собственный вес. Возможную грузоподъемность машины проверяют по ее сцепному весу.

Для разравнивания породы на отвалах, для планировки площадок при устройстве дорог и для зачистки породы на подошве уступов карьеров широко используют бульдозеры — гусеничные тракторы, снабженные лемехом. Бульдозеры являются необходимым вспомогательным оборудованием при автотракторном транспорте. Частично их применяют и при рельсовом транспорте. На карьерах применяют бульдозеры Д-259, Д-290, Д-385 и другие. Наиболее мощным из них является бульдозер Д-385 на базе трактора ДЭТ-250 (рис. 219).

Конвейерный транспорт в качестве самостоятельного вида применяют на ряде отечественных угольных (Коркинский, Богословский

и др.), рудных карьерах (КМА) и многих карьерах строительных материалов.

Преимущества конвейерного транспорта: непрерывность подачи полезного ископаемого, более высокое использование экскаваторов, малые капиталовложения, малочисленный обслуживающий персонал, возможность организации породотборки, возможность применения при значительных углах подъема (до  $18-20^\circ$  при обычных лентах и до  $36^\circ$  при прижимании материала покрывающей цепной сеткой). Подъемные стационарные конвейеры с цепной сеткой или с прижимной лентой могут поднимать груз при угле наклона до  $40-60^\circ$ . Ширина ленты таких конвейеров достигает 2500 мм при



Рис. 219. Общий вид бульдозера Д-385А

скорости движения до 4 м/сек. На карьерах применяют прорезиненные ленты шириной 650—1400 мм с числом прокладок от 3 до 12. При низких температурах применяют морозостойчивые резиновые ленты. Высокопрочные ленты изготовляют с прокладками из капрона, нейлона и других материалов. В последнее время ленты изготовляют с металлической основой.

Применяют также канатно-ленточные конвейеры. Ленты с металлической основой обладают высокой прочностью, они состоят из стальных тросиков диаметром до 4 мм, хлопчатобумажной обкладки и резинового наполнения. У канатно-ленточных конвейеров в качестве тягового органа используют стальные канаты, а в качестве несущего — ленту облегченной конструкции. Большим достоинством конвейеров этого типа является относительно низкая стоимость ленты и возможность передачи больших тяговых усилий. Длина става может быть увеличена до 2—2,5 км и более (длина става конвейера КРУ-900 равна 3,4 км).

Существенный недостаток конвейерного транспорта — затруднительная работа в зимнее и дождливое время; устройство закрытых траншей или специальных железобетонных покрытий позволяет избежать затруднений.

Общая схема перемещения материала при конвейерном транспорте следующая. Руду или породу грузят в забое экскаватором через бункерную воронку с решеткой или с питателем на короткий забойный конвейер, с которого она поступает на сборный и далее на главный подъемный конвейер, расположенный на одном из бортов карьера. Подъемный конвейер обычно доставляет руду непосредственно в бункера склада.

Общая длина лент на крупных карьерах (Коркицкий, Богословский) достигает 10—12 км. В случае необходимости в карьере устанавливают передвижные или стационарные дробилки\*.

В настоящее время Александровский завод серпено выпускает конвейеры КРУ-350, которые применяются на ряде карьеров (Михайловский железорудный карьер, Аугренский угольный и др.). Из более совершенных конструкций конвейеров отметим КРУ-900 производительностью 900 т/ч с лентой, армированной тросами, шириной 1200 мм; он изготовлен для наклонного подъемника Коркицкого карьера. Конвейерный транспорт, имеющий ряд значительных преимуществ по сравнению с другими видами транспорта, несомненно, получит в будущем большое распространение, в том числе и на рудных карьерах.

Как вспомогательное средство транспорта ленточные конвейеры широко используют при работе отвальных экскаваторов и транспортно-отвальных мостов.

Транспорт с применением скреперов. На открытых работах применяют колесные скреперы. Канатные скреперы применяются редко и поэтому нами не рассматриваются.

*Прицепные колесные скреперы* (рис. 220) эффективно используют при уборке наносов, проведении траншей и ряда вспомогательных работ при ограниченных расстояниях доставки (от 100—200 до 1000—1200 м, чаще до 500 м) и небольшом объеме работ (до 1500—2000 м<sup>3</sup>/смену). Колесный скрепер перемещается трактором или тягачом. В мягких и сыпучих породах скреперы работают без предварительного разрыхления, тогда как при плотном грунте требуется предварительное разрыхление плугами или рыхлителями.

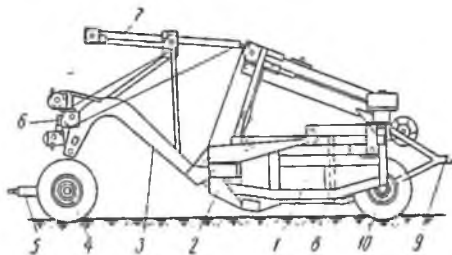


Рис. 220. Двухосный скрепер:

- 1 — ковш; 2 — передняя заслонка или фартук; 3 — дышло; 4 — передняя ось с направляющими колесами; 5 — тяговое дышло; 6 — направляющие блоки; 7 — балка; 8 — задняя стешка; 9 — буфер; 10 — задняя ось с колесами

\* Расчет конвейерного транспорта приведен в курсе рудничного транспорта.

Работа колесного скрепера складывается из следующих операций: наполнение скрепера (рис. 221), производимое при его движении со снятием стружки породы шириной 1—3 м в зависимости от емкости скрепера и толщиной 0,1—0,3 м в зависимости от плотности породы; перемещение наполненного скрепера от места погрузки до отвала (рабочий ход); опорожнение скрепера на отвале; перемещение порожнего скрепера от отвала к забою (холостой ход). Когда скрепер загружается и разгружается, передняя заслонка приподнимается. Проходя по разгруженной породе, скрепер выравнивает (выравнивает) ее задней стенкой ковша. При перемещении с загруженным или порожним ковшом скрепер принимает горизонтальное положение.

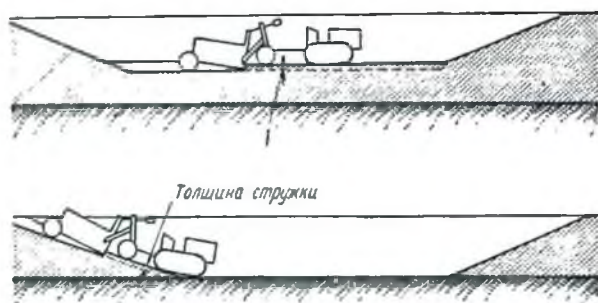


Рис. 221. Схема работы колесного скрепера в карьере:

1 — толщина снимаемого слоя

Производительность колесного скрепера зависит от емкости ковша, расстояния доставки, характера пород и профиля пути. Загрузка происходит на пути длиной 10—40 м при скорости 0,7—0,8 м/сек, время разгрузки скрепера 0,25—0,5 мин; время на перемещение зависит от расстояния и скорости перемещения, обычная скорость для тягачей 0,8—1 м/сек; сезонная производительность колесных скреперов за 200—210 суток при расстоянии доставки 200—300 м составляет:

Скрепер . . . . .	Д-147	Д-222	Д-213	Д-188
Емкость ковша, м <sup>3</sup> . . . . .	6	6,5	10	15
Объем, тыс. м <sup>3</sup> . . . . .	75—105	80—115	120—175	100—230

При перемещении скрепера автотягачом по транспортному пути подъем допускается в порожняковом направлении до 15‰ и в грузовом до 8‰. При тракторной тяге этот уклон в полтора-два раза больше.

В СССР применяют колесные скреперы с тракторами с ковшом емкостью 6—10 м<sup>3</sup>. Скреперы емкостью 15 м<sup>3</sup> и более перемещают тягачами в сочетании с толкачом. В США выпускают скреперы с ковшом емкостью до 32 м<sup>3</sup> с мощностью двигателей тягачей до

420 л. с. Такие тягачи развивают скорость до 60 км/ч, грунт перемещают на расстояние до 4 км.

**Транспорт с применением канатных подъемников.** Канатные подъемники бывают скиповые, клетевые, с концевым и бесконечным канатом, с вагонами-тягачами. Скиповые подъемники применяют при разработке наклонных и крутопадающих месторождений для подъема горной массы с глубины более 100—150 м. Емкость скипов от 15 до 50 т. При скипах емкостью 50 т и высоте подъема от 100 до 700 м производительность подъема составляет 15—5 млн. т. Скиповые подъемники чаще работают в сочетании с автомобильным внутрикарьерным транспортом.

Клетевые подъемники поднимают одиночные вагоны или автосамосвалы из карьера на поверхность и спускают их обратно; подъемным сосудом служит специальная клеть, на платформе которой размещается вагон или автомашина. Угол наклона трассы достигает 40—45°, вертикальная высота подъема 500 м. При использовании мощных лебедок и большегрузных вагонов (25—50 т) производительность клетевых подъемников высокая. Они могут работать в сочетании с внутрикарьерным автотранспортом. Клетевые подъемники применяются также для подъема вагонеток малой емкости (до 1 м<sup>3</sup>) (рис. 222). Производительность таких подъемников изменяется в пределах 100—1000 т/смену.

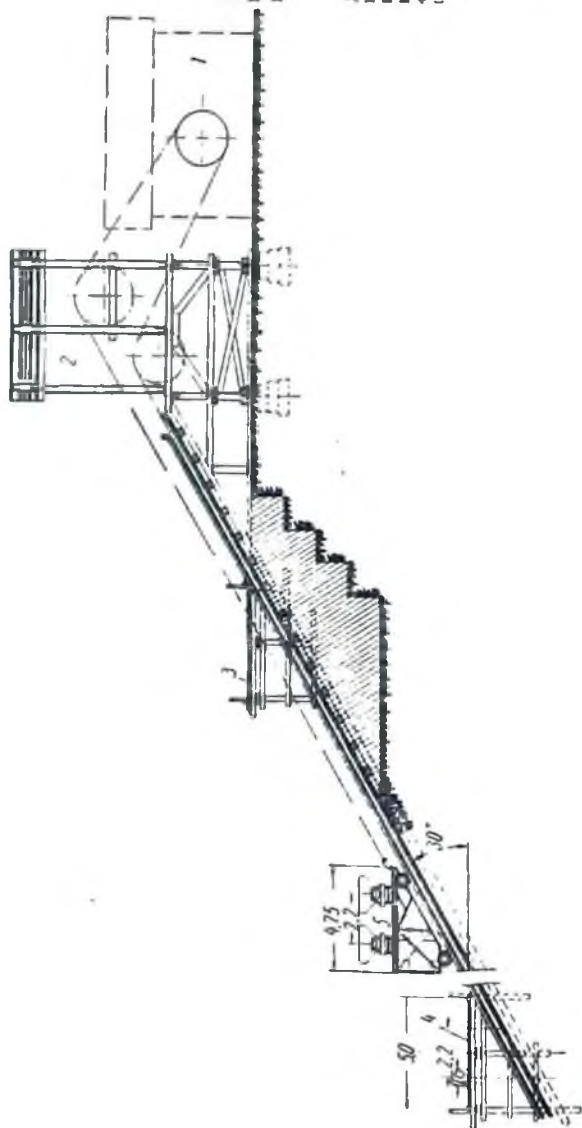
Наклонные подъемники при подъеме вагонеток на платформе клетки бывают ододействующими или двухдействующими, т. е. с одной или двумя платформами. При одной платформе применяется контргруз.

Устройство рельсового пути при ододействующем подъемнике показано на рис. 223. Для приема вагонеток и закатывания их на платформу на рабочих горизонтах карьера устанавливают приемные площадки на столбах или на выступах массива горных пород. Наклонных подъемников в карьере может быть несколько в зависимости от мощности карьера и условий их размещения. На криволинейных карьерах наклонные подъемники для выдачи пустой породы в основном устраивали висячем боку карьера, а для выдачи руды — в лежачем.

Канатные подъемники с концевым или бесконечным канатом для непосредственного подъема малогрузных вагонеток (до 3 т) применяют в карьерах небольшой глубины и небольшой производственной мощности при угле наклона не более 20—22°. Канатные подъемники с вагонами-тягачами применяют для подъема из карьера нерасформированных составов. Тяговые канаты таких подъемников присоединяют не к голове состава, а к специальной тележке-тягачу, которая при подъеме толкает состав вагонов, а при спуске поддерживает его. При большой мощности карьера применяют многоканатные подъемные машины с барабанами трепья. В этом случае используют скипы грузоподъемностью до 70 т.

Рис. 222. Наклонный подъемник в карьере малой производительности:

1 — здание подъемной машины; 2 — концы; 3 — верхний приемный площадка; 4 — приемная площадка на остовах; 5 — шельф уступов;





При глубине карьера до 100—150 м в основном применяют электровозный или автомобильный транспорт. Ниже 150 м экономически выгоднее применять комбинированный транспорт: железнодорожный на верхних горизонтах, автомобильный на нижних, автомобильный с конвейерным, автомобильный с наклонными подъемниками.

Отвально-складское хозяйство и работа на отвалах. В процессе разработки месторождений открытым способом из недр земли наряду с полезным ископаемым вынимают в значительном объеме

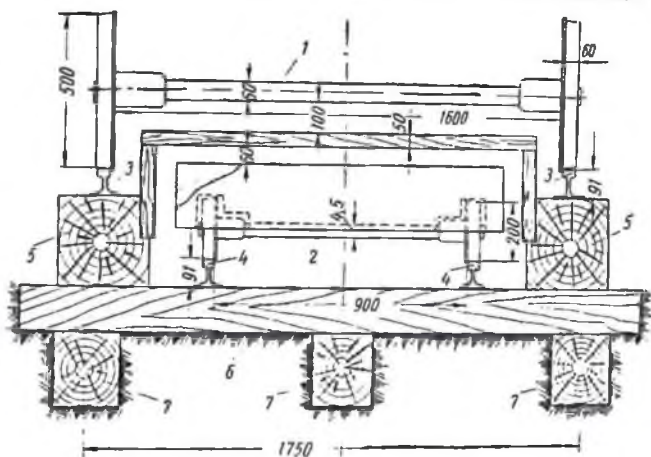


Рис. 223. Устройство рельсового пути подъемника:

1 — ось снага платформы; 2 — ось снага контргруза; 3 — рельсы для перемещения платформы; 4 — рельсы для перемещения контргруза; 5 — верхние продольные брусья; 6 — поперечный брус; 7 — нижние продольные брусья

пустые породы. Эти породы транспортируют в отвал и там складывают. Отвальные работы являются трудоемким процессом открытой разработки. От их своевременного и качественного выполнения во многом зависит ритmicность работы карьера. Наиболее целесообразно размещать пустые породы в выработанном пространстве. Однако во многих случаях пустые породы необходимо вывозить за пределы карьера. Отвалы образуют, используя рельеф местности (склон горы или оврага), или насыпают пустую породу на горизонтальной площадке с помощью эстакады, терриконка или экскаватора.

Отвалам придают секторную, веерообразную или конусообразную (при терриконках) форму. Высота отвала меняется в зависимости от физико-механических особенностей пород в зависимости от способа отвалообразования от 7 до 60 м. Для разгрузки вагонов на отвале их устанавливают на определенном расстоянии от кромки откоса. Это достигается соответствующим положением пути на отвале.

Породу профилируют и сбрасывают под откос отвальными плугами. Отвальные плуги работают по принципу снегоочистителей, передвигают их локомотивы. Радиус действия крыла отвального плуга колеблется от 1,5 до 3,5 м. Пути на отвалах перемещают путепередвижателями циклического действия.

В последние годы на ряде отечественных угольных и рудных карьеров породу на отвалах укладывают экскаваторами, вагоны и самосвалы в этом случае разгружают в специальные приемные канавы у откоса отвала.

Отвалы при автомобильном транспорте разравнивают бульдозерами.

Постоянные отвалы пустых пород устраивают на территории, где не планируют проводить горные работы.

При определении емкости отвалов коэффициент начального разрыхления принимают 1,2—1,5 и коэффициент остаточного разрыхления 1,05—1,1.

Ориентировочные технико-экономические показатели отвальных работ приведены в табл. 39.

Таблица 39

Способы отвальных работ	Высота отвала, м	Производительность труда рабочего в смену, м <sup>3</sup>	Приемная способность отвального участка в сутки, м <sup>3</sup>
Бульдозерами при автотранспорте . . .	До 30	200—250	1 000—2 000
Отвальными плугами . . . . .	10—30	70—150	2 000—3 000
Механическими лопатами . . . . .	20—30	120—250	3 000—4 000
Многочерпаковыми экскаваторами . . .	20—40	150—300	5 000—15 000
Мостовыми отвалообразователями . . .	40—50	250—400	10 000—20 000

Для размещения отвалов при соответствующих условиях успешно применяют отвальные мосты и конвейеры.

К дополнительным способам отвалообразования относят смыв породы с откоса. Технологическая схема включает насосную станцию, трубопровод, уложенный вдоль отвального тушка, отводные патрубки диаметром 100—150 мм, металлический или деревянный настил в пункте разгрузки вагонов или автосамосвалов. Отводные патрубки расположены на расстоянии 1—2 м. Высота приемного уступа 7—15 м. Расход воды при давлении 2—3 ат составляет 1—2 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> породы. Гидравлическое отвалообразование возможно при соответствующих климатических условиях.

## Глава IV

### ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ

#### § 1. Общие положения

Вскрытием при открытой разработке месторождений по определению В. В. Ржевского следует считать проведение наклонных (капитальных) траншей, обеспечивающих доступ от поверхности земли или от какой-либо разрабатываемой части карьера к вновь создаваемым рабочим горизонтам. Дальнейшая подготовка горизонтов к эксплуатации осуществляется путем проведения горизонтальных (разрезных) траншей. Целью вскрытия является установление грузотранспортной связи между горизонтами разработки и пунктами приема горной массы на поверхности или в карьере.

На выбор целесообразного способа вскрытия влияют условия залегания месторождения и его разработки (форма и размеры карьерного поля, угол падения, топография поверхности, физико-механические свойства вмещающих пород, гидрогеологические условия разработки); вид транспорта; расположение поверхностных сооружений (обоганительные фабрики, склады), непосредственно связанных с разработкой; система разработки.

Основными вскрывающими выработками являются въездные траншеи, местоположение и угол наклона которых в основном характеризуют способ вскрытия. Въездные траншеи определяют положение разрезных траншей, фронт работ и направление выемки. Виды въездных траншей приведены в табл. 40.

Въездные траншеи проходят с определенными уклонами. Допустимый уклон траншей при паровой тяге 0,03, при электропозной тяге 0,04, при моторных вагонах 0,11, при автотранспорте 0,08. Допустимый максимальный угол наклона траншей при конвейерном транспорте: 18° при ленточных конвейерах, до 36° при специальных конвейерах, 25—30° при подъеме вагонов по рельсовым путям подъемника. При подъеме вагонов в клетях или при скиповом подъеме угол наклона не ограничен.

Таблица 4

Наименование траншей	Признаки разделений	Основание разделений
Внешние и внутренние	Расположение траншей относительно контура карьера	Вне или внутри контура карьера
Отдельные, групповые или общие	Число обслуживаемых уступов	Один, несколько или все уступы карьера
Однорядные и парные	Основное назначение	Для прохода груза и порожняка; для прохода только груза или только порожняка
Стационарные и скользящие	Стационарность	Постоянное или временное положение
Наклонные и крутые	Угол наклона	Угол наклона, соответствующий условиям применения колесного транспорта Угол наклона, соответствующий условиям применения конвейерного транспорта или канатных подъемников

Длина наклонной траншеи  $L_T$  определяется глубиной заложения ее  $H$  и величиной уклона  $i$  и определяется по формуле

$$L_T = \frac{1000H}{i}, \text{ м.}$$

Действительная длина капитальной траншеи больше указанной вследствие уменьшения уклона на кривых участках пути и на участках примыкания траншей к рабочим горизонтам. Чаще примыкание осуществляется на горизонтальных площадках; длина участка примыкания при ширине колеи 1524 мм достигает 150—250 м. Для определения общей длины траншей пользуются коэффициентом удлинения; при горизонтальных площадках примыкания этот коэффициент равен 1,4—1,6.

Объем наклонной капитальной траншеи при ровной поверхности определяют по формуле

$$V = \frac{h^2}{i_p} \left( \frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right), \text{ м}^3,$$

где  $h$  — глубина траншей, м;  
 $i_p$  — руководящий подъем (уклон траншей), ‰;  
 $b$  — ширина траншей по низу, м;  
 $\alpha$  — угол откоса борта траншей, град.

## § 2. Основные способы вскрытия месторождений

При разработке месторождений, залегающих ниже отметки земной поверхности, применяют следующие способы вскрытия: наклонными траншеями с простой трассой путей (отдельные, групповые

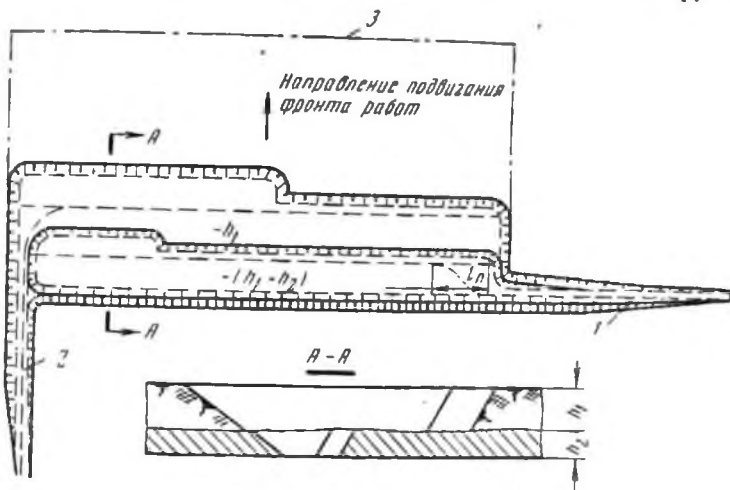


Рис. 224. Схема вскрытия внешними отдельными (независимыми) траншеями:

1 — траншея, вскрывающая добычные горизонты; 2 — траншея, вскрывающая породные горизонты; 3 — граница карьера

или общие траншеи); наклонными траншеями со сложной трассой путей и устройством специальных съездов (тупиковые, петлевые и спиральные съезды); крутыми траншеями (с использованием конвейерного транспорта или канатных подъемников); бестраншейное вскрытие; с использованием подземных выработок; комбинированные.

При разработке месторождений, залегающих выше отметки земной поверхности, применяют вскрытие полутраншеями на косогоре с простой или сложной трассой путей в зависимости от условий разработки.

Вскрытие наклонными траншеями с простой трассой путей применяют преимущественно при разработке неглубоко залегающих горизонтальных и пологих месторождений. Въездные траншеи в этом случае имеют небольшую длину и расположены вне контура карьера

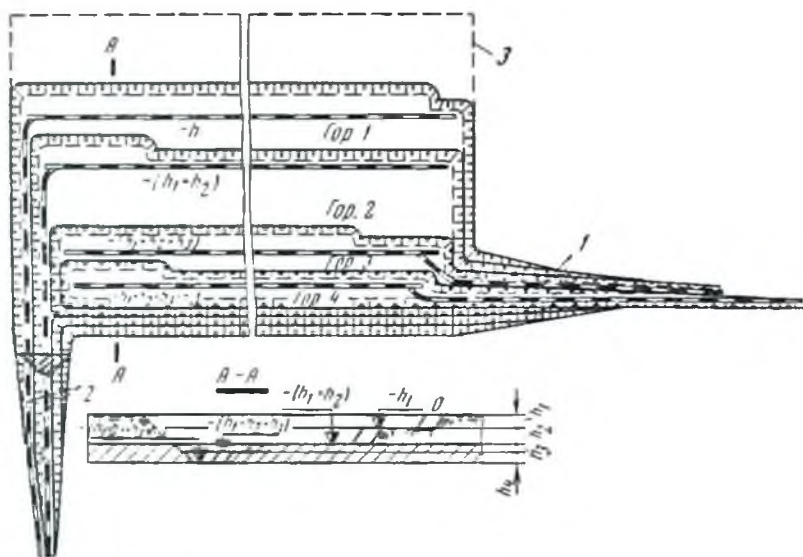


Рис. 225. Схема вскрытия внешними групповыми траншеями:

1 — группа траншей, вскрывающих добычные горизонты; 2 — группа траншей, вскрывающих породные горизонты; 3 — граница карьера

на флангах карьерного поля или на линии, разделяющей карьерное поле на два крыла. Траншеи с расположением внутри контура карьера

применяют редко. Число разрабатываемых уступов при вскрытии наклонными траншеями с простой трассой путей не превышает пяти-шести.

Вскрытие наклонными траншеями с простой трассой путей часто применяют при разработке месторождений железных руд, боксита, фосфорита, известняка и бурого угля.

При вскрытии *отдельными траншеями* (рис. 224) их проводят с поверхности земли к транспортным площадкам соответствующих уступов, откуда начинаются разрезные траншеи.

При вскрытии *групповыми траншеями* (рис. 225) число разрабатываемых уступов достигает четырех — шести. В этом случае обычно проводят две группы траншей: одну для вскрышных уступов,

Рис. 226. Схема вскрытия внешними общими (зависимыми) траншеями

другую для добычных уступов. Выбор места заложения въездных траншей увязывают с допустимыми уклонами путей, минимальным

объемом породных работ и удобным расположением подъездных путей и отвалов на земной поверхности.

При вскрытии внешними *общими траншеями* сосредоточение грузопотоков происходит после выхода груза на поверхность (рис. 226).

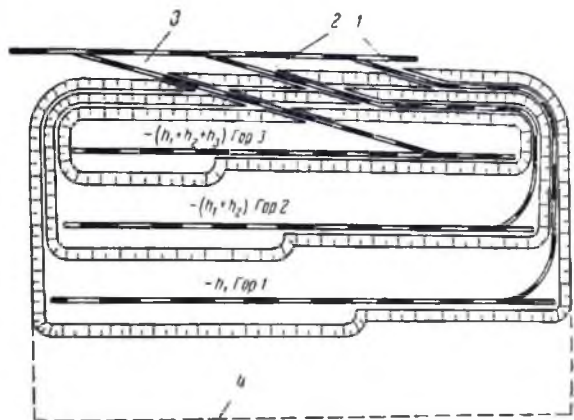


Рис. 227. Схема вскрытия внутренними отдельными (независимыми) траншеями):

1, 2, 3 — траншеи; 4 — граница карьера

Наклонные траншеи с простой трассой путей имеют обычно внешнее расположение относительно контура карьера. Внутреннее расположение траншей бывает при значительных размерах место-

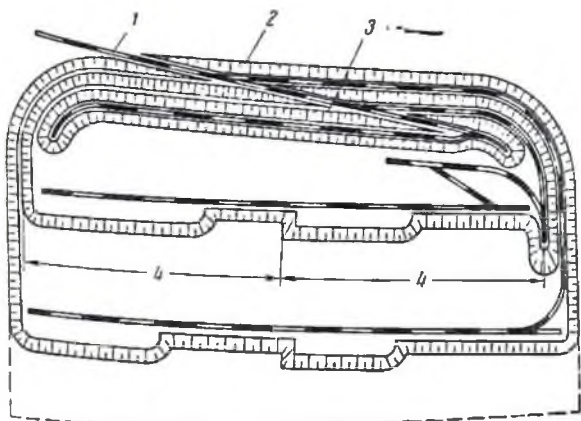


Рис. 228. Схема вскрытия внутренними общими (зависимыми) траншеями: 1, 2, 3 — траншеи; 4 — границы блока

рождения, позволяющих устроить простую трассу в пределах карьера с допустимыми уклонами путей. Примеры расположений капитальных траншей с простой трассой путей, с расположением их внутри контура карьера представлены на рис. 227 и 228.

Вскрытие наклонными траншеями со сложной трассой путей и устройством специальных съездов. Такие способы вскрытия применяют при разработке мощных пологих и крутых месторождений глубокими карьерами с наличием большого числа уступов (до десяти — двенадцати и более).

Зависимые траншеи при отмеченных условиях вскрытия располагаются преимущественно внутри карьера. Длина путей трассы значительно превышает протяженность борта карьера. Чтобы обеспечить переход трассы с одних уступов на другие, необходимо устраивать специальные съезды.

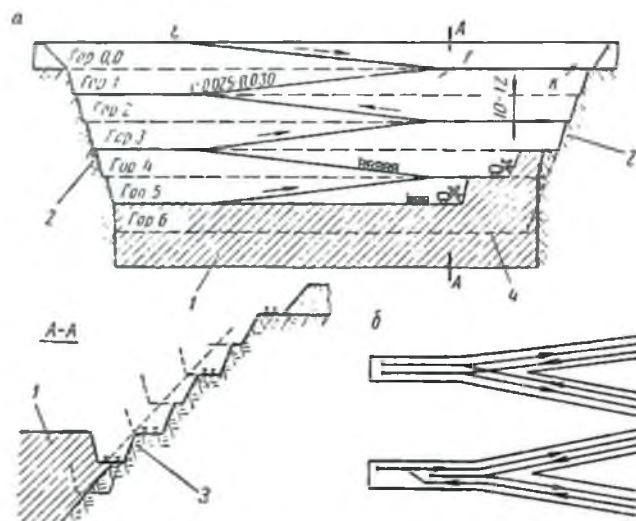


Рис. 229. Тупиковая трасса пути:

*a* — разрез по простиранию; *б* — схема путей в тупиках; 1 — полезное ископаемое; 2 — пустые породы на фланге карьера; 3 — пустые породы лежачего бока (сплошной стрелкой показано направление движения груза, пунктирной — направление движения порожняка); 4 — дно пустого горизонта

Вскрытие наклонными траншеями со сложной трассой путей обычно применяют при разработке глубокозалегающих рудных и угольных месторождений.

Вскрытие наклонными траншеями с тупиковой трассой пути (рис. 229). Основными условиями применения этого способа вскрытия являются крутое или наклонное падение месторождения, значительные размеры месторождения по мощности и простиранию (не менее 600—700 м по простиранию при железнодорожном транспорте). Последнее условие необходимо для обеспечения допустимого уклона между отдельными горизонтами и устройства съездов в пределах простирания месторождения без проведения траншей по пустой породе на фланге залежи и без дополнительной выемки пустых пород. Пути при этом способе вскрытия укладываются на одном или двух бортах карьера с устройством тупиков на горизонтальных площадках. Наклонную траншею вначале проводят с отметки поверхности *E* до откаточного горизонта первого уступа. Достигнув указанной глубины (точка *F*), траншею ведут горизонтально до фланговой



части месторождения (точка *K*). Горизонтальная часть *FK* служит для развития горных работ и маневрирования составов поездов. С первого горизонта после развития работ на нем из тупика проводят другую наклонную траншею в обратном направлении на откаточный горизонт второго уступа с укладкой путей со второго уступа на третий и т. д. Существенным недостатком тупиковой трассы пути является сложность организации движения транспорта, вызываемая необходимостью перемены направления движения поездов в каждом тупике при выходе поездов из карьера и при спуске их с поверхности, что отражается на производственной мощности карьера.

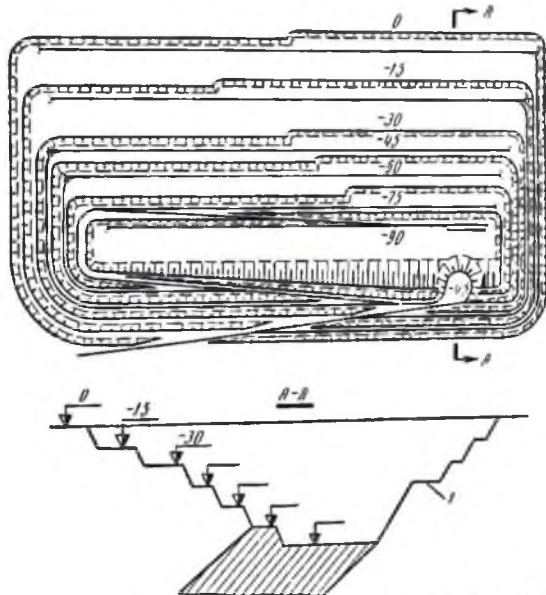


Рис. 230. Схема вскрытия с петлевой трассой пути:

1 — площадка для устройства петли

Вскрытие наклонными траншеями с петлевой трассой пути (рис. 230). Рассматриваемый способ вскрытия обычно применяют при разработке глубокозалегающих месторождений с применением автомобильного транспорта. При этом способе вскрытия по нерабочему борту карьера с поверхности проводят въездную наклонную траншею с максимально допустимым уклоном.

В конце карьерного поля трассу поворачивают на  $180^\circ$ , что достигается устройством в этом месте специальной площадки (петли) для поворота автомашин с допустимым радиусом закругления. Доведя траншею до противоположного конца карьера, трассу в случае необходимости снова поворачивают на  $180^\circ$ , для чего устраивают петлю, и т. д. Однако трасса может поворачиваться не обязательно в конце карьерного поля, а через 1, 2 и больше горизонтов (в зависимости от условий разработки).

На рис. 230 представлена схема вскрытия с одной петлей. Для образования площадки используют выступы массива пустых пород, реже устраивают специальную насыпь. Отдельные уступы нарезают через 10—15 м. Дороги, располагаемые на площадках уступов, примыкают в соответствующих пунктах к главной дороге. Особо благоприятные условия для этого способа вскрытия имеются при разработке месторождений на косягах.

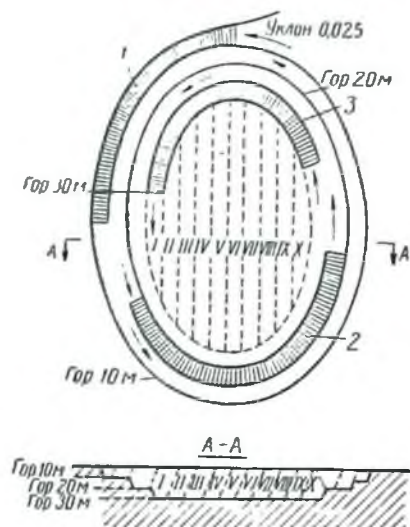


Рис. 231. Схема вскрытия со спиральной трассой:

1 — наклонная траншея для спуска на гор. 10 м; 2 — траншея для спуска на гор. 20 м; 3 — траншея для спуска на гор. 30 м

Вскрытие наклонными траншеями с общей спиральной трассой. Основными условиями вскрытия траншеями с общей спиральной трассой являются кругообразное или овальное очертание месторождения в плане и значительные размеры месторождения. Эти условия вытекают из необходимости устройства закруглений участков спирали с допустимым радиусом.

Порядок проведения отдельных участков траншей со спиралью и порядок развития работ следующей (рис. 231). Из наиболее удобного места на поверхности, выбранного с учетом наименьшего объема работ по проведению траншей, а также с учетом возможности дальнейшего развития путей, расположения складов руды и отвалов пустых пород, у контура запроектированного карьера до

отметки первого горизонта проводят главную наклонную откаточную траншею. Достигнув отметки первого уступа, проводят горизонтальную разрезную траншею, подготавливающую горизонт к очистной выемке. По мере развития горных работ на первом горизонте углубляют главную откаточную траншею на второй горизонт, при этом проходная траншея служит продолжением лежащей выше при наличии между частями траншей горизонтальной площадки. Траншею на второй горизонт проводят также по контуру карьера, при этом оставляют предохранительные бермы с необходимыми углами откоса.

Укладку пути в виде спирали увязывают с площадками карьера на отдельных горизонтах, обычно уменьшающимися по мере углубления работ. Один или два пути спирали чаще укладывают на вмещающих пустых породах непосредственно за контуром месторождения.

На практике спиральные съезды часто применяют в комбинации с тупиками (на верхних уступах спиральный съезд, на нижних — съезды с устройством тупиков).

Спиральная трасса, с одной стороны, обеспечивает наиболее простую организацию движения железнодорожных составов по борту карьера и высокую пропускную способность карьерных путей, но, с другой, в процессе углубки карьера, въездные траншеи располагают каждый раз в новой зоне карьера, что влечет за собой изменение направления развития горных работ на рабочих уступах

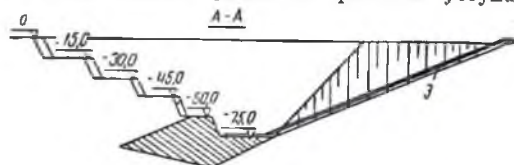
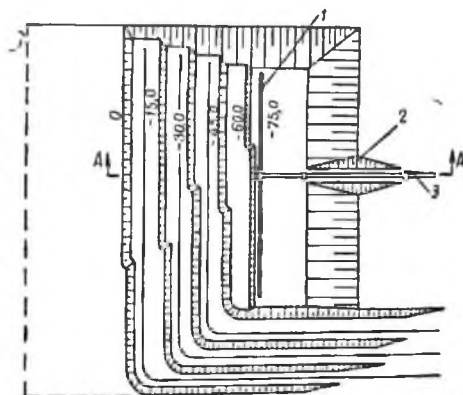


Рис. 232. Схема вскрытия крутой траншеей с установкой конвейера:

1 — горизонтальный ленточный конвейер; 2 — траншея; 3 — наклонный ленточный конвейер



карьера. Это приводит к усложнению организации горных работ, снижению скорости углубки карьера. Поэтому спиральную трассу в «чистом виде» применяют сравнительно редко.

**Вскрытие крутыми траншеями.** Вскрытие крутыми траншеями применяют при конвейерном транспорте, а также при использовании механических подъемников для выдачи горной массы в вагонах или в скипах. Наиболее часто в этих случаях используют конвейерный транспорт, как обеспечивающий непрерывную подачу большого количества горной массы в единицу рабочего времени. Крутые траншеи обычно проводят по нерабочему борту карьера и оборудуют несколькими ленточными конвейерами, например на угольных карьерах СССР, железорудных карьерах США (рис. 232).

Основными условиями вскрытия крутыми траншеями с наклонными рельсовыми подъемниками являются: ограниченные размеры месторождения; многоуступная выемка; большая глубина карьера.

Проведение откаточных путей непосредственно с земной поверхности в карьер при указанных условиях разработки или невозможно, или нецелесообразно в связи с большим объемом работ по пустой

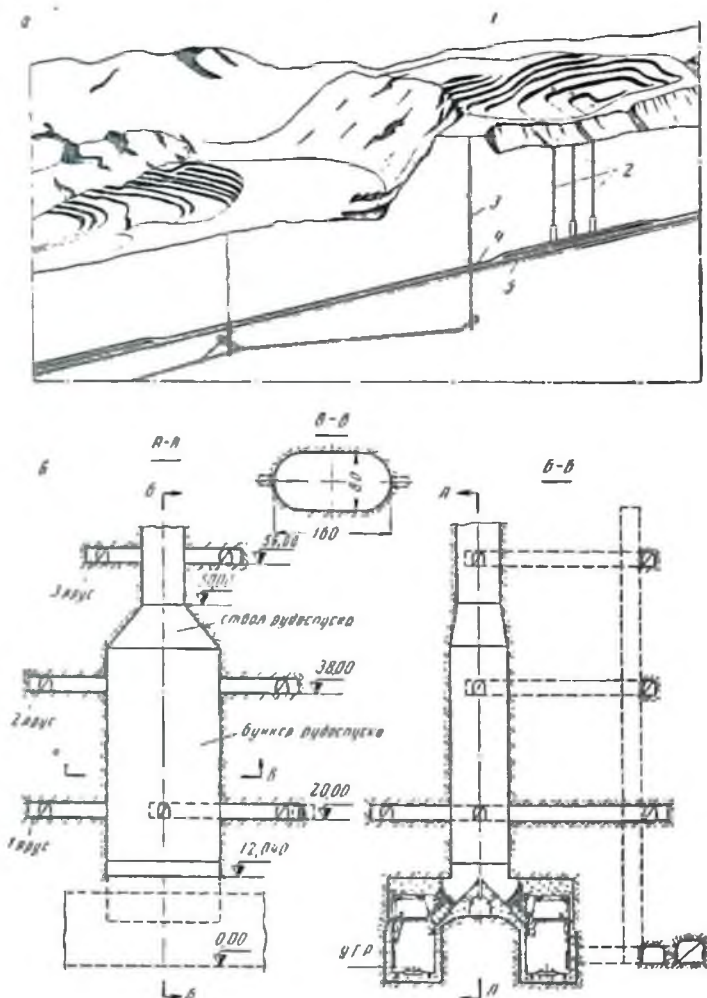


Рис. 233. Вскрытие апатитового месторождения рудника Центральной штольней с рудоспусками:

а — общая схема: 1 — карьер; 2 — рудоспуски; 3 — штелевой ствол; 4 — капталная штольня; 5 — вентиляционная штольня; б — нижняя часть рудоспуска

породе. В таких случаях горную массу выдают из карьера наклонными подъемниками, оборудованными специальными подъемными устройствами.

Наклонные подъемники углубляют по мере развития работ в карьере. Для этого с нижнего рабочего горизонта делают наклонный котлован до отметки следующего горизонта. В этом котловане монтируют перегрузочную площадку, на которую затем подают автомашины или вагоны для перегрузки породы или руды в скипы.

**Бестраншейное вскрытие.** Особенностью такого способа вскрытия является осуществление транспортной связи рабочих горизонтов карьера с поверхностью без проведения траншей. Бестраншейное вскрытие применяют редко — при разработке месторождений, когда используются кабельные краны, башенные экскаваторы и пр.

**Вскрытие подземными горными выработками** применяют при разработке нагорных месторождений (рис. 233). От промплощадки проводят штольню, из которой вверх к карьере проходят рудоспуск. В случае необходимости в сопряжении рудоспуска со штольной монтируют дробилку. Минимальное число рудоспусков два: один — рабочий, другой — резервный. Между рудоспусками проходят восстающий с контрольными ходками до рудоспусков через каждые 20—25 м по вертикали. Рудоспуски бывают вертикальными, наклонными и зигзагообразными. Наклонные рудоспуски позволяют регулировать скорость движения кусков руды. Скорость падения руды в зигзагообразных рудоспусках уменьшается за счет изменения направления движения потока руды. Полное гашение скорости имеет место при угле перегиба  $90^\circ$ . Движе рудоспуска одностатное или двухстатное проходят под углом  $45^\circ$  к оси рудоспуска и армируют металлическими плитами. Руду выпускают через люки с различными конструкциями затворов. Диаметр рудоспуска принимают не менее трехкратной величины максимального размера куска руды. Практически диаметр рудоспуска в пределах 3—6 м и более; в отдельных случаях образовавшиеся пробки ликвидируют с помощью ВВ или струи воды под давлением.

Руду автосамосвалами доставляют на разгрузочную площадку к рудоспуску. Из рудоспуска руду загружают в железнодорожный состав или автосамосвалы и по штольне доставляют к месту назначения.

Иногда для вскрытия нижних горизонтов карьера проходят наклонный шахтный ствол, в котором монтируют конвейеры.

Если в районе карьера есть подземные горные работы или месторождение в дальнейшем будут разрабатывать подземным способом, то для вскрытия используют шахтные стволы (рис. 234).

Целесообразность применения открытого способа с подземным трапспортом при разработке последнего горизонта карьера (перед переходом на подземные работы) подтверждается следующими положениями: уменьшаются затраты по погрузке горной массы в вагоны (погрузка с использованием силы веса); уменьшаются затраты по добыче полезного ископаемого на нижнем горизонте карьера, так как нет дополнительной выемки пустых пород всякого бока;

шахтный подъем используется без значительных дополнительных затрат; упрощается организация работ (карьер освобождается от откаточных путей и водоотливных канав).

Комбинированные способы вскрытия месторождения включают два или более основных способа вскрытия. На практике часто используются комбинированными способами вскрытия, так как они соответствуют разнообразным условиям разработки отдельных участков месторождения.

Наиболее типичны следующие комбинации основных способов вскрытия: бестраншейное вскрытие мощными экскаваторами верхних породных уступов с перевалкой породы отвалообразователями

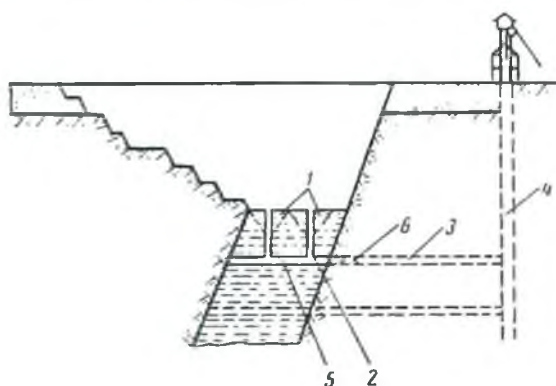


Рис. 234. Схема вскрытия нижнего горизонта карьера с использованием подземных горных выработок:

1 — воронка; 2 — рудоспуск;  
3 — квершлаг; 4 — ствол шахты;  
5 — орт; 6 — полевой штрел

и траншейное вскрытие добычных уступов с применением железнодорожного или автомобильного транспорта; вскрытие породных уступов наклонными траншеями и добычных уступов крутыми траншеями (с выдачей полезного ископаемого конвейерами); комбинация различных наклонных траншей (отдельных, групповых и общих); комбинация траншей с тупиковой и спиральной трассами; комбинация вскрытия верхней части месторождения траншеями и нижней части подземными выработками; комбинация траншейного вскрытия верхних уступов и бестраншейного вскрытия нижних уступов с верхней экскаваторной погрузкой. Можно применять и другие комбинированные способы вскрытия.

**Вскрытие месторождений, залегающих в гористой местности.** Такие месторождения вскрывают либо подземными выработками, либо полутраншеями на косогоре с простой или сложной формой трассы в зависимости от условий разработки, положения рабочих горизонтов месторождения, характера рельефа и вида применяемого транспорта с допустимым руководящим подъемом трассы.

Обычно трасса стационарных полутраншей имеет внешнее заложение по отношению к месторождению и сложную форму (петлевую, тупиковую и реже спиральную или комбинированную). Пример

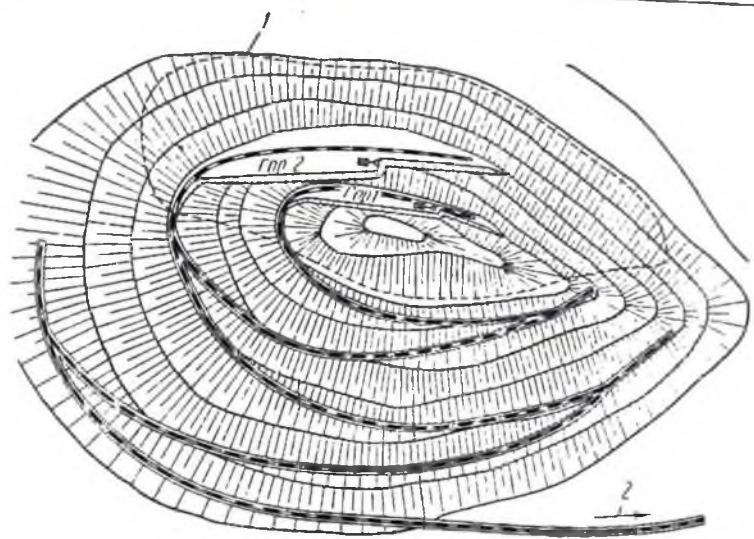


Рис. 235. Схема расположения тупиковой трассы на косогоре:  
 1 — граница рудного тела; 2 — железная дорога на обогатительную фабрику

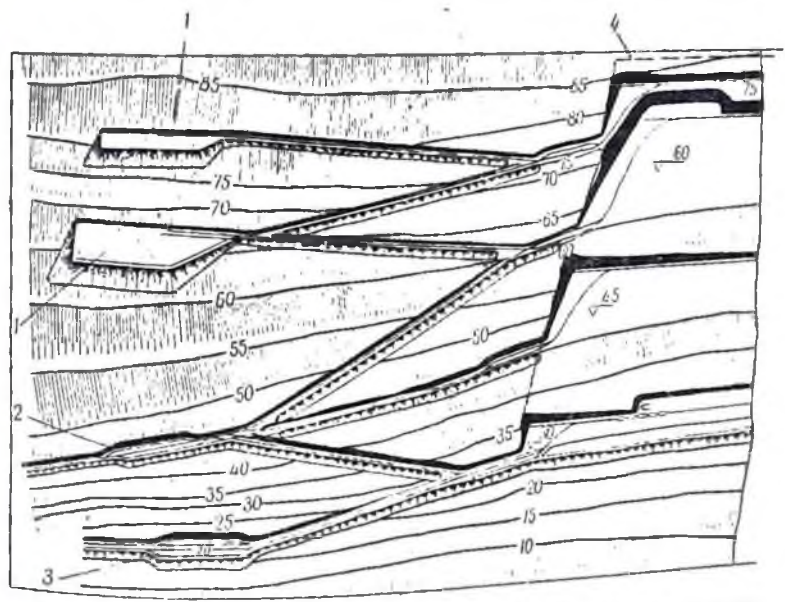


Рис. 236. Схема вскрытия на пологом косогоре (капитальные полутрапезы с тупиковой трассой имеют внешнее заложение):  
 1 — местные отвалы пустой породы; 2 — разъем; 3 — станции карьера; 4 — граница карьерного поля

вскрытия наклонными полутраншеями с тупиковой трассой показан на рис. 235.

При открытой разработке на косогоре каждый породный уступ или группа породных уступов может обслуживаться местными внешними отвалами, располагаемыми непосредственно на косогоре (рис. 236).

Примером разработки месторождения на косогоре с проведенным системой въездных полутраншей является разработка Магнитогорского железорудного месторождения.

**Окончательный выбор способа вскрытия.** Выбор одного из основных или комбинированных способов вскрытия должен быть увязан с выбором вида транспорта и окончательно производится на основе технико-экономического сравнения целесообразных вариантов вскрытия с учетом капитальных и эксплуатационных затрат, сроков начала эксплуатации и возможной производственной мощностью карьера. При выборе способа вскрытия учитывают также намечаемую систему разработки.

В большинстве случаев вопросы вскрытия и систем разработки месторождения взаимосвязаны и решаются совместно.



## Глава V

### СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРАХ

#### § 1. Общие сведения

Система разработки месторождения при открытом способе — порядок выполнения определенного комплекса горных работ, обеспечивающий экономичную и безопасную эксплуатацию месторождения с заданной производственной мощностью при рациональном использовании запасов месторождения.

За основу классификации систем разработки месторождений, разрабатываемых открытым способом, акад. Н. В. Мельников и проф. Е. Ф. Шешко принимают способ производства наиболее трудоемких вскрышных работ. Эти работы, в свою очередь, характеризуются способом перемещения породы в отвалы и местоположением отвалов.

В. В. Ржевский считает, что ведущими качественными признаками, характеризующими принцип построения системы разработки и определяющими в основном структуру комплексной механизации карьера, являются характеристика рабочей зоны (постоянная или переменная зоны), направление выемки в плане и профиле карьерного поля, а также месторасположение отвала.

В табл. 41 приведена классификация систем открытой разработки по способу производства вскрышных работ, широко применяющаяся до последнего времени (рис. 237).

#### § 2. Системы разработки

**Бестранспортные системы разработки с перевалкой вскрыши.** Системы с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши (А-1, А-2). Этой системой (рис. 238) разрабатывают неглубокие тонкие и средней мощности горизонтальные пластовые месторождения (бокситовых, фосфоритных руд, угля, огнеупорных глин и др.).

Мощность вскрыши не должна превосходить величины, допускаемой линейными параметрами механической лопаты или драглайна.

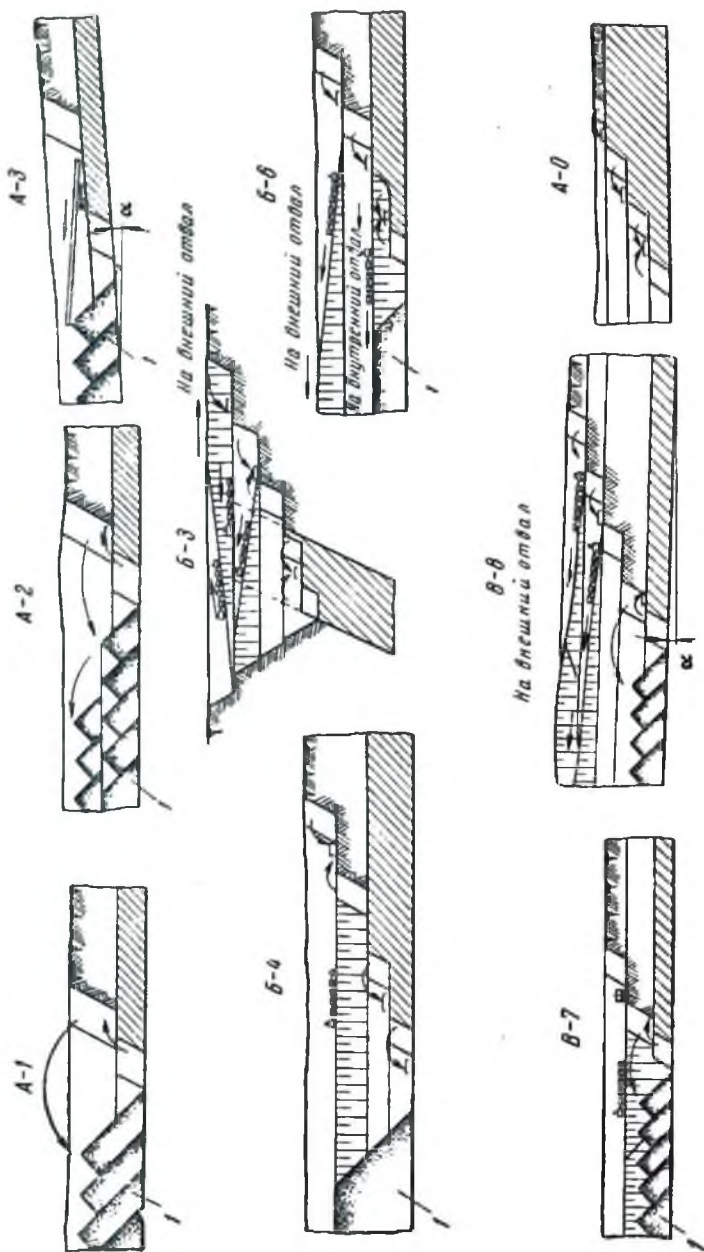


Рис. 237. Схемы открытой разработки месторождений:  
1 — отвалы породы

Таблица 41

Группы систем разработки	Наименование системы разработки по признаку перемещения пустых пород	Условное обозначение систем разработки (рис. 237)
Бестранспортные системы разработки с перевалкой вскрыши и с поперечным перемещением ее в отвал*	Системы с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши	А-1
	То же, с кратной экскаваторной перевалкой вскрыши	А-2
	То же, с перевалкой вскрыши консольными или мостовыми отвалообразователями	А-3
Транспортные системы разработки с перевозкой вскрыши и с продольным перемещением ее в отвал	Системы с перевозкой породы во внутренние отвалы	Б-4
	То же, во внешние отвалы	Б-5
	То же, во внутренние и внешние отвалы	Б-6
Комбинированные системы разработки с перевалкой и перевозкой вскрыши. С поперечным и продольным перемещением породы в отвал	Системы с перевалкой породы во внутренние отвалы и частичной перевозкой во внешние отвалы	В-7
	Системы с перевозкой породы во внешние отвалы и частичной перевалкой породы во внутренние отвалы	В-8
Системы разработки с значительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения		А-0

*Примечание.* При подробной характеристике каждой из систем разработки целесообразно отражать направление выемки в плане (продольная, поперечная, всерная, кольцевая) и направление выемки в профиле (горизонтальными, наклонными или крутыми слоями). При таких дополнениях недостатки приведенной классификации будут в значительной мере устранены.

\* Под вскрышей следует понимать пустые породы, являющиеся объектом вскрышных работ. Вскрышными работами называются работы по удалению пустых пород, производимые для доступа к полезному ископаемому.

Для обычных экскаваторов она должна быть не более 5—10 м и для экскаваторов с большими параметрами 18—22 м. Коэффициент вскрыши при системе с непосредственной экскаваторной перевалкой породы достигает 10—12 м<sup>3</sup>/т и более.

Полезное ископаемое вынимают добычным экскаватором.

При системе с кратной перевалкой вскрыши работают два экскаватора: один вскрышной (на выемке породы), другой на перевалке

вынутой породы. Систему применяют при устойчивых породах, не склонных к оползанию. Один из экскаваторов при данной системе размещается на первичном отвале.

При выборе системы с перевалкой следует учитывать то, что в условиях разработки мягких пород с использованием производительных механизмов перевалка может быть экономически оправдана при проведении ее до 3—4 раз.

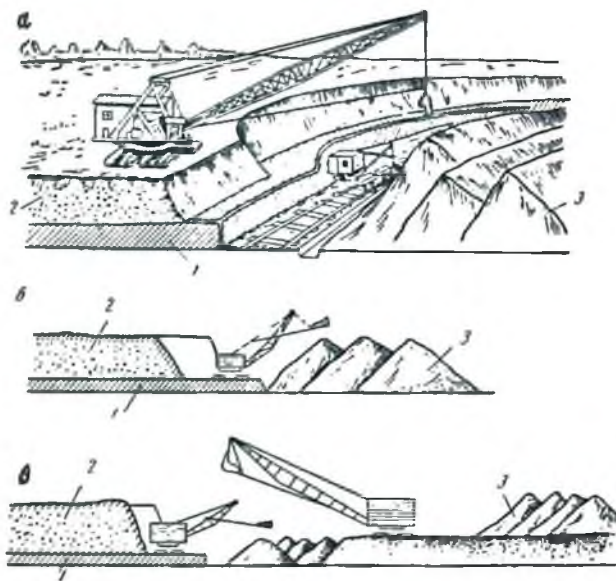


Рис. 238. Система с экскаваторной перевалкой вскрыши:

а — перевалка пород экскаватором-драглайном; б — перевалка пород механической лопатой; в — краткая перевалка пород; 1 — полезное ископаемое; 2 — пустая порода; 3 — отвалы пород

*Система с перевалкой вскрыши отвалообразователями (А-З).* При этой системе (рис. 239) выполняют два самостоятельных процесса — экскавацию и отвалообразование.

Породу, добываемую обычно многочерпаковыми экскаваторами, перемещают во внутренние отвалы ленточными конвейерами, монтируемыми на специальной стреле (консоли) или на специальной ферме (транспортно-отвальный мост). Породу от забоя до отвала перемещают на 50—225 м при консольных отвалообразователях и на 300—500 м при транспортно-отвальных мостах.

Основными условиями для применения систем с перевалкой вскрыши отвалообразователями являются горизонтальное залегание пласта полезного ископаемого, спокойная гипсометрия кровли пласта, мягкие сухие покрывающие породы, значительные запасы полезного ископаемого.

Производительность отвальных мостов колеблется от 400 до 4500 м<sup>3</sup>/ч и более в зависимости от ширины и скорости движения ленты.

Транспортно-отвальный мост состоит из главной и консольной ферм моста, смонтированных на двух опорах, с ходовым устройством колесного или гусеничного типа. На главной и консольной фермах располагают ленточные конвейеры. Породу вынимают многочерпаковыми или роторными экскаваторами с передачей ее на конвейеры. При работе экскаватор и мост передвигаются вдоль уступов. По мере отработки уступов передвигают пути и все сооружение. Производственная мощность карьеров с отвальными мостами достигает десятков миллионов кубических метров горной массы в год. В СССР работают несколько мощных карьеров с применением отвальных

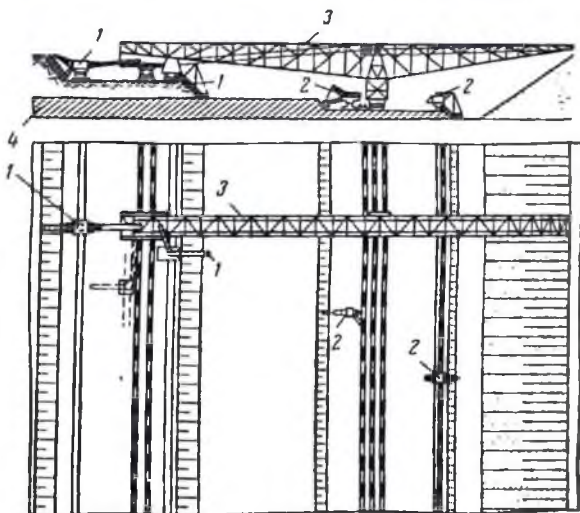


Рис. 239. Система с перевалкой вскрыши отвалообразователем (транспортно-отвальным мостом):

1 — экскаваторы, работающие на выемке пустой породы; 2 — экскаваторы, работающие на выемке полезного ископаемого; 3 — транспортно-отвальный мост; 4 — полезное ископаемое

мостов (Семеновский, Байдаковский, Юрковский, Керченский, Шевченковский).

**Транспортные системы разработки с перевозкой вскрыши.** Система разработки с перевозкой во внутренние отвалы (Б-4). Этой системой (см. рис. 237) разрабатывают горизонтальные глубокозалегающие месторождения средней и выше средней мощности при значительных размерах карьерного поля по простиранию.

Обязательным условием, как и для всех других систем с внутренними отвалами, является разработка месторождения сразу на всю его мощность. Порода от забоя до отвалов перемещается железнодорожным и автомобильным транспортом. Отметки вскрышных и отвальных площадок увязывают с таким расчетом, чтобы порода направлялась из забоя в отвалы под уклон или в крайнем случае в горизонтальном направлении.

Система разработки с перегрузкой породы во внешние отвалы (Б-5). Этой системой (см. рис. 237) обычно разрабатывают крутые

и наклонные, а также весьма мощные горизонтальные месторождения. Горные работы при этой системе могут развиваться в различных направлениях и углубляются постепенно. Устраивать внутренние отвалы при этой системе невозможно, так как подошва карьера, пригодная для размещения внутренних отвалов, обнажается лишь в последний период работы карьера. Порода от забоев до отвала перемещается на подъем, что значительно удорожает транспорт. Эти системы широко распространены в СССР.

Рассматриваемой системой пользуются при различных условиях разработки; по условиям применения она является универсальной.

**Комбинированные системы разработки с перевалкой и перевозкой вскрыши.** Системы с перевалкой (перевозкой) породы во внутренние (внешние) отвалы и частичной перевозкой (перевалкой) породы во внешние (внутренние) отвалы (В-7, В-8). Комбинированные системы (см. рис. 237) представляют комбинации основных систем. Применяются они при соответствующих условиях разработки, когда пользоваться какой-либо одной системой невозможно или нецелесообразно. Например, комбинированной системой разработки с частичной перевалкой породы во внутренние отвалы пользуются при затруднениях в создании транспортных коммуникаций для глубоких уступов. Комбинированная система в этом случае позволяет иметь более высокие технико-экономические показатели по сравнению с показателями обычной системы разработки с перевозкой породы во внешние отвалы.

**Показатели интенсивности разработки и граничный коэффициент вскрыши при различных системах разработки.** Интенсивность выемки горной массы находится в определенном соответствии с системой разработки. Следует иметь в виду, что для достижения одинаковой производительной мощности карьера по полезному ископаемому требуется различная длина фронта работ в зависимости от системы разработки, применяемых экскаваторов и вида транспорта. Рациональную длину фронта работ определяют также с учетом резерва подготовленных в блоке запасов полезного ископаемого, обеспечивающих бесперебойную работу по добыче на время остановки экскаватора на 1—3 месяца (текущий или капитальный ремонт).

По данным В. В. Ржевского, при высоте уступа 10—15 м при использовании экскаватора с ковшем емкостью 3—5 м<sup>3</sup> и железнодорожного транспорта обычная длина блока составляет при разработке скальных пород 300—500 м и при выемке мягких пород 200—400 м. При использовании автомобильного транспорта минимальная длина блока сокращается до 100—250 м в зависимости от условий и организации буровзрывных работ и безопасности движения.

В практике разработки угольных месторождений годовое продвижение фронта работ чаще колеблется от 100—150 м (отбойка, экскавация, внешний транспорт) до 250—400 м (экскавация с перевалкой), достигая в отдельных случаях 600 м в год; обычная средняя

величина годового подвигания 80—120 м. Соответственно граничный коэффициент вскрыши колеблется от 3—5 до 10—12 м<sup>3</sup>/т и более при особо благоприятных условиях (табл. 42).

Таблица 42

Условное обозначение систем разработки	Годовое подвигание фронта работ, м	Граничный коэффициент вскрыши, м <sup>3</sup> /т	Особые условия
А-1	250—400	10—12	Для пластов мощностью до 2,0—2,5 м Зависит от показателя кратности перевалки
А-2	—	5—12	
А-3	200—250	6—10	—
Б-4	150—200	5—7	—
Б-5	100—150	3—5	При электрифицированном железнодорожном транспорте
Б-6	—	4—5	—
Б-7	200—300	5—8	При отработке верхней части вскрыши с применением безрельсового транспорта
Б-8	100—150	4—6	При электрифицированном железнодорожном транспорте

Примечание. Приведенные показатели справедливы и при разработке мягких (глинистых) руд при использовании соответствующей механизации.

Граничные коэффициенты вскрыши и годовое подвигание фронта работ при разработке рудных месторождений с выемкой скальных пород более низкие. Среднее годовое подвигание фронта работ в горизонтальном направлении ориентировочно принимают 50—100 м. Граничные коэффициенты вскрыши обычно колеблются от 5—6 до 8—10 м<sup>3</sup>, достигая в отдельных случаях больших величин; приведенные показатели подлежат в каждом отдельном случае уточнению с учетом применяемой механизации и условий проведения работ.

### § 3. Проведение траншей

Способ проведения траншей определяется главным образом физическими свойствами пород, размерами их поперечного сечения и применяемым оборудованием.

Проводить траншеи можно, применяя экскаваторы с использованием или без использования транспортных средств, а также колесные скреперы, гидромеханизацию и массовые взрывы на выброс.

Бестранспортный способ проведения траншей (рис. 240) применяют при мягких породах с использованием экскаватора при возможности размещения всего вынимаемого объема пород на бортах траншей или с последующей перегрузкой экскаватором на незначительное расстояние. Такой способ позволяет проводить траншеи

в короткий срок с малыми затратами. Проводить траншею при бестранспортном способе можно одновременно на нескольких участках. Коэффициент использования экскаватора во времени в этом случае

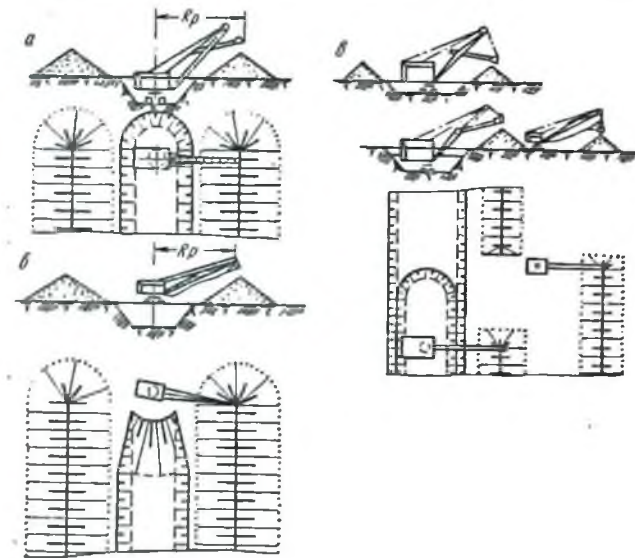


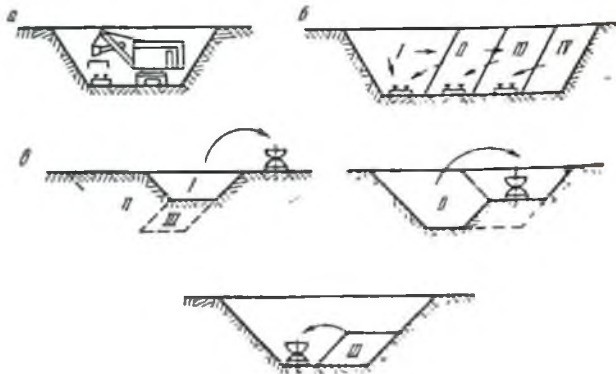
Рис. 240. Схема бестранспортного проведения траншеи с погрузкой породы на борт:

а — с применением механической лопаты, установленной в траншее; б — с применением драглайна; в — с применением механической лопаты и последующим перемещением породы драглайном

может достигать 0,9—0,95 вместо 0,35—0,4, что часто бывает при транспортных способах со сложными маневрами и значительными расстояниями откатки породы. Однако пользоваться бестранспортным

Рис. 241. Транспортное проведение траншей:

а — проходка сплошным забоем; б — проходка заходками в один слой; в — проходка заходками в два слоя (I, II, III, IV — последовательность выемки траншей)



способом возможно только при устойчивости пород, обеспечивающей сохранность бортов траншей от обрушения.

При транспортных способах проходки траншей пользуются следующими видами транспорта: железнодорожным (при больших объемах работ и дальних расстояниях перемещения), автомобиль-



ным (при небольших объемах работ и средних расстояниях перемещения).

При транспортных способах применяют сплошное проведение траншей, при котором забой подвигается одновременно по всему сечению траншей; проведение траншей заходками в один слой; проведение траншей заходками в несколько слоев. При двух последних способах забой подвигается последовательно в отдельных частях сечения траншей (рис. 241).

Сплошное проведение траншей применяется при небольшой их ширине и глубине, когда целесообразно вести выемку одним забоем (рис. 242). При этом способе проведения транспортные средства

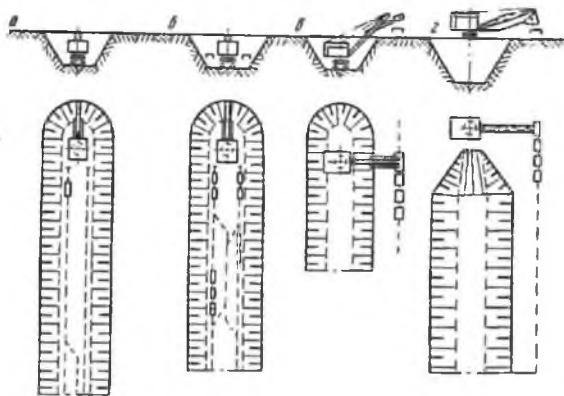


Рис. 242. Проведение траншей сплошным забоем экскаваторами с применением железнодорожного транспорта:

а и б — с использованием рельсовых путей, уложенных в траншею; в и г — с использованием рельсовых путей, уложенных на борту траншеи

подают к забою в тушик по путям, расположенным на почве выработки (при механической лопате), или на борт траншей (при драглайне и механической лопате с длинной стрелой).

Проведение заходками, расположенными в одном слое, применяют при широких траншеях, когда сплошная выемка борта до другого затруднительна и траншеи разделяют от одного ее борта до другого на несколько частей, вынимаемых последовательно по всей ее длине или на незначительной ее части.

При выемке заходов возможно сквозное расположение путей с применением экскаваторов с длинной стрелой, что упрощает подачу порожняка в забой и обеспечивает эффективное проведение.

Проведение заходками, расположенными в двух и реже в трех-четырех горизонтальных слоях, применяют при значительной глубине и ширине траншей с использованием механических лопат (рис. 243).

В скальных породах траншей успешно проводят с применением многорядного короткозамедленного взрывания. Сразу взрывают большой участок траншеи (200—400 м) на всю глубину. Взрывную породу вынимают с фронтальной погрузкой ее в думпкары или

в автосамосвалы. Благодаря этому скорость проведения траншей значительно увеличивается.

На карьере Ингулецкого горнообогатительного комбината (ИНГОКа) применили новый, послойный метод проведения въездной траншеи в обводненных условиях. После массового многорядного короткозамедленного взрыва на участке длиной 200 м траншею

Продольный профиль траншеи

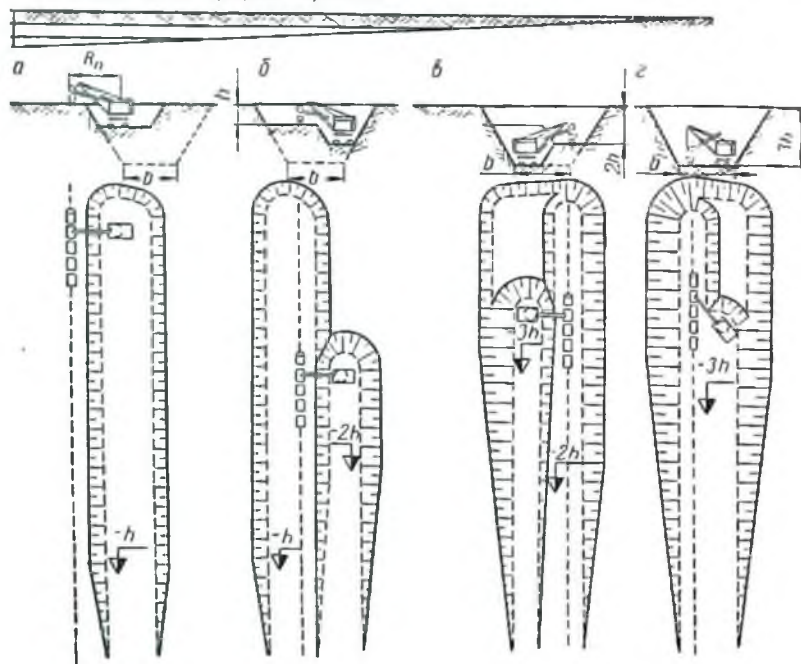


Рис. 243. Проведение наклонной траншеи с разделителем на слои:

а — выемка 1-го слоя; б — выемка 2-го слоя; в — выемка 3-го слоя; г — дополнительная выемка 3-го слоя; б — ширина траншеи книзу;  $3h$  — полная глубина траншеи;  $h$  — высота одного слоя;  $2h$  — высота двух слоев

проводили слоями. Скорость проведения увеличилась более чем в два раза.

Траншеи при комбинированной схеме (бестранспортный способ для верхних и транспортный для нижних уступов) проводят при больших объемах работ, значительной глубине траншей и дальних расстояниях перемещения пород.

Тракторными скреперами траншеи проводят при мягких породах, малом объеме работ и малых расстояниях перемещения.

Способ гидромеханизации при проведении траншей применяют при мягких породах, наличии воды, дешевой электроэнергии и пло-

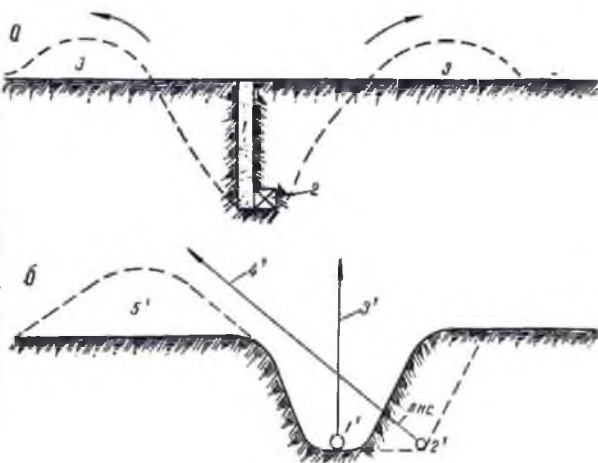
щадок для гидроотвалов (этот способ обычно применяют при гидравлической разработке).

Проведение траншей взрывом на выброс (рис. 244) является высокопроизводительным способом и имеет особое значение во вновь осваиваемых районах при отсутствии электроэнергии и соответствующих транспортных средств в начальный период работы карьера.

При этом способе на трассе проектируемой траншеи проходят шурфы с минными камерами, в которых закладывают большое количество ВВ, взрывааемых одновременно; взрывом порода отбрасывается в обе стороны на значительное расстояние от траншеи. Если

Рис. 244. Схема проведения траншей:

а — при взрыве на выброс в обе стороны: 1 — шурф, заложённый порою, 2 — минная камера с зарядом взрывчатых веществ; 3 — порода, отброшенная при взрыве; б — при направленном взрыве (сечение перед вторым взрывом): 1' — заряд, взорванный в первую очередь; 2' — заряд, подлежащий взрыву во вторую очередь; 3' — направление выброса породы при первом взрыве; 4' — направление выброса породы второго взрыва; 5' — порода, отброшенная при взрыве



породу необходимо отбросить в одну сторону, то применяют так называемый направленный взрыв. При направленном взрыве закладывают два заряда, причем сначала взрывают первый заряд с таким расчетом, чтобы порода, поднятая силой первого взрыва, не успела упасть и была отброшена одновременно с породой второго взрыва в определенную сторону. Направление отбрасывания определяется направлением л. в. с. второго заряда, действующего в условиях обнаженной поверхности, образовавшейся после проведения первого взрыва.

Взрывы на выброс применяют в СССР обычно при инженерном и гидротехническом строительстве.

При проведении разрезной траншеи Коркинского карьера длиной 1000 м, шириной поверху 80 м, глубиной 20 м было одновременно выброшено 800 тыс. м<sup>3</sup> породы. Расход ВВ составил 2,25 кг/м<sup>3</sup> (породы — мокрые глины).

Полутраншеи на косогоре обычно проводят с использованием механических лопат и размещением горной массы на откосе.

Вынимаемую породу используют для устройства транспортной бермы (рис. 245).

Данные по параметрам траншей при различных способах транспорта приведены в табл. 43 и 44.

Скорость проведения траншей. Средняя скорость проведения траншей колеблется в пределах 80—150 м/месяц в крепких породах

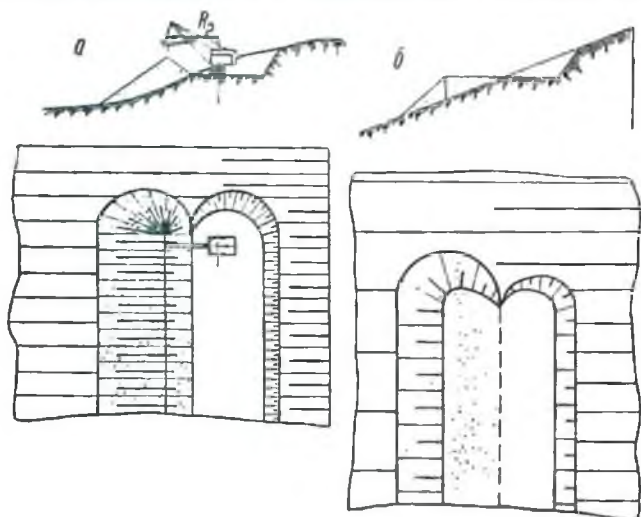


Рис. 245. Проведение траншей на косогоре:  
а — схема проходки; б — транспортная берма на пологом косогоре

Таблица 43

Вид транспорта	Определяющие условия	Ширина нижнего основания, м		
		Однопутевое движение	Двухпутевое движение	Трехпутевое движение
Железнодорожный	Ширина колеи 1524 м	7,9—8,3	12,0—12,4	16,1—16,5
Автомобильный	Самосвалы грузоподъемностью 40 и 25 т 12 и 6 т	8—13 7,3—12,5	12,0—17,0 10,8—16,0	— —
Конвейерный	Ширина ленты, мм: 1400 1200 1000	7,4—7,8 7,2—7,6 7,0—7,4	10,0—10,4 9,6—10,0 9,2—9,6	

Примечание. Ширину траншей учитывают с параметрами проходческого оборудования и условиями проходки (при механической лопате ширина траншей внизу не должна быть менее двойного радиуса вращения кузова экскаватора). Практически ширина траншей внизу при железнодорожном транспорте на ряде карьеров достигает 20—30 м и при автотранспорте 35—40 м (уральские медные карьеры).

Таблица 44

Вид транспорта	Уклон
<b>Наклонные траншеи</b>	
Железнодорожный (электровозная тяга) . . . . .	0,03—0,04
Автомобильный . . . . .	0,06—0,10
<b>Крутые траншеи</b>	
Бесклетевой подъемник с тросаами . . . . .	0,125—0,25
Ленточный конвейер . . . . .	0,25—0,33
Скиповой подъемник . . . . .	0,50—1,00

и 200—350 м/месяц в мягких породах. Скорость проведения траншей значительно увеличивается при многорядном замедленном взрывании с врубовой схемой и хорошей организацией экскаваторных работ (рис. 246). Многорядное взрывание применили при проведении траншей на карьере ЮГОКа длиной 525 м. Ее провели за 2 месяца 25 дней при средней производительности экскаватора 35 тыс. м<sup>3</sup> в месяц. Всего произведено 10 взрывов по 25—30 скважин. На ИНГОКе траншеи длиной 200 м провели за 22 рабочих дня.

#### § 4. Осушение карьера

Обводнение карьера происходит за счет поверхностных и грунтовых вод, имеющих в толще пород и полезном ископаемом. Во избежание затопления карьера и для создания нормальных и безопасных условий работ карьер ограждают от поверхностных вод и осушают массив вмещающих пород и полезного ископаемого. Осушение оказывает громадное влияние на устойчивость откосов и бортов карьера. Для ограждения карьера от поверхностных вод проводят нагорные канавы на поверхности и водоотливные внутри карьера. Нагорные канавы проводят на косогорах со стороны естественного стока воды. Для сбора атмосферных вод, попавших в карьер, а также для сбора других вод на дне карьера проводят водоотливные дренажные канавы, по которым воду

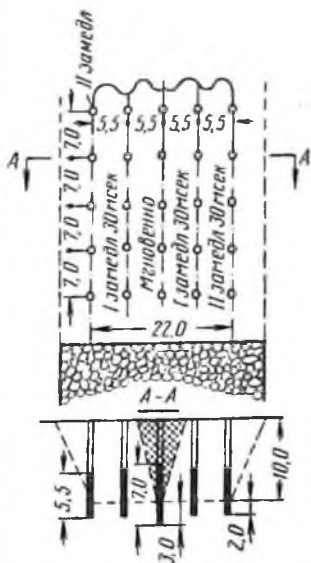


Рис. 246. Многорядное короткозамедленное взрывание с неубрапной горной массой в забое при проведении траншей на карьере ЮГОК-1

направляют к водосборникам, а затем насосами выдают на поверхность (рис. 247).

Предварительное осушение массива пород и полезного ископаемого осуществляют поверхностным, подаемым или комбинированным способами. При поверхностном способе осушение осуществляют при помощи дренажных канав (при малой глубине карьера), горизонтальных

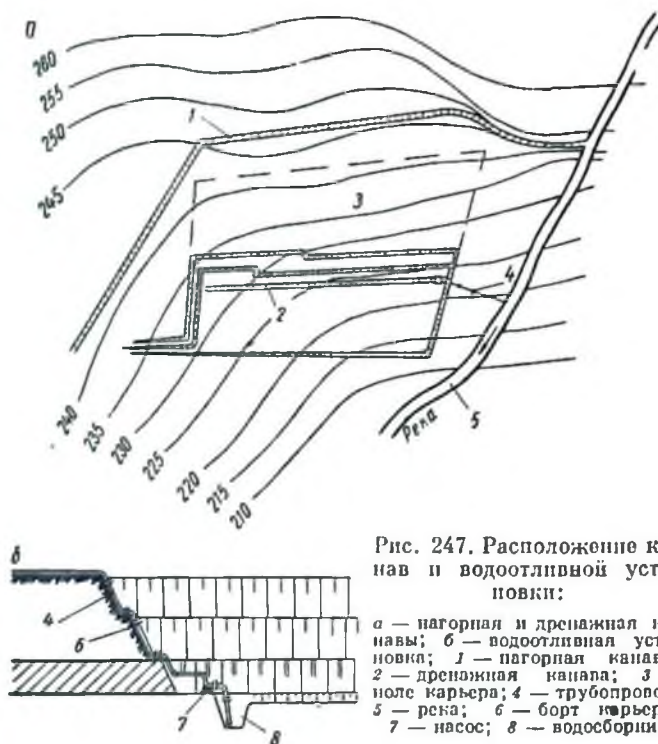


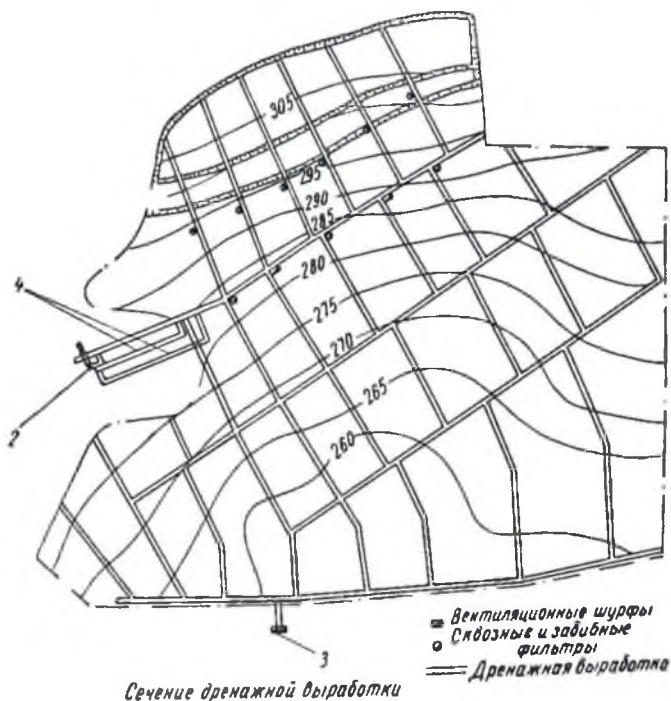
Рис. 247. Расположение канав и водоотливной установки:

а — нагорная и дренажная канавы; б — водоотливная установка; 1 — нагорная канава; 2 — дренажная канава; 3 — поле карьера; 4 — трубопровод; 5 — река; 6 — борт карьера; 7 — насос; 8 — водосборник

дренажных скважин, проходимых в бортах карьера, или всасывающих фильтров. При применении фильтров с поверхности до водонесных горизонтов бурят вертикальные скважины, закрепляемые грубами, через которые откачивают воду специальными глубинными насосами (АТН-8, АТН-12, АТН-16 и другими) производительностью от 30 до 400 м<sup>3</sup>/ч, высотой напора до 80—120 м и диаметром напорного трубопровода 126—305 мм. Всасывающие фильтры применяют при осушении песчаных и подобных им пород, легко отдающих воду.

Подземный способ осушения применяют при разработке весьма обводненных месторождений. При таком способе осушения по месторождению или ниже него проводят сеть подземных выработок, сооб-

щающихся с поверхностью через ствол дренажной шахты или штольни (рис. 248). В качестве дополнительных средств применяют забивные и сквозные фильтры. Забивные фильтры (короткие перфорированные трубы с насадками) вставляют в пробуренные на выработок до водо-



Сечение дренажной выработки

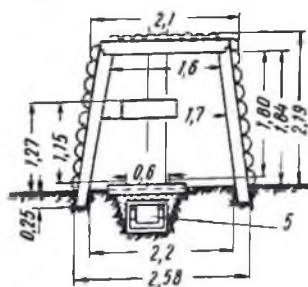


Рис. 248. Дренажные выработки при подземном способе осушения месторождения (в плане):

1 — ствол шахты № 1; 2 — насосная камера; 3 — ствол шахты № 2; 4 — водосборник; 5 — водоотливная камера

носных горизонтов скважины диаметром 40—65 м.м. Сквозные фильтры вставляют в пробуренные с поверхности до дренажных выработок скважины диаметром 150—300 м.м. Пространство между стенками скважины и фильтрующей трубой заполняют гравием. Сквозные фильтры применяют при наличии в толще покрывающих

пород ряда водоносных горизонтов, разделенных между собой водонепроницаемыми породами.

Насосы при подземном водоотливе устанавливают в подземных насосных камерах, расположенных у дренажного ствола шахты. Здесь же устраивают водосборники. Вода стекает к водосборнику по подземным дренажным выработкам (рис. 248).

Водоотливные установки для предварительного подземного осушения обычно используют и для водоотлива при разработке карьера; в этом случае поверхностный водоотлив со дна карьера не устраивают, а поступающая на дно карьера вода спускается в подземный водосборник. Подземный водоотлив не мешает проводить работы в карьере, он более надежен, что имеет значение при большом притоке воды, достигающем в отдельных карьерах значительных величин (500 м<sup>3</sup>/ч и более).



## Глава VI

### ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ В КАРЬЕРАХ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

#### § 1. Общий порядок и способы ведения работ

Удаление наносов и проведение въездных траншей. После проведения работ по организации строительства карьера (подведения путей сообщения и электроэнергии, организации водоснабжения, строительства складского хозяйства, производственных зданий и сооружений, бытового комбината) непосредственно в карьере начинают выемку наносов или залегающих пустых пород.

На многих карьерах наносы снимают механической лопатой. При соответствующих условиях наносы снимают драглайном, многоковшовыми экскаваторами, канатными или колесными скреперами. Весьма распространены скреперы в карьерах при небольшом объеме работ, когда тяжелые экскаваторы и транспортное оборудование неэкономичны.

При наличии определенных условий (слабые породы, достаточное количество воды) снимать наносы можно гидравлическим способом. Гидравлический способ съемки наносов весьма эффективен. В настоящее время этот способ используют на ряде отечественных карьеров. При гидравлическом способе выполняют следующие операции: размыв породы в забое, перемещение размывной породы на соответствующее расстояние и возведение отвала. Так как процесс работ прост, производительность труда высока и затраты на приобретение оборудования малы, следует считать гидравлический способ выемки наносов в мягких пустых породах прогрессивным способом, который в ближайшие годы будет широко применяться.

После полной или частичной выемки наносов или залегающих пород проводят въездные траншеи в соответствии со способом вскрытия. Проведение въездных траншей и выемку наносов или залегающих пустых пород до начала эксплуатации финансируют за счет капитальных вложений.

Горноподготовительные работы и добыча полезного ископаемого. К горноподготовительным работам в карьере относят проведение разрезных траншей и выемку пустых пород на рабочих горизонтах. К очистным работам относят добычу полезного ископаемого. Подготовительные и очистные работы выполняют после проведения въездных траншей в соответствии с календарным планом разработки месторождения. Следует учитывать возможность и целесообразность совмещения различных видов горных работ на одном или нескольких горизонтах, особенно при значительных размерах месторождения. Установление необходимой последовательности или совмещение отдельных видов работ и их объемов в отдельные годы — главная и сложная задача, разрешаемая при составлении календарных планов открытых работ. До проведения выемки пустых пород или полезного ископаемого на том или ином горизонте проводят разрезные траншеи.

Перемещение фронта работ по отношению к разрезной траншее в практике обычно бывает параллельным, веерообразным или комбинированным. При выборе направления перемещения следует учитывать: отметки почвы полезного ископаемого (при одноступенной выемке); изменение мощности наносов и залежи полезного ископаемого; условия дренажа месторождения.

Основным недостатком параллельного перемещения фронта работ при рельсовом транспорте является необходимость укладки стрелочных переводов при организации работ в новой заходке. Основное преимущество состоит в постоянной ширине и длине заходов в отличие от веерообразного перемещения, при котором длина и ширина заходов изменяются. Последний способ имеет свои преимущества: нет необходимости в укладке стрелочных переводов при организации работ в новой заходке.

Вследствие существенного недостатка веерообразного перемещения фронта работ (изменение ширины и длины заходов осложняет организацию и технику проведения работ по выемке) он применяется редко. Наиболее часто применяют параллельное перемещение фронта работ.

## § 2. Основы составления календарного плана работ в карьерах

Календарным планом называют распределение в пространстве и времени вскрышных и добычных работ в границах карьерного поля, обеспечивающее планомерную, безопасную и эффективную разработку месторождения на весь срок существования карьера. Для составления календарного плана должны быть известны: запасы полезного ископаемого в карьерном поле по отдельным горизонтам применительно к отметкам уступов; глубина открытых работ и основные параметры карьера; принятые способы вскрытия и подготовки карьерного поля

и направление развития очистной выемки; погоризонтные планы карьера с нанесенными на них линиями фронта горных работ, обеспечивающими вскрытие и подготовку горизонтов.

На основании этих материалов исследуют режим горных работ и строят график, показывающий зависимость нарастающих объемов вскрыши  $V$  от нарастающих объемов добываемой руды  $P$ :

$$V = f(P).$$

Анализируя функцию  $V = f(P)$ , усредняют эксплуатационные коэффициенты вскрыши и определяют основные этапы развития горных работ (период строительства; период освоения проектной мощности; период нормальной эксплуатации; период погашения горных работ).

В некоторых случаях выявляют целесообразность разработки карьера в несколько очередей, что позволяет резко снизить первоначальные объемы работ по выемке породы. После установления основных этапов работы карьера расставляют экскаваторы по горизонтам, определяют очередность и сроки ввода их в эксплуатацию, производительность каждого экскаватора и общие объемы вынимаемой горной массы по годам. Расстановка экскаваторов обычно вносит коррективы в построенные ранее погоризонтные планы работ. Календарный план оформляют в виде таблицы, в которой указывают годы разработки, горизонты, номера экскаваторов и объемы выполняемых ими работ и графические приложения (погоризонтные планы работ). На основании общего календарного плана развития горных работ предприятия составляют оперативные календарные планы на месяц, квартал и эксплуатационный год.

### § 3. Геолого-маркшейдерская служба при буровзрывных и экскаваторных работах

Правильная постановка геолого-маркшейдерской службы при буровзрывных и экскаваторных работах имеет большое значение, так как от нее в значительной мере зависят конечные результаты работ.

**Обслуживание буровзрывных работ.** По разработанной сетке маркшейдерский отдел намечает устья скважин на эксплуатационном участке. Если в процессе бурения скважин выявляется изменение физико-механической характеристики пересеченных пород, то руководство буровзрывного цеха вносит соответствующие коррективы в разработку скважин.

После окончания бурения проверяют глубину скважин. Геологи составляют уточненные геологические разрезы по скважинам, указывая породы, установленные по образцам, полученным в процессе бурения. По точным профилям сотрудники буровзрывного цеха производят уточненный расчет заряда по каждой скважине.



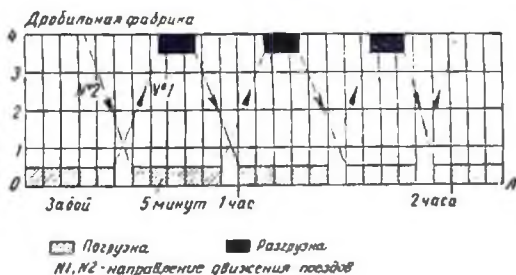
который ведет весь комплекс геологических работ. На всю руду, добываемую в карьере, выдают паспорт с указанием ее качества.

Планы горных работ составляют в масштабах 1 : 500, 1 : 1000, 1 : 2000. Для наглядности составляют сводные уступные планы всего карьера в масштабе 1 : 2000 с нанесением сортов руд, линий забоев и проектных контуров карьера. Далее производится съемка линии забоев, буровых скважин, выставленных пикетов для сортовых планов и линий заколов в забоях. Основной замер выполненных горных работ производят один раз в месяц.

#### § 4. Рабочее время и цикличная организация работ

**Рабочее время.** Установленное в СССР общее число рабочих дней в году с одним выходным и праздничными днями 305, с двумя

Рис. 251. График работы двух поездов и экскаватора



Виды работ	Время выполнения	Дни работы и смены									
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Уварно-канатное бурение (станок №...)		■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Экскаваторная перегрузка (экскаватор №...)		■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Транспорт (поезд №...)		■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Передвижка путей в забое											
Передвижка путей на отвалах Отвал №1		■		■		■		■		■	
Отвал №2		■		■		■		■		■	
Варение и бурение глубоких скважин											■

Рис. 252. Общий (комплексный) график работ в одном забое и на обслуживающих отвалах

выходными и праздничными днями 253. Число рабочих дней карьера должно быть увязано с работой смежных предприятий — обогащательной фабрики и завода, возможностями бункерного и складского хозяйства, а также климатическими условиями. Длительная практика работы карьеров в СССР показывает целесообразность ведения горных работ в две смены (третья смена используется для ремонтных,

Планируемые  
выполнение процесса

- бурение
- экскавация
- ремонт бурового  
станка
- прием отвалом  
улицем города
- планировка отвалов  
по участку
- окладные отвалы  
на участке

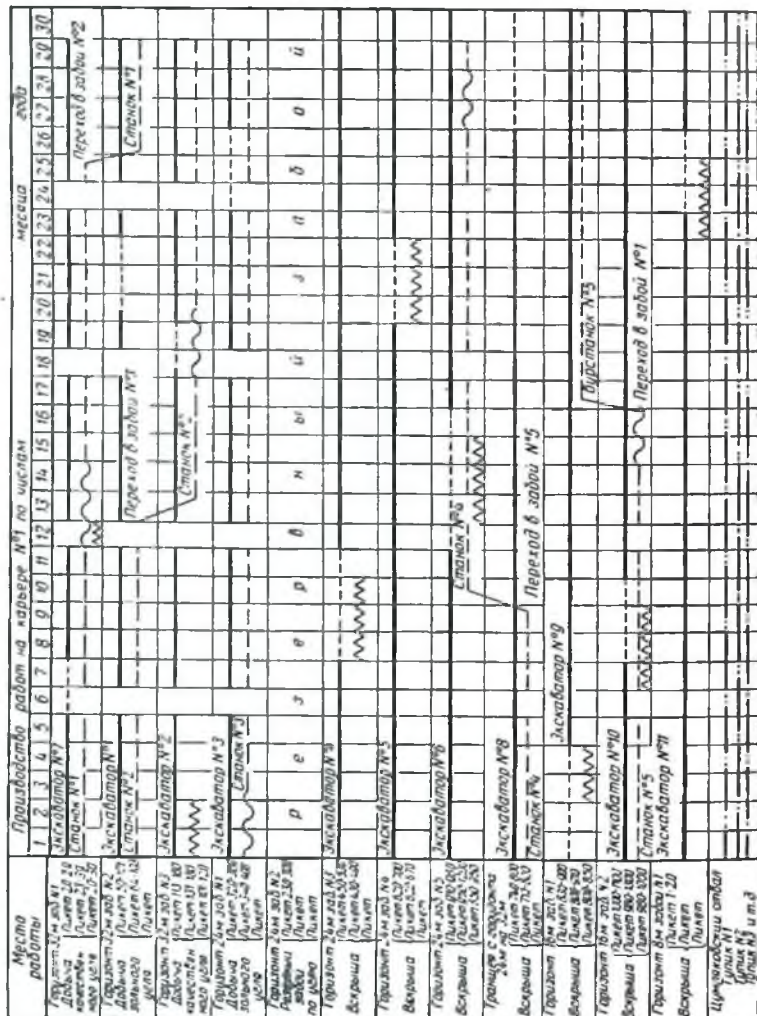


Рис. 253. Сводный график работ в карьере

вспомогательных и взрывных работ). Число рабочих дней в году для экскаваторов, работающих на вскрыше (при работе сезонно), принимается в пределах 235—265 для северных районов и 240—270 для южных районов с числом рабочих смен в сутки до 3.

**Циклическая организация работ.** Работы в карьере проводят по утвержденным графикам. Работа по графику предусматривает выполнение производственных процессов и операций в установленное время и в определенном порядке. На карьерах СССР большинство вскрышных и добычных работ производят с использованием буровых станков, экскаваторов, механического транспорта и другого оборудования, т. е. все процессы и операции полностью механизированы. Основным и наиболее удобным контрольно-техническим показателем при открытых работах является оборот вагона и степень использования экскаватора во времени. Работа экскаватора и прикрепленных к нему составов, как правило, проходит по графику (рис. 251). По соответствующим графикам выполняют и другие работы в забое.

На основании графиков отдельных видов работ составляют общий или так называемый комплексный график для забоя, участка и карьера в целом (рис. 252 и 253). К графикам прилагают сведения о производительности основных механизмов по числам месяца.

Графики должны тщательно контролироваться. Для этого составляют исполнительные графики, которые подвергают анализу.

Важнейшими мероприятиями, обеспечивающими работу по графику, являются строжайшая производственная дисциплина, своевременное выполнение текущего, планового, предупредительного и капитального ремонта механизмов, наличие необходимого резервного оборудования и резервных забоев в карьере, своевременное обеспечение работ материалами, инструментами и запасными частями.

### § 5. Ориентировочные технико-экономические показатели открытых горных работ

1. Граничный коэффициент вскрыши от 3—5 до 15—20 м<sup>3</sup>/т в зависимости от условий разработки и применяемых средств механизации.

2. Показатели буровзрывных работ:

производительность станков: шарошечного бурения — от 20—40 до 60—100 м/смену в зависимости от крепости пород и мощности станка, пневмоударного бурения — 10—25 м/смену;

средний расход аммонита на рудных карьерах на первичное взрывание от 0,3 до 0,6 кг/м<sup>3</sup> породы или руды в зависимости от крепости, на вторичное взрывание 8—10% от расхода на первичное взрывание;

выход руды с 1 м скважины в среднем на рудных карьерах СССР 30—60 м<sup>3</sup>, на лучших карьерах 80 м<sup>3</sup>.

3. Показатели экскаваторных работ:

производительность одноковшового экскаватора на 1 м<sup>3</sup> емкости ковша в кубических метрах породы за год: мягкие породы (песчаник, растительный грунт) 200—350 тыс. м<sup>3</sup>; плотные глинистые породы 250—300 тыс. м<sup>3</sup>; полускальные с частичным применением взрывных работ 200—250 тыс. м<sup>3</sup>; скальные с применением взрывных работ 120—150 тыс. м<sup>3</sup>;

производительность экскаватора (драглайна) ориентировочно принимают в соответствии с производительностью механических лопат с коэффициентами: при мягких породах 0,82; при плотных 0,8; при полускальных 0,77; при скальных 0,64;

производительность многочерпакового экскаватора на 100 л емкости черпака: 100 м<sup>3</sup> породы за 1 ч общего времени работы.

#### 4. Показатели транспортных работ:

производительность электровоза сцепным весом 80—100 т за смену 2500—3000 ткм (при длине откатки в один конец 3—3,5 км);

производительность автосамосвала на 1 т грузоподъемности 90—100 ткм за смену (при расстоянии перевозки в один конец 2,5—3 км);

месячная производительность колесного скрепера на 1 м<sup>3</sup> емкости списочного парка скреперов 650—750 м<sup>3</sup> (при расстоянии скреперования до 300 м);

расход электроэнергии при электровозной откатке 0,15—0,2 квт·ч на 1 ткм;

расход горючего при автотранспорте на 100 полезных ткм: до 10 л при обычных двигателях и 5—6 л при дизельных двигателях.

#### 5. Общие показатели открытых горных работ:

средняя скорость подвигания фронта работ зависит от масштаба работ, мощности экскаваторов, вида транспорта, свойств пород (в скальных породах до 100 м/год, в мягких породах до 200—250 м/год); при бестранспортной выемке пород скорость подвигания до 350—400 м/год;

среднее годовое понижение работ зависит от тех же условий — 11—18 м в полускальных породах и 9—15 м в скальных породах при применении железнодорожного транспорта. При автотранспорте скорости понижения выше.

Ориентировочно капитальные затраты на 1 т годовой выемки горной массы на крупных карьерах (мощностью свыше 5—10 млн. т горной массы в год) 1,5—2 руб.; на средних карьерах 2,5—3 руб.; на небольших карьерах до 4 руб. и более.

Производительность труда рабочего по карьере — от 10—20 до 80—100 м<sup>3</sup> горной массы за смену; при выемке крепких пород, малой производительности карьера и применении железнодорожного транспорта она понижается; при бестранспортной выемке мягких пустых пород и большой производительности карьера — повышается.



Полные затраты по выемке  $1 \text{ м}^3$  породы 0,15—0,3 руб. при бес-транспортной выемке мягких пород; 0,4—1,0 руб. при железнодорожном транспорте; 0,6—1,4 руб. при автотранспорте. Затраты на добычу руды (без учета выемки пустых пород) 0,8—2,2 руб/ $\text{м}^3$  (меньшие цифры следует принимать при большом объеме работ и мягких породах или руде, большие цифры — при малом объеме работ и крепких породах или рудах).

Распределение полной себестоимости добычи горной массы по видам затрат в процентах (при транспортных системах и крепких породах):

Буровзрывные работы . . . . .	15—25
Экскавация . . . . .	10—15
Транспорт . . . . .	40—50
Отвальные работы . . . . .	15—20

При мягких породах буровзрывные работы не проводят, соответственно изменяется и процент других затрат.

Полная себестоимость добычи  $1 \text{ т}$  полезного ископаемого колеблется в значительных пределах в зависимости от объема работ по породе (коэффициента вскрыши) и производственной мощности карьера; полную себестоимость добычи полезного ископаемого с учетом породных работ ориентировочно подсчитывают в каждом отдельном случае, исходя из объема этих работ на  $1 \text{ т}$  полезного ископаемого в себестоимости добычи  $1 \text{ м}^3$  горной массы; при наличии паносов учитывают затраты по удалению паносов.

Общий расход электроэнергии на  $1 \text{ м}^3$  горной массы 2—5 квт·ч.

Эксплуатационные потери при выемке, погрузке и транспорте при отсутствии прослоек пустой породы — от 2 до 5%; при наличии таких же прослоек потери соответственно повышаются; при весьма сложных горногеологических условиях разработки эксплуатационные потери достигают 8—10%; потери в охранных целиках и бермах определяются в каждом отдельном случае.

Разубоживание полезного ископаемого 2—3% (при отсутствии прослоек пустой породы); при наличии таких прослоек неизбежное разубоживание определяют в каждом отдельном случае.

Приведенные показатели открытой разработки являются ориентировочными, они подлежат уточнению в каждом отдельном случае с учетом условий разработки. В перспективе необходимо учитывать внедрение новой техники и внесение соответствующих корректив в отдельные показатели.

Технико-экономические показатели новых карьеров большой производственной мощности (проектные данные). В СССР запроектированы новые высокомеханизированные карьеры большой мощности (Итатский, Ирша-Бородинский, Назаровский, Экибастузский каждый

на 40—60 млн. т угля в год). Удельные капиталовложения на 1 т годовой производственной мощности таких карьеров составят всего 3,4—2,17 руб. Производительность труда рабочего в смену составит 60—90 т угля, себестоимость добычи 1 т угля 0,36—0,29 руб.

### § 6. Основные мероприятия по повышению эффективности открытых работ

Комплексная механизация, применение высокопроизводительного оборудования и более совершенной организации работ значительно расширили область применения открытых работ в СССР с доведением граничного коэффициента вскрыши при особо благоприятных условиях разработки мягких пород до 15—20 м<sup>3</sup>/т и в отдельных случаях более.

Практика открытых работ в СССР за последнее десятилетие показывает, что эффективность открытой разработки месторождений полезных ископаемых значительно увеличивается при проведении соответствующих технических и организационных мероприятий. Основные мероприятия по увеличению эффективности открытых работ следующие:

1. Проводить вскрышные работы с использованием мощных экскаваторов и колесных скреперов большой емкости с гусеничными тягачами, применение гидровскрыши.

2. Применять горное, транспортное и вспомогательное оборудование соответствующих типов и мощностей.

3. Механизировать работы при выемке крепких пород с использованием технически совершенного оборудования — мощных буровых станков вращательного и огневого бурения, электрических экскаваторов с ковшом емкостью от 4—4,6 до 8—12 м<sup>3</sup>, мощных электровозов и тепловозов сцепным весом 127—150 т, автосамосвалов грузоподъемностью 27—40 т и более, а также конвейерного транспорта.

4. Повышать эффективность взрывных работ внедрением многорядного короткозамедленного взрывания скважин с использованием сильных ВВ — игданитов, гранулированного тротила, алюмотола, взрывания скважинных зарядов на высоту 2—3 уступов. Последнее мероприятие обеспечивает хорошее дробление пород и руды, уменьшает количество широких рабочих площадок, увеличивает выход руды с 1 м скважины и упрощает организацию буровых и транспортных работ. К числу мероприятий по повышению эффективности взрывных работ относят также внедрение метода одновременного инициирования отдельных частей скважинного заряда, что значительно улучшает дробление пород.

5. Применять при выемке крепких пород комбинированные виды транспорта, когда осуществляется совместное использование пескочных видов транспорта в их наиболее выгодном сочетании,

например комбинация автомобильного и конвейерного транспорта с дробильным узлом или уалом грохочения с последующим дроблением крупных кусков буровзрывным способом (проект карьера ПЖГОКа).

6. Применять при разработке рудных месторождений с мягкими покрывающими породами вскрышные комплексы непрерывного действия производительностью 500, 1000 и 3000 м<sup>3</sup>/ч в плотном теле с внедрением в ближайшие годы комплексов производительностью 5000 и 11 000 м<sup>3</sup>/ч. Применять в этих же условиях бестранспортную систему разработки с использованием мощных шагающих экскаваторов с ковшами емкостью от 10 до 25 м<sup>3</sup> при длине стрелы до 100 м. Техника непрерывного действия позволит получить более высокие показатели по сравнению с машинами циклического действия (производительность труда выше в 2—2,5 раза, себестоимость выемки ниже в 1,5—2 раза, удельные капиталовложения ниже на 20—30%).

7. Проводить работы по утвержденным графикам с широким внедрением передовых методов труда.

8. Хорошо организовать маркшейдерскую и геологическую службу в карьерах с возложением на них обязанностей по контролю за качеством полезного ископаемого и проведением мероприятий по уменьшению потерь и разубоживания, устанавливать правильные углы откоса уступов и бортов карьера, предохранительных берм во избежание обвалов, выпимать все оставленные делки полезного ископаемого при окончательной отработке карьера, полнее выпимать полезные ископаемые (систематическая зачистка), систематически опробовать полезное ископаемое в разрабатываемых участках месторождения.

9. Применять селективную выемку и соответствующее ей оборудование при добыче полезного ископаемого различных сортов или при наличии значительных прослоек пустой породы. При селективной выемке высоту уступа, емкость ковша экскаватора и сетку буровых скважин увязывать с требованиями такой выемки, производить паспортизацию блоков, обеспечивать рыхление породы буровзрывным способом без большого ее разброса, увеличивать фронт очистных работ и создавать переходящий запас различных сортов полезного ископаемого в складах и на поверхности карьера.

10. Применять совершенную технику и организацию работ по вторичному дроблению крупных кусков (негабаритов) при выемке крепких пород.

11. Проводить своевременную эксплуатационную разведку и дренаж участков, подлежащих отработке. От этого в значительной мере зависят безопасность и показатели работы карьера (потери и разубоживание, выполнение заданий по качеству полезного ископаемого, устойчивость откосов уступов и бортов карьера, объем породных работ и др.).

12. Механизировать отвальные работы с применением бульдозеров, отдельных плугов, экскаваторов и путепередвижателей.

13. Широко использовать машины, предназначенные для механизации вспомогательных работ (транспортные струги при зачистке полезного ископаемого и породы, колесные скреперы и тракторные струги при планировке площадок, краны при передвижке путей и другое оборудование для механизации вспомогательных работ).

14. Продолжать дальнейшее совершенствование организации вскрышных и добычных работ в карьере. При выборе оптимального режима горных работ должен быть широко использован метод программирования.

15. Применять вычислительную технику при планировании и проектировании открытой разработки.

16. Шире развивать научные исследования в области открытой разработки.

## ЛИТЕРАТУРА

1. А го ш ков М. И. Конструирование и расчеты систем и технологии разработки рудных месторождений. М., изд-во «Наука», 1965.
2. А го ш ков М. И., М а л а х о в Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1966.
3. А го ш ков М. И., Н а з а р ч и к А. Ф. и др. Системы разработки жильных месторождений. М., Госгортехиздат, 1959.
4. А р с е н т ь е в А. И. Определение производительности и границ карьера. М., Госгортехиздат, 1961.
5. А р с е н т ь е в А. И. и др. Интенсификация горных работ в карьерах. М., изд-во «Недра», 1965.
6. А р с е н т ь е в А. И., П о л и щ у к А. К. Развитие методов определения границ карьеров. М., изд-во «Наука», 1967.
7. Б о р н с е н к о С. Г. и др. Камерная система разработки в горнорудной промышленности. М., Госгортехиздат, 1960.
8. В а с п л ь е в М. В. Комбинированный карьерный транспорт. М., изд-во «Недра», 1965.
9. Горное дело. Словарь. М., изд-во «Недра», 1965.
10. Г о р о д е ц к и й П. И., П а н е н к о в Ю. И. Вопросы применения бетонных опор и цементованной закладки при разработке рудных месторождений. М., Госгортехиздат, 1960.
11. Г о р о д е ц к и й П. И. Основы проектирования горнорудных предприятий. М., Металлургиздат, 1955.
12. Д р у к о в а н ы й М. Ф. и др. Новые методы и перспективы развития взрывных работ в карьерах. М., изд-во «Недра», 1966.
13. И в а н о в К. И. и др. Техника бурения. М., изд-во «Недра», 1966.
14. И м е н и т о в В. Р. Высокопроизводительные системы разработки крепких руд. М., Госгортехиздат, 1962.
15. К у л и к о в В. В., Д е й п е к а А. Г. Методика прогнозирования показателей плавчения руды. Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1969.
16. К у л и к о в В. В. Совместная и повторная разработка рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1965.
17. Л ы с е н к о И. З. Принципы разработки высокогорных месторождений. Изд-во «Наука» АН Каз. ССР, Алма-Ата, 1966.
18. М а л а х о в Г. М., Б е з у х В. Р., П е т р е п к о П. Д. Теория и практика выпуска обрушенной руды. М., изд-во «Недра», 1968.

19. Мельников Н. В. Системы открытой разработки. М., Госгортехиздат, 1961.
20. Мельников Н. В. Справочник инженера и техника по открытым работам. М., Госгортехиздат, 1964.
21. Мельников Н. В. Создание крупных угольных разрезов годовой мощностью 40—60 млн. т на базе новой техники (доклад на V Международном горном конгрессе, 1967 г.).
22. Мельников Н. В. и др. Принципы новой технологии и механизации открытых горных работ. М., изд-во АН СССР, 1962.
23. Назарчук А. Ф. Разубоживание руды при разработке жильных месторождений. М., изд-во АН СССР, 1960.
24. Некрасовский Я. Э., Борисенко С. Г., Новожилов М. Г. и др. Разработка месторождений полезных ископаемых. М., изд-во «Недра», 1966.
25. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., изд-во «Недра», 1965.
26. Нурок Г. А. Технология и проектирование гидромеханизации горных работ. М., изд-во «Недра», 1965.
27. Попов Г. И. Разработка месторождений полезных ископаемых. М., Госгортехиздат, 1963.
28. Попов Г. И. Техника добычи руд. Глава IV в справочнике «Основы металлургии». М., Металлургияиздат, 1961.
29. Попов Г. И., Лобанов Д. П. и др. Особенности разработки месторождений радиоактивных руд. М., Атомиздат, 1964.
30. Рафинко Д. И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. М., изд-во «Недра», 1967.
31. Рачковский С. Я. Экономика горнорудной промышленности. М., изд-во «Недра», 1965.
32. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов на карьерах. М., изд-во «Недра», 1966.
33. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., изд-во «Недра», 1968.
34. Ривкин И. Д. и др. Звукометрический метод наблюдения проявления горного давления. М., Металлургияиздат, 1956.
35. Стариков И. А. Вскрытие рудных месторождений. М., Металлургияиздат, 1957.
36. Семовский В. И. и др. Штанговая крепь. М., изд-во «Недра», 1966.
37. Смолдырев А. Е. Гидротранспорт руд и концентратов. Изд. ВТИ Цветной металлургии, 1966.
38. Справочник по горнорудному делу, т. I, II, III. М., Госгортехиздат, 1961.
39. Судоплатов А. П., Весков М. И. На пути к шахто-автомату. М., изд-во «Знание», 1966.
40. Титов В. Д. Вскрытие рудных месторождений. М., Госгортехиздат, 1961.

41. Цулукидзе Г. А. Методы подземной разработки месторождений. М., Metallurgizdat, 1948.
42. Черомушенцев И. А., Каплунов Р. Д. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. М., изд-во «Высшая школа», 1966.
43. Шестаков В. А. Сравнительная оценка и пути совершенствования систем подземной разработки месторождений руд цветных металлов. Изд-во «Илим», г. Фрунзе, 1966.
44. Юматов Б. П. Горные машины. М., изд-во «Недра», 1964.
45. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ при комбинированной разработке рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1966.

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие . . . . .	3
Введение . . . . .	4
Основные горногеологические положения разработки рудных месторождений . . . . .	7
§ 1. Характеристика руд и месторождений . . . . .	7
§ 2. Формы (морфология) рудных месторождений . . . . .	9
§ 3. Основы подсчета запасов и определения качества руд . . . . .	12
§ 4. Классификация запасов полезного ископаемого . . . . .	13
§ 5. Задачи геологической службы на рудниках и шахтах . . . . .	14
<b>Часть I. Разработка рудных месторождений подземным способом</b>	
<b>I. Вскрытие и подготовка рудных месторождений, разрабатываемых подземным способом</b>	
<i>Глава I. Основные понятия и термины</i> . . . . .	15
§ 1. Горные предприятия, разрабатываемые месторождения и их участки . . . . .	15
§ 2. Виды горных работ и выработок в зависимости от стадии разработки, финансирование работ . . . . .	18
<i>Глава II. Вскрытие и подготовка рудных месторождений</i> . . . . .	22
§ 1. Методы решения вопросов вскрытия и подготовки . . . . .	22
§ 2. Определение границ опасных зон и построение охранных цепочек . . . . .	26
§ 3. Размеры шахтных полей и расположение стволов шахт . . . . .	28
§ 4. Способы вскрытия . . . . .	30
§ 5. Выбор способа вскрытия месторождения . . . . .	38
§ 6. Особенности вскрытия рудных месторождений на большой глубине . . . . .	40
§ 7. Новые варианты вскрытия . . . . .	44
§ 8. Выбор места заложения стволов шахт . . . . .	47
§ 9. Разделение шахтных полей на этажи или панели и порядок их выемки . . . . .	51
§ 10. Подготовка к очистной выемке . . . . .	55



	Стр.
§ 11. Годовая производственная мощность и срок существования шахт при разработке рудных месторождений . . . . .	57
§ 12. Вскрывающие выработки . . . . .	63
§ 13. Геологоразведочная документация при подземной разработке рудных месторождений . . . . .	73
§ 14. Особенности вскрытия и подготовки пластовых рудных месторождений осадочного происхождения . . . . .	74
§ 15. Организация работ при строительстве новых шахт . . . . .	78
II. Основные производственные операции очистной выемки при подземной разработке рудных месторождений	
<i>Глава I. Общие положения . . . . .</i>	82
<i>Глава II. Отбойка руды . . . . .</i>	84
§ 1. Шпуровая отбойка . . . . .	85
§ 2. Отбойка скважинами . . . . .	86
§ 3. Отбойка камерными зарядами . . . . .	95
§ 4. Вторичное дробление и схемы выпуска руды . . . . .	98
<i>Глава III. Доставка и погрузка руды . . . . .</i>	104
§ 1. Доставка под действием собственного веса . . . . .	104
§ 2. Скреперная доставка . . . . .	104
§ 3. Доставка самоходными машинами . . . . .	108
§ 4. Конвейерная доставка . . . . .	114
§ 5. Погрузочные люки и вибровыпуск . . . . .	115
§ 6. Доставка силой взрыва . . . . .	120
<i>Глава IV. Управление горным давлением . . . . .</i>	122
§ 1. Основные понятия о горном давлении . . . . .	122
§ 2. Методы изучения горного давления . . . . .	123
§ 3. Гипотезы, используемые при определении горного давления в условиях очистных работ . . . . .	126
§ 4. Способы поддержания выработочного пространства . . . . .	129
<i>Глава V. Способы очистной выемки в зависимости от формы линии очистных забоев . . . . .</i>	147
<i>Глава VI. Организация очистных работ . . . . .</i>	149
§ 1. Организация очистных работ на основе цикличности . . . . .	149
§ 2. Планирование горных работ на руднике . . . . .	153
<i>Глава VII. Потери и разубоживание полезного ископаемого . . . . .</i>	156
§ 1. Основные понятия и термины . . . . .	156
§ 2. Значение потерь и разубоживания . . . . .	157
§ 3. Виды потерь . . . . .	157
§ 4. Виды разубоживания . . . . .	158
§ 5. Определение и учет потерь и разубоживания . . . . .	159

	Стр.
§ 6. Установление исходных данных для определения потерь и разубоживания руды . . . . .	162
§ 7. Закономерности выпуска руды при системах с обрушением вмещающих пород . . . . .	163
§ 8. Основные мероприятия по уменьшению эксплуатационных потерь и разубоживания руды . . . . .	170
III. Системы подземной разработки рудных месторождений	
<i>Глава I. Основные положения подземной разработки рудных месторождений</i> . . . . .	172
§ 1. Особенности разработки рудных месторождений и горнотехнические характеристики . . . . .	172
§ 2. Общие положения о системах разработки месторождений полезных ископаемых . . . . .	176
§ 3. Классификация систем разработки рудных месторождений и порядок их изучения . . . . .	177
<i>Глава II. Системы разработки с открытым очистным пространством (I класс)</i> . . . . .	181
§ 1. Общие сведения . . . . .	181
§ 2. Система разработки блоками с выемкой руды потолкоуступным забоем с распорной крепью (потолкоуступная с распорной крепью) . . . . .	182
§ 3. Система разработки блоками с распорной крепью и частичным магазинированием руды . . . . .	187
§ 4. Вариант системы с распорной крепью и частичным магазинированием руды . . . . .	189
§ 5. Камерная система разработки с подэтажной отбойкой руды из штреков или ортов . . . . .	189
§ 6. Система разработки камерами с этажной отбойкой руды глубокими скважинами (этажно-камерная система разработки) . . . . .	202
§ 7. Система разработки со сплошной выемкой руды и оставленном постоянных целиков-столбов . . . . .	206
§ 8. Камерно-столбовая и панельно-столбовая система разработки . . . . .	209
<i>Глава III. Системы разработки с магазинированием руды в очистном пространстве (II класс)</i> . . . . .	220
§ 1. Общие сведения . . . . .	220
§ 2. Система разработки с магазинированием руды блоками по простиранию с выемкой по восстанию сплошным забоем . . . . .	221
§ 3. Камерные системы разработки с магазинированием и шпуровой отбойкой руды . . . . .	227
§ 4. Системы разработки с магазинированием руды камерами по простиранию или вкрест простирания с массовой отбойкой руды глубокими скважинами . . . . .	229

	Стр.
<b>Глава IV. Системы разработки с закладкой очистного пространства (III класс)</b> . . . . .	234
§ 1. Общие сведения . . . . .	234
§ 2. Система разработки с закладкой блокамп по простиранию . . . . .	235
§ 3. Система разработки с закладкой блокамп по простиранию с раздельной выемкой руды и вмещающих пород горизонтальными слоями . . . . .	239
§ 4. Разработка пологих месторождений с закладкой . . . . .	242
§ 5. Система разработки с закладкой камерамп по простиранию или вкрест простирания с выемкой руды горизонтальными слоями . . . . .	243
<b>Глава V. Системы разработки с креплением очистного пространства (IV класс)</b> . . . . .	247
§ 1. Общие сведения . . . . .	247
§ 2. Система разработки блокамп по простиранию с усиленной распорной крепью . . . . .	247
§ 3. Система разработки блокамп по простиранию с распорно-стачковой крепью . . . . .	248
§ 4. Системы разработки с креплением в условиях пологого падения . . . . .	249
<b>Глава VI. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства (V класс)</b> . . . . .	252
§ 1. Общие сведения . . . . .	252
§ 2. Системы разработки с восходящей выемкой слоев . . . . .	253
§ 3. Система разработки с нисходящей выемкой слоев . . . . .	257
<b>Глава VII. Системы разработки с обрушением вмещающих пород (VI класс)</b> . . . . .	263
§ 1. Общие сведения . . . . .	263
§ 2. Система разработки блокамп с многослойной выемкой руды и обрушением вмещающих пород . . . . .	264
§ 3. Вариант системы слоевого обрушения с выемкой руды лавой . . . . .	273
§ 4. Вариант системы слоевого обрушения с гибким металлгическим перекрытием . . . . .	274
§ 5. Вариант системы слоевого обрушения со щитовым перекрытием . . . . .	276
§ 6. Вариант системы слоевого обрушения с применением самоходного оборудования . . . . .	278
§ 7. Вариант системы слоевого обрушения для разработки пологих рудных тел . . . . .	280
§ 8. Однослойная система с выемкой руды длинными столбами . . . . .	281

*Попов Георгий Николаевич*

**ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ  
МЕХАНИЗАЦИЯ РАЗРАБОТКИ  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Редактор издательства *А. С. Мельников*  
Техн. редактор *В. В. Соколова*  
Переплет художника *Г. А. Петрова*  
Корректор *М. В. Дроздова*

Слапо в набор 14/X 1969 г.  
Подписано в печать 23/I 1970 г. Т-02731.  
Формат 60×90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Печ. л. 28,5.  
Уч.-изд. л. 28,60. Бумага № 2.  
Индекс 1—1—1. Заказ 900/3070—10.  
Тираж 6300 экз. Цена 1 р. 20 к.

Издательство «Недра». Москва, К-12,  
Третьяковский проезд, д. 1/19.

Ленинградская типография № 14  
«Красный Печатник» Главполиграфпрома  
Комитета по печати при Совете Министров СССР.  
Московский проспект, 91.

