

ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКИ

КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ОТБОЙКИ РУДЫ

Отбойка — это первый основной технологический процесс очистной выемки, заключающийся в отделении руды от массива с одновременным дроблением ее на куски.

Способы отбойки достаточно разнообразны (табл. 1), но применяются далеко не в одинаковых объемах.

Как правило, на подземных рудниках применяется взрывной способ отбойки, причем в ближайшие десятилетия преобладающее значение этого способа отбойки (около 85%) сохранится. К недостаткам этого способа отбойки относятся: неравномерное дробление руды с определенным количеством негабаритных кусков, которые приходится подвергать вторичному дроблению; прерывистость процесса, связанная с простоями из-за проветривания, большие трудности с обеспечением полной безопасности работ; неблагоприятные условия с точки зрения поточности производства, а значит, и автоматизации технологического процесса и т. п. Однако для взрывной отбойки в рудах средней крепости и тем более крепких до сих пор не создано конкурентоспособных способов отбойки, хотя трудоемкость этого способа отбойки весьма значительна, а затраты на взрывную отбойку обычно превышают затраты на другие технологические процессы, доходя в отдельных случаях до 60 и даже 80 % общих затрат на очистную выемку.

Таблица 1.

Классификация способов отбойки

Способ	Характерные признаки
1. Взрывная отбойка	Заряды ВВ помещают в образованные в массиве полости
1.1 Шпуровая	Шпуры имеют глубину до 5 м
1.2. Скважинная	Глубина скважин от 5 до 30—60 м и более
1.3. Минная	Сосредоточенные заряды размещают в подготовительно-нарезных выработках
2. Механическая отбойка	Применяют механический инструмент
2.1. Машинная механическая	Используют комбайны, камнерезные машины и т. п.
2.2. Отбойными молотками	Применяют самоходные машины с телескопической стрелой и мощным отбойным молотком или гидроударником
3. Самообрушение руды	Подсеченный массив разрушается под действием силы тяжести и опорного давления
4. Другие способы	
4.1. Гидравлическая отбойка	Разрушение осуществляется высоконапорной струей воды
4.2. Электрофизические способы отбойки	Электроимпульсный, электротермомеханический, лазерный и другие способы

Взрывная отбойка руды бывает шпуровой, скважинной и минной (сосредоточенными зарядами).

В небольшом объеме на рудниках используется также механический способ отбойки и самообрушение руды.

Механическая отбойка применяется только при отработке мягких руд. В нашей стране этим способом отбивается более 70 % калийных солей, не менее 50 % марганцевых руд и практически весь естественный пыльный камень, используемый в строительстве.

Для механической отбойки на подземных рудниках используют в основном горные комбайны и комплексы, состоящие из комбайна, конвейера и гидромеханизированной крепи, а также

камнерезные машины. Существуют комбайны с лобовым (торцовым) размещением рабочего органа для проходческих работ и для очистной выемки узкими забоями (заходками или камерами), а также с фланговым размещением рабочего органа для очистной выемки лавами. Комбайны могут обеспечивать как валовую, так и селективную выемку.

В настоящее время во всем мире ведутся разработки по созданию различного типа и назначения комбайнов для механической отбойки руд средней крепости и даже крепких. Создан ряд перспективных конструкций. Ожидается, что механическим способом будет отбиваться 12-15 % руд, обрабатываемых подземным способом.

Пиление пород (известняков, туфов и т. п.) применяют в основном для получения естественных блоков строительных материалов. Испытывают выпиливание блоков при добыче каменной соли с помощью камнерезных машин, имеющих баровый, дисковый или торцовый фрезерный режущий орган. Производительность камнерезных машин составляет от 1,2 до 3 м³/ч при пределе прочности пород на сжатие 3,5-7,5 МПа.

Самообрушение — это постепенное отделение от массива кусков руды под действием собственного веса и горного давления, если снизу произведена подсечка (создана обнаженная плоскость), а с боков пройдены так называемые отрезные выработки, еще больше ослабляющие связи обрушающейся руды с окружающим массивом. Как способ отбойки самообрушение возможно только в рудах, разбитых густой сетью трещин и ослаблений на мелкие отдельности. Но такие условия встречаются исключительно редко.

Другие возможные способы отбойки (гидравлический — с помощью высоконапорных струй воды, а также различные варианты электрофизических способов) для условий рудников не вышли из стадии поисковых изысканий или промышленных экспериментов.

Электроимпульсный способ заключается в подаче на массив породы с малой электрической проводимостью (сильвинит, галит, фосфорит) через электроды от генератора импульсов высокого напряжения, образующих в породе проводящий канал, в зоне которого материал переходит в плазменное состояние и, расширяясь, разрушает массив. Энергоемкость разрушения 0,2-0,4 кВт·ч/т.

Электротермомеханический способ предусматривает облучение поверхности породы инфракрасным излучением плотностью более 1 Вт/см², в результате чего в определенной зоне создается поле температурных напряжений, что ослабляет прочностные характеристики породы в этой зоне и облегчает последующее разрушение породы в зоне механическим инструментом. Температура излучающего тела генератора 800-900 °С, температура на поверхности массива перед механическим разрушением 150 °С. Энергоемкость разрушения 15-20 кВт·ч/т.

Лазерный способ приемлем для резания пород в силу локальности воздействия, однако мощность источника лазерного излучения пока недостаточна, а имеющаяся аппаратура громоздка и плохо приспособлена к работе в подземных условиях.

ШПУРОВАЯ ОТБОЙКА РУДЫ

Шпуровая отбойка при очистной выемке чаще всего производится на две или даже три обнаженные плоскости. При отбойке на одну обнаженную плоскость шпурами, пробуренными в торец забоя (заходки, лавы, слоя), устраивают вруб (как при проходке протяженных горных выработок) и обеспечивают короткозамедленное взрывание на образуемую им обнаженную плоскость.

Выемка руды при шпуровой отбойке бывает слоевой, потолкоуступной и подэтажной, когда высота отбиваемого массива (подэтажа) превышает высоту выработок, из которых бурят шпуры (рис. 1). Слои, обычно горизонтальные, обрабатывают последовательно снизу-вверх или сверху вниз. В слое шпуры располагают горизонтально или вертикально (крутонаклонно).

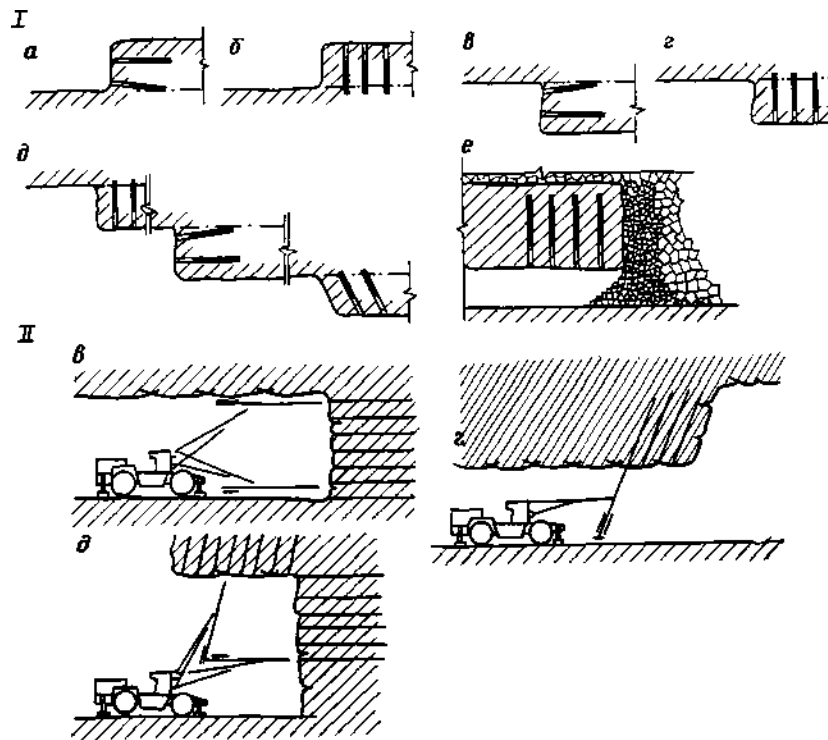


Рис. 1. Схемы шпуровой отбойки при использовании переносных перфораторов (I) и самоходных бурильных установок (II):

a - слоевая выемка в нисходящем порядке с отбойкой горизонтальными шпурами; *б* - то же, с отбойкой вертикальными шпурами; *в* - слоевая выемка в восходящем порядке с отбойкой горизонтальными шпурами; *г* - то же, с отбойкой вертикальными шпурами; *д* - потолкоуступная выемка; *е* - подэтажная отбойка

Современные самоходные бурильные установки имеют для перемещения пневмошинный ход с дизельным приводом и оборудованы двумя-четырьмя телескопическими стрелами (манипуляторами) с тяжелыми быстроударными пневматическими или гидравлическими перфораторами (рис. 2). Один бурильщик управляет сразу всеми перфораторами бурильной установки, практически не испытывая вибраций от перфоратора и находясь в зоне со сравнительно низким уровнем шума и запыленности. Такими установками можно бурить горизонтальные шпуры глубиной 3-4 м в забое высотой до 6-7 м. Ширина зоны бурения 6,9-11,3 м. Масса самоходной установки 8-22 т. Производительность труда бурильщика по породам средней крепости на лучших образцах бурильных установок достигает 500 м/смену.

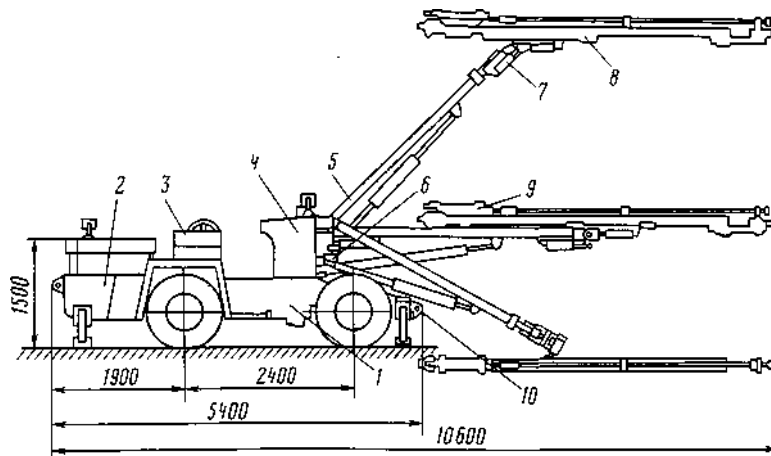


Рис. 2. Самоходная бурильная установка для бурения шпуров:

1 - рама; 2 - двигатель; 3 - место водителя; 4 - пульт управления; 5 - манипулятор; 6 - опорная панель манипулятора; 7 - позиционер; 8 - направляющая платформа для перемещения перфоратора податчиком; 9 - перфоратор; 10 - домкрат (опора для бурильной установки)

Показатели шпуровой отбойки существенно зависят от крепости отбиваемой руды, числа обнаженных плоскостей и мощности залежи (особенно для небольших мощностей). Удельный расход ВВ на отбойку изменяется от 0,6 до 3 кг/м³. Производительность труда бурильщика колеблется от 5 до 50 м³/чел-смену при бурении переносными перфораторами и достигает 400-700 м³/чел-смену при использовании современных бурильных машин.

Достоинствами шпуровой отбойки являются: возможность обеспечения мелкого и более равномерного дробления; меньшие потери и разубоживание при изменчивых контурах рудных залежей; возможность применения ее в маломощных рудных телах, а также при невысокой устойчивости руды и вмещающих пород. К недостаткам можно отнести сравнительно высокую трудоемкость и себестоимость шпуровой отбойки; менее благоприятные условия труда относительно запыленности и шума, а при ручных перфораторах и вибраций.

Шпуровая отбойка применяется в залежах мощностью до 5-8 м с любым углом падения и в мощных залежах при необходимости присутствия людей в очистном пространстве, когда сохранение устойчивости кровли имеет особое значение. Кроме того, шпуровая отбойка предпочтительнее при разработке руд средней устойчивости и неустойчивых по системам с искусственным поддержанием очистного пространства, а также при отработке ценных руд со сложной морфологией залежи.

СКВАЖИННАЯ ОТБОЙКА РУДЫ

Скважинная отбойка руды впервые в мировой практике была применена в нашей стране на железных рудниках Кривого Рога в 1931-1932 гг и затем с 1947 г — на рудниках цветной металлургии. В настоящее время взрыванием скважинных зарядов ВВ отбивается около 60 % руды, добываемой взрывным способом

Скважины, используемые для отбойки руды, обычно имеют глубину от 5 до 35-60 м, редко до 80 м Диаметр их от 40 до 150-200 мм Максимальная глубина взрывных скважин ограничена искривлением их при бурении

Скважины малого диаметра (до 80-90 мм) эффективны при послыйной отбойке, особенно если руда имеет редкую сетку трещин (размеры которой превышают расстояние между рядами таких скважин), при невысокой устойчивости руд и вмещающих пород, при сравнительно небольшой мощности рудных тел (от 5 до 10-15 м), при отбойке в камерах, где в последующем должны работать люди. Скважины большого диаметра (100-150 мм и выше) целесообразны при массовой отбойке, т е при одновременном обрушении значительных объемов руды, близких к запасам всего очистного блока, а также при густой сетке трещиноватости В мощных залежах монолитных руд малый и большой диаметры скважин практически примерно равноценны

Скважинная отбойка руды может производиться на открытое компенсационное пространство или в зажиме (на пространство, заполненное раздробленной на куски горной массой), Объем руды, отбиваемой на открытое пространство, не должен более чем вдвое превышать объем этого компенсационного пространства, чтобы получить нормально разрыхленную руду.

Отбивают руду вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями. Причем большее распространение получила скважинная отбойка вертикальными слоями, поскольку число уровней, с которых производится бурение, в этом случае минимально, что резко сокращает трудоемкость перемещения буровых станков к рабочим местам. Перед началом отбойки вертикальными слоями в очистном блоке проходят отрезной восстающий, который затем расширяют в плоскую вертикальную отрезную щель, являющуюся начальным открытым компенсационным пространством. Кроме того, как правило, в нижней части очистного блока прямо над выпускными выработками создают подсечку (горизонтальную щель).

Обычно применяют многорядное (по 3-5 слоев) короткозамедленное взрывание рядов скважин Замедление (по 15-50 мс) производят по рядам или в шахматном порядке.

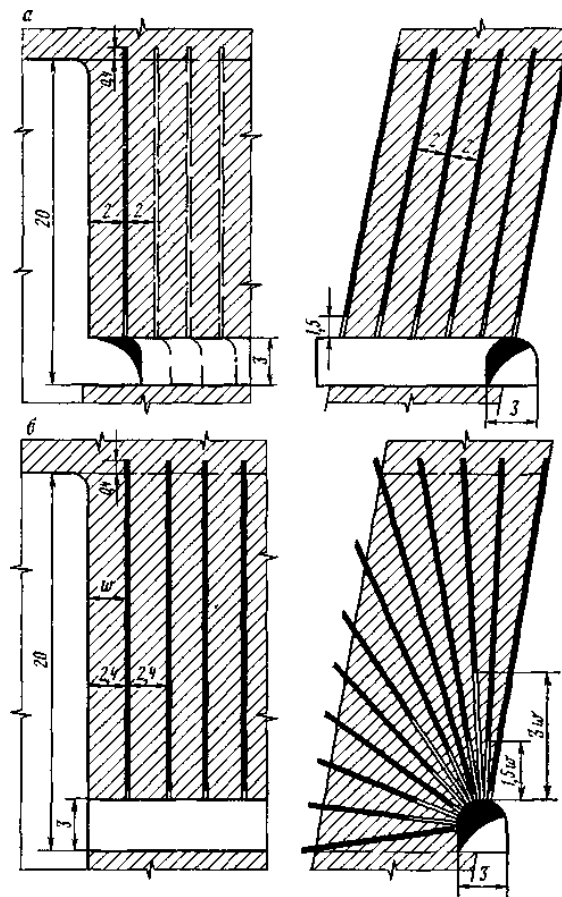


Рис.3. Схемы параллельного (а) и веерного (б) расположения скважин

При отбойке вертикальных слоев для обеспечения их соударения ряды скважин с противоположных сторон очистного пространства следует взрывать одновременно, что заметно улучшает качество дробления руды

Расположение скважин в отбиваемом слое (ряду) обычно параллельное или веерное (рис. 3)

Выбор рациональной схемы расположения скважин в каждом конкретном случае решается технико-экономическим сравнением. Практически из всех рассмотренных схем чаще всего используют веерное расположение скважин.

На рудниках применяют следующие способы бурения скважин: штанговое (мощными перфораторами с составными буровыми штангами), погружными пневмоударниками, шарошечное и вращательное.

Выбор варианта отбойки для конкретных условий производится на базе соответствующих технико-экономических расчетов. Причем оптимальным не обязательно будет самый экономичный вариант отбойки (по затратам на бурение и взрывание, а также на проведение и поддержание буровых выработок).

Необходимо учесть еще сравнительные затраты на последующие производственные процессы (вторичное дробление и доставку руды), поскольку эффективность их существенно зависит от результатов отбойки. Возможен и учет ущерба от потерь и разубоживания, если в сравниваемых вариантах отбойки показатели извлечения руды из недр заметно отличаются. Таким образом, в общем случае оптимальным будет вариант отбойки, в котором сумма сравнительных удельных затрат на процессы отбойки, вторичного дробления, доставки и ущерба от потерь и разубоживания руды наименьшая.

При штанговом бурении получили самоходные буровые установки с мощными колонковыми пневматическими или гидравлическими перфораторами, имеющими независимое вращение бура (ударно-вращательного типа) (рис. 4).

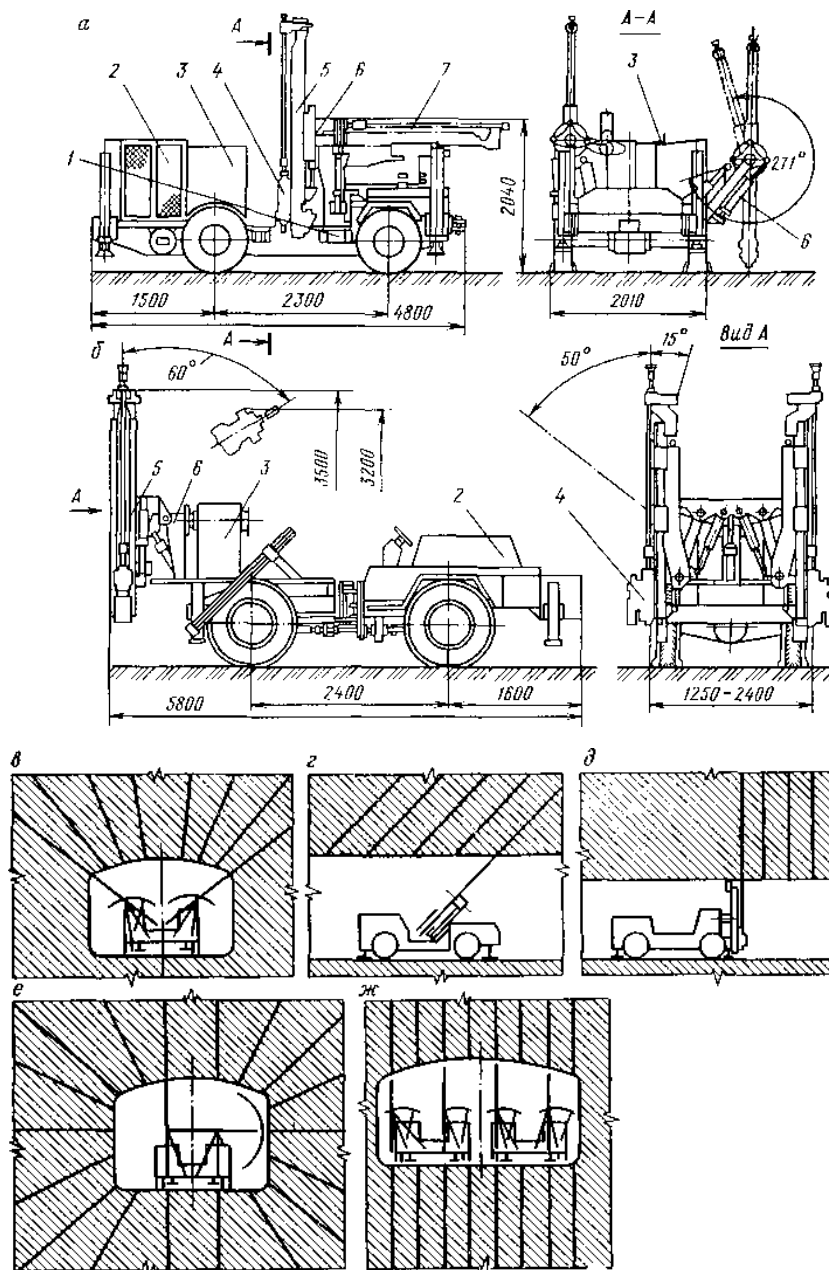


Рис. 4. Самоходные установки для бурения скважин с центральным (а) и торцовым (б) расположением бурильных машин и схемы размещения пробуренных ими скважин (а, г, д, е, ж):
 1 - рама; 2 - двигатель; 3 - пульт управления; 4 - бурильная машина; 5 - податчик; 6 - манипулятор; 7 - бурильная машина в транспортном положении

Отбойкой в зажиме называется отбойка на контактирующую вплотную с забоем отбитую руду или обрушенную вмещающую породу (рис. 5). Свободного пространства около взрываемого массива или нет, или его недостаточно для нормального разрыхления, не более 10-20 % объема взрываемого массива. Взорванная руда разрыхляется (увеличивается в объеме) в основном за счет уплотнения зажимающего материала. Обычно отбойка в зажиме бывает секционной: многорядной с короткозамедленным взрыванием каждого ряда. Однорядная (порядная) отбойка в зажиме менее эффективна.

Основными преимуществами отбойки в зажиме являются:

- снижение выхода крупных кусков при отбойке, что интенсифицирует выпуск и доставку руды в 1,5-2 раза;
- отсутствие необходимости в предварительном образовании открытого компенсационного пространства, что повышает устойчивость массива и позволяет вести выемку в одну стадию с однотипной технологией;

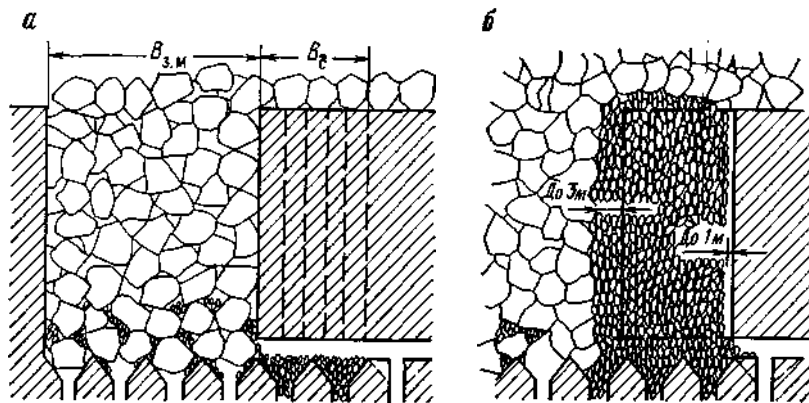


Рис. 5. Схемы скважинной отбойки руд в зажиме
 а - до взрыва скважин в секции,
 б - после взрыва

- возможность выпускать руду непосредственно в торец буровой выработки, т. е. применить так называемый торцовый выпуск, при котором в отличие от обычного донного выпуска нет необходимости проводить трудоемкие и дорогостоящие работы по устройству выпускных выработок (воронок или траншей).

К недостаткам отбойки в зажиме можно отнести затруднения, возникающие при выпуске первых доз уплотнений взрывом руды (зависания руды над выпускным отверстием), а также выброс руды в буровые выработки или некоторое усложнение схем подготовки блока, направленное на устранение этого выброса. В большинстве случаев эти недостатки менее существенны, чем отмеченные достоинства.

ВТОРИЧНОЕ ДРОБЛЕНИЕ НЕГАБАРИТНЫХ КУСКОВ РУДЫ

Вторичное дробление заключается в дополнительном измельчении чрезмерно крупных кусков руды после взрывной отбойки ее. Вторичному дроблению подвергаются так называемые негабаритные куски, размер которых превышает кондиционный. Размер кондиционного куска руды устанавливается при проектировании рудника, исходя из свободной (без застревания) проходимости рудной массы по всей технологической цепочке добычи (системам рудопотоков) от забоя до поверхности в соответствии с сечениями горных выработок, по которым перепускается руда, и параметрами применяемого погрузочно-доставочного, транспортного и подъемного оборудования.

Объем работ по вторичному дроблению зависит от выхода негабарита.

В настоящее время размер кондиционного куска руды колеблется от 250-350 до 600-700 мм, достигая на крупных рудниках 900-1200 мм. Выход негабарита при больших размерах кондиционного куска руды составляет 5-12%, а при меньших размерах доходит до 25-30%. При большом выходе негабарита доля затрат на вторичное дробление достигает 20-25% от общих затрат на очистную выемку.

Местами производства работ по вторичному дроблению в очистном блоке могут быть само очистное пространство, если в него возможен безопасный доступ, выпускные и доставочные выработки (рис. 6), а иногда и специальные выработки для вторичного дробления.

Основным способом вторичного дробления негабаритных кусков является взрывной: преимущественно накладными и лишь изредка шпуровыми зарядами глубиной около 10-15 см.

Удельный расход ВВ на дробление негабарита накладными зарядами составляет 1,5-2 кг/м³, шпуровыми зарядами — 0,4-0,8 кг/м². Большой расход ВВ вызывает длительную загазованность выработок и значительный разлет осколков.

Взрывное дробление производят по мере попадания негабаритных кусков на почву доставочных выработок.

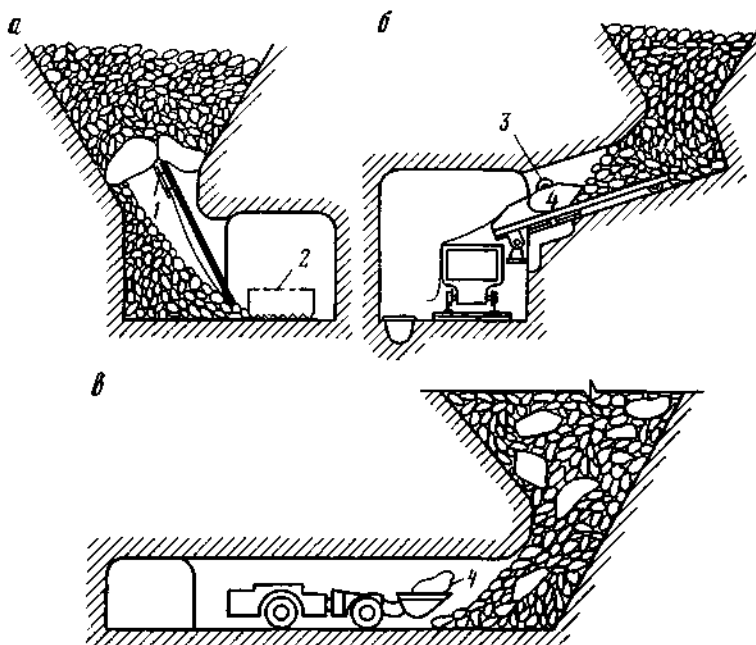


Рис. 6. Схемы, иллюстрирующие взрывное вторичное дробление в выпускных выработках при скреперной доставке (а), при доставке вибропитателями (б) и при доставке самоходным оборудованием (в):

1 - фугасный заряд, 2 - скрепер, 3 - накладной заряд, 4 - негабаритный кусок

В один взрыв дробят несколько кусков, заряды которых соединяют детонирующим шнуром. При использовании на доставке руды самоходного оборудования крупные куски с помощью этого оборудования откладывают в сторону или в специальную дробильную камеру, а затем разрушают сразу все куски серией зарядов, соединенных детонирующим шнуром.

При выпуске руды негабаритные куски чаще всего застревают в горловинах выпускных выработок. Зависания образуются также и при сравнительно мелкой руде, когда куски расклиниваются. Ликвидацию зависаний осуществляют фугасками — устанавливаемыми на деревянных шестах зарядами ВВ массой от 2 до 10 кг, а по особому разрешению и более (см. рис. 6, а). При ликвидации высоких зависаний в рудоспусках успешно прошли испытания специальные стреляющие системы - гранатометы, состоящие из гранаты и пускового ствола. Заряд ВВ в гранате кумулятивный. При ускорении гранаты в полете взводится ее взрыватель, который при ударе о препятствие инициирует боевой заряд. Имеются гранатометы с массой ВВ в гранате 1,4 и 5,5 кг и дальностью полета 150-300 м. Удельный расход ВВ составляет 0,6-2 кг/м³.

Взрывное вторичное дробление негабарита и ликвидация зависаний требуют перерывов в процессе доставки для установки зарядов ВВ, их взрывания и проветривания, что существенно снижает производительность доставки и ухудшает технико-экономические показатели очистной выемки в целом.

Поэтому постоянно предпринимаются попытки создать безвзрывные способы вторичного дробления, базирующиеся на использовании ударных нагрузок или термических воздействий, вызывающих раскалывания негабаритных кусков. К сожалению, широкого практического применения на подземных рудниках безвзрывные способы вторичного дробления по разным причинам не нашли, за исключением стационарных пневмобутобоев или гидробутобоев у грохотов и рудоспусков, а также самоходных установок, на стреле которых смонтирован мощный гидроударник, способный дробить крупные куски руды средней крепости.

Механическое дробление крупных кусков руды в подземных дробилках относить к вторичному дроблению не принято, поскольку подземные дробилки располагают у стволов шахт (вне очистных блоков), а вторичное дробление — это процесс очистной выемки.

КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ДОСТАВКИ РУДЫ

Доставка руды — это перемещение рудной массы от места отбойки до транспортных средств, т. е. в пределах очистного блока (перемещение от очистного блока до ствола шахты или до штольни, а по ней до поверхности земли — транспортирование руды).

Значение этого технологического процесса очистной выемки очень велико. Доля трудовых и материальных затрат на доставку руды достигает обычно 30—50 % всех затрат на очистную выемку и лишь в редких случаях снижается до 10-15 %.

Классифицируются способы доставки по виду энергии, с помощью которой происходит перемещение рудной массы в процессе очистной выемки.

Как правило, указанные в табл. 2 способы доставки каждый в отдельности на подземных рудниках не применяются, а используются последовательно сначала один и затем другой. Например, вначале по очистному пространству и выпускным выработкам производится самотечная доставка (выпуск руды), а затем по доставочным выработкам — механизированная доставка до пунктов погрузки в транспортные средства или до рудоспусков, по которым опять же идет самотечная доставка (перепуск), а внизу с помощью люков или питателей производится погрузка в транспортные средства. Так что разделение доставки на перечисленные способы в известной мере условно, но удобно для изучения.

Таблица 2

Классификация способов доставки

Способы доставки	Особенности
1. Самотечная доставка	Руда перемещается под действием собственного веса
1.1. Выпуск руды	По очистному пространству и далее через выпускные выработки
1.2. Перепуск руды	По рудоспускам или рудоспускным отделениям восстающих, а также по решнякам, желобам и настилам
2. Механизированная доставка	Руда перемещается с помощью механизмов:
2.1. Скреперная доставка	скреперных лебедок
2.2. Доставка самоходным оборудованием	самоходных машин
2.3. Доставка питателями и конвейерами	стационарных установок непрерывного действия
3. Прочие способы доставки	Руда отбрасывается по очистному пространству к выпускным выработкам с помощью взрыва
3.1. Взрыводоставка	
3.2. Гидравлическая доставка	Руда смывается водой (при зачистке лежачего бока)

Чаще всего на подземных рудниках применяют самотечную и механизированную доставку. До шестидесятых годов в качестве механизированной доставки использовалась только скреперная. Затем широкое распространение при доставке руды получили самоходные машины, питатели и конвейеры, но скреперная доставка окончательно не вытеснена.

САМОТЕЧНАЯ ДОСТАВКА И ОСНОВЫ ТЕОРИИ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД НАЛЕГАЮЩИМИ ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

Самотеком доставляют руду по перепускным выработкам и очистному пространству.

Перепуск руды широко распространен на подземных рудниках. Рудоспуски бывают обычными (длиной от 8-10 м до высоты этажа) и глубокими (длиной 100-150 м и более). Первые, как правило, располагают под каждой доставочной выработкой, а вторые чаще делают междублоковыми на расстоянии от 100-200 до 400 м один от другого при доставке руды самоходными машинами.

Угол наклона рудоспусков не должен быть менее 60° во избежание застревания руды в них.

Поперечные размеры рудоспуска выбираются с учетом максимального размера кусков, встречающихся в перепускаемой рудной массе:

$$D \geq 4d_{\max}, \quad (1)$$

где D - диаметр рудоспуска, м; d_{\max} - максимальный размер куска руды, м.

Опыт подземных рудников показывает, что при соблюдении условия (1) сводообразований из крупных кусков, а значит, и образования пробок, практически не бывает. Над рудоспуском обычно устанавливают грохотную решетку (с размером отверстий, равным d_{\max}) или защитные брусья и поручни.

Рудоспуски являются аккумулялирующими емкостями, и если длина их равна 20-30 м, а тем более превышает высоту этажа, то они могут обеспечить практическую независимость во времени процессов доставки и транспортирования руды. При перепуске по рудоспускам рудная масса додрабливается. В основном это происходит в глубоких рудоспусках, почти половина длины которых (около 70-100 м) отводится на свободное падение кусков, а в нижней части делается расширение рудоспуска, до размеров камеры с несколькими выпускными отверстиями в днище, что предотвращает переуплотнение рудной массы. Такие рудоспуски выполняют по существу функции подземных дробилок.

Диаметр глубоких рудоспусков обычно составляет 3 м. По мере перепуска руды и износа стенок диаметр его может возрасти до 10-12 м. При износе до диаметра 7-8 м целесообразно переходить на эксплуатацию рудоспуска в заполненном состоянии, кроме верхней части высотой около 75 м, которая должна поддерживаться пустой.

Гораздо реже, чем по рудоспускам, на рудниках применяют перепуск руды по металлическим решеткам, желобам и настилам с углом наклона 30-45°.

В ы п у с к р у д ы — это перемещение ее под действием собственного веса непосредственно по очистному пространству. Выпуск руды бывает донным и торцовым.

При донном выпуске в нижней части блока устраивают специальные выпускные выработки (воронки или траншеи), через которые отбитая руда со всей площади очистного блока поступает в доставочные выработки для последующей механизированной доставки руды. На рис. 7 и 8 изображены выпускные воронки и выпускные траншеи, пройденные применительно к последующей механизированной доставке скреперными установками.

В о р о н к и при донном выпуске имеют угол наклона стенок около 60° и диаметр поверху 6-12 м. В верхней части воронки взаимно пересекаются, чтобы в них могла поступать руда со всей площади очистного блока.

Т р а н ш е и имеют в поперечном сечении форму опрокинутой трапеции, в основании которой через 5-8 м по длине траншеи выбиты дучки, соединенные нишами с доставочной выработкой.

Очевидно, что проходка воронок более трудоемка, чем образование траншей. Траншеи применяют в залежах мощных и средней мощности с устойчивыми рудами, а воронки — при малой мощности залежей или при недостаточно устойчивых рудах.

При торцовом выпуске специальных выпускных выработок не устраивают, а руда поступает непосредственно с торца доставочной выработки и перемещается по ней механизированным способом (с помощью самоходного оборудования или питателя и конвейера). По мере выпуска всей руды с данного положения торца доставочной выработки осуществляется последовательное погашение этой выработки в отступающем порядке, чтобы можно было производить выпуск руды с новых положений ее торца.

Тем самым при донном выпуске пункты поступления руды к средствам механизированной доставки стационарны, а при торцовом перемещаются, поочередно занимая различные положения по площади обрабатываемого блока. Достоинством торцового выпуска является отсутствие выпускных выработок, а значит, резкое сокращение затрат на подготовительно-нарезные работы в блоке. Но при определенных условиях показатели извлечения руды при торцовом выпуске могут оказаться несколько хуже, чем при донном.

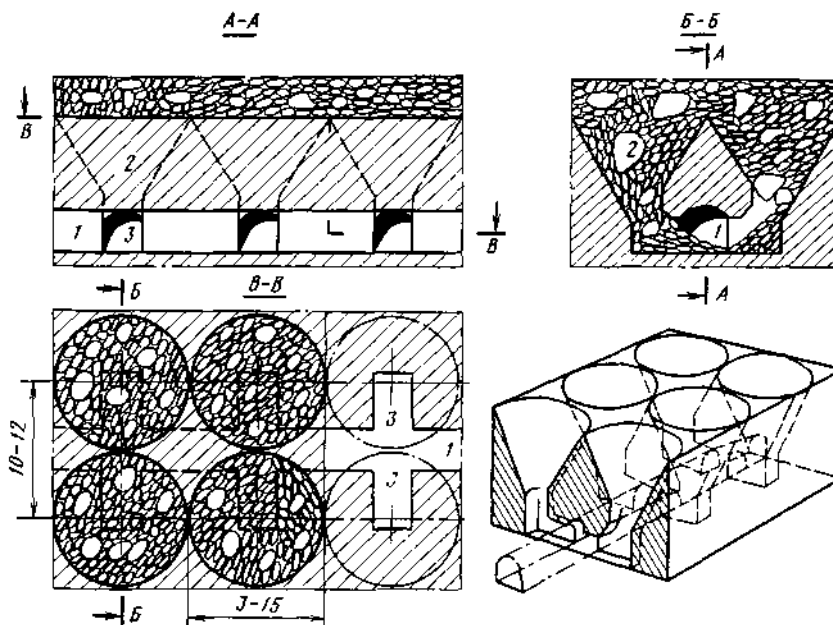


Рис. 7. Выпускные воронки:

1 - доставочная выработка; 2 - воронка; 3 - дучка с нишей, соединяющая горловину воронки с доставочной выработкой

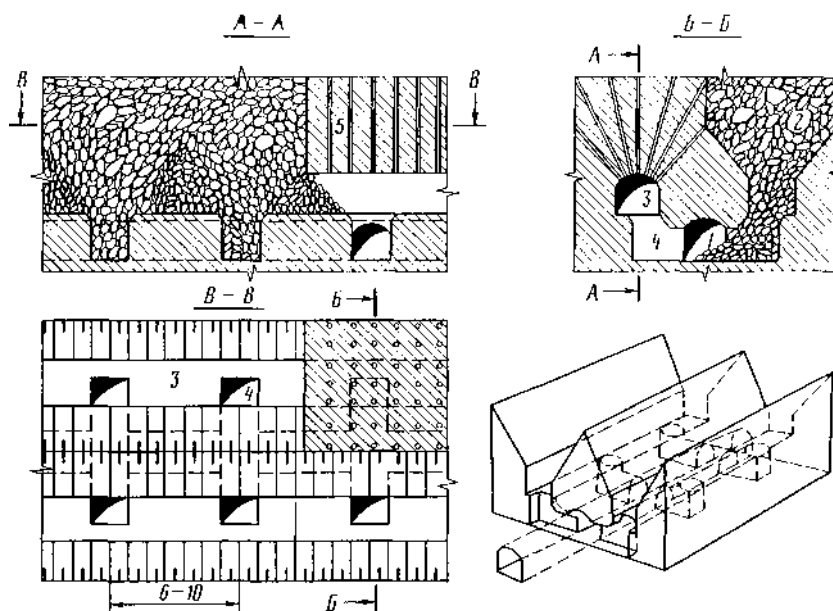


Рис. 8. Выпускные траншеи:

1 - доставочная выработка; 2 - траншея; 3 - траншейная выработка; 4 - дучка с нишей; 5 - шпуры или скважины для образования траншеи

Выпуск отбитой руды может происходить в открытом очистном пространстве под прикрытием потолочины или непосредственно под налегающими обрушенными породами (см. рис. 5). Чтобы руда под действием собственного веса перемещалась к выпускным выработкам, угол наклона стенок очистного блока (лежачего бока) должен быть не менее $50-55^\circ$ при открытом очистном пространстве и не менее $65-75^\circ$ — при выпуске под налегающими обрушенными породами. Если угол падения рудных залежей меньше указанных значений, то или устраивают выпускные выработки не только в днище, но и в лежащем боку (на разных уровнях по высоте), или допускают большие потери руды, или подрабатывают пустые породы лежачего бока, вызывая засорение руды.

Выпуск руды под прикрытием потолочины не требует особого режима: выпускать можно из любых отверстий в любых количествах. А выпуск руды под налегающими обрушенными породами — крайне сложный в физическом смысле процесс, наблюдать за которым непосредственно в

очистном пространстве невозможно, так как доступа людей туда нет. Режим этого выпуска определяют величины показателей извлечения руды из недр, оценить которые можно теоретически.

Теория выпуска руды была разработана преимущественно трудами советских ученых С. И. Минаева, Г. М. Малахова, В. Р. Именитова, В. В. Куликова и др. Рассмотрим основные положения этой теории.

Первоначально под налегающими обрушенными породами выпускается чистая руда (с содержанием $A_{руд}$ в количестве $D_{ч.р}$), а затем появляется и начинает возрастать примесь пустых пород (рис. 9). Выпуск из каждого отверстия прекращают тогда, когда разубоживание в последней дозе выпуска достигнет экономически допустимой величины $p_{пред}$. Доза выпуска — это минимальная порция, для которой контролируется качество рудной массы. Обычно доза равна количеству рудной массы, выпущенной из отверстия за смену (100-150 т при скреперной доставке и 300-400 т при доставке самоходным оборудованием и вибропитателями).

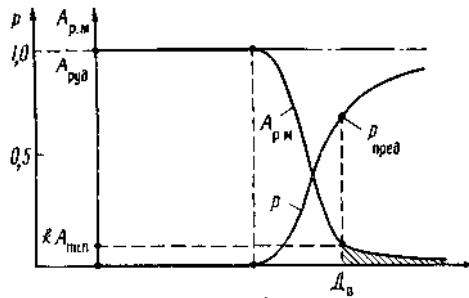


Рис. 9. Зависимость содержания металла $D_{р.м}$ и разубоживания в дозе выпуска p от количества выпущенной под обрушенными породами рудной массы D ; D_0 — общее количество выпущенной из блока рудной массы

Предельное разубоживание в последней дозе выпуска

$$p_{пред} = (A_{руд} - kA_{мин})/A_{руд}, \quad (2)$$

где $A_{мин}$ — промминимум, установленный для руды в массиве, %;

k — поправочный коэффициент, учитывающий, что для рудной массы часть затрат по добыче уже произведена и граничное содержание в рудной массе может быть снижено по сравнению с $A_{мин}$ (в бедных рудах $k \approx 1$; в рядовых $k = 0,8$ и в богатых $k = 0,6$).

Обычно для бедных руд $p_{пред} = 0,25-0,35$, а для рядовых $p_{пред} = 0,6-0,8$.

Истечение руды через одиночные отверстия происходит из объемов, напоминающих по форме эллипсоиды вращения с вытянутой вертикальной осью, — эллипсоиды выпуска.

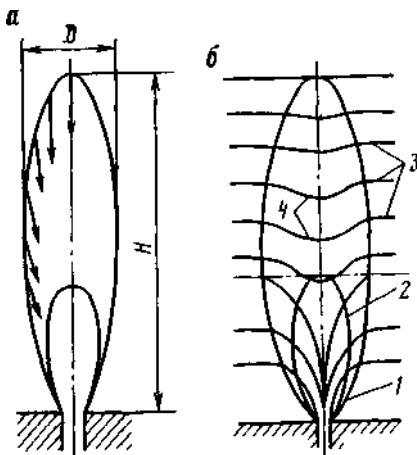


Рис. 10. Эллипсоиды выпуска различной высоты (при разном количестве выпущенной руды) (а) и эллипсоиды разрыхления и выпуска при выпуске определенного количества руды через одиночное отверстие (б):

1 - поверхность эллипсоида разрыхления; 2 - поверхность эллипсоида выпуска; 3 - границы слоев, до начала выпуска бывшие горизонтальными; 4 - воронки прогиба.

Эллипсоид выпуска — это фигура истечения, все частицы которой, лежащие на поверхности фигуры, приходят к выпускному отверстию одновременно, но пути у них разные, а значит, и скорости частиц разные (рис. 10, а).

Коэффициент вытянутости эллипсоида (отношение его высоты к наибольшему горизонтальному диаметру) возрастает с увеличением сил трения и особенно сил сцепления (с увеличением количества мелких глинистых частиц и влаги, уплотнением руды), а также с увеличением объема эллипсоида, т. е. его высоты.

На место выпущенной порции (из объема эллипсоида выпуска) поступает руда из окрестностей эллипсоида выпуска, за счет чего в определенной зоне происходит вторичное разрыхление. Форма объема, в пределах которого происходит вторичное разрыхление, приблизительно сходна с эллипсоидом выпуска и отсюда получила наименование эллипсоида разрыхления (рис. 10, б).

Эллипсоид разрыхления подобен эллипсоиду выпуска, но значительно больше его по размерам и объему ($K_P > K_B$).

При нормально разрыхленных рудах объем эллипсоида разрыхления превышает объем эллипсоида выпуска в 10 раз, а при уплотненной руде — в 6 раз. Высота эллипсоида разрыхления превышает высоту эллипсоида выпуска при нормально разрыхленных рудах в 3,2 раза, а при уплотненной руде — в 2,45 раза.

На рис. 11, б показано перемещение контакта руды с налегающими обрушенными породами при выпуске через одиночное отверстие (при допущении, что налегающие породы крупнее отбитой руды и просачивания породной мелочи нет).

Контакт начинает перегибаться по достижении его эллипсоидом разрыхления, после чего образуется воронка прогиба. Когда воронка прогиба нижним концом достигнет выпускного отверстия, начнется разубоживание. До этого выпускается чистая руда, для которой $A_{pm} = A_{pyd}$, а с этого момента начинается выпуск разубоженной руды, для которой $A_{pm} < A_{pyd}$. Разубоживание в дозах растет до тех пор, пока не превысит допустимую величину — предельное разубоживание в последней дозе выпуска. В этот момент выпуск прекращают.

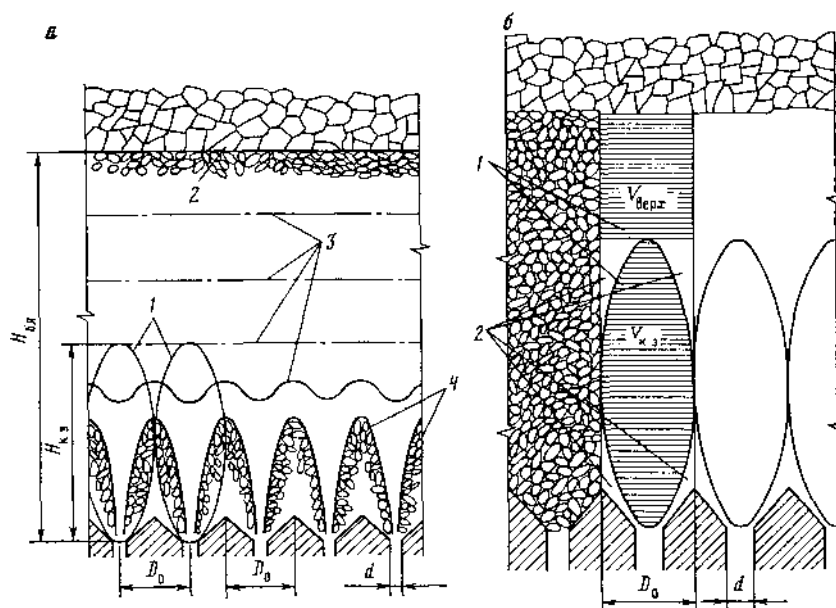


Рис. 11. Схемы, иллюстрирующие равномерно-последовательный выпуск (в идеальных условиях):

а - перемещение поверхности руды (1 - касающиеся эллипсоиды выпуска; 2 - первоначальное положение поверхности контактов, 3 - последующие положения их; 4 - положение при начале засорения); б - схема к расчету потерь и засорения руды (1 - расчетные объемы руды, выпускаемой до начала засорения; 2 - то же, остающиеся в блоке к началу засорения)

Обычно коэффициент извлечения чистой руды составляет 0,60-0,75, а потери и разубоживание в сумме 0,25-0,4. В неблагоприятных условиях (когда массово обрушаются целики, и сверху, и с боков окруженные обрушенными вмещающими породами) коэффициент извлечения чистой руды снижается до 0,3 и даже меньше, а сумма потерь и разубоживания доходит до 0,5-0,6.

СКРЕПЕРНАЯ ДОСТАВКА РУДЫ

Скреперные установки являются установками периодического действия и состоят из скреперной лебедки, скрепера, головного и хвостового канатов, концевых и поддерживающих блочков (рис. 12). При работе скрепер совершает периодические возвратно-поступательные движения. К месту погрузки порожний скрепер перемещается с помощью хвостового каната, а в обратном направлении — с помощью головного каната. Скрепер, внедряясь в разрыхленную горную массу, самозагружается и доставляет ее волоком по почве выработки до места разгрузки.

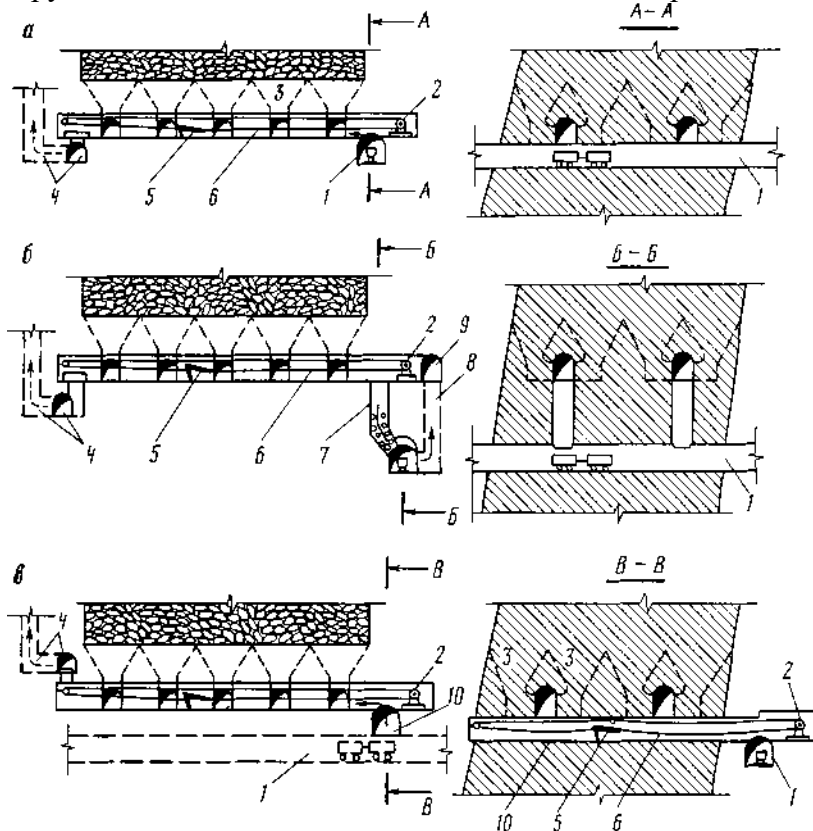


Рис. 12. Схемы горизонтов скреперования:

a - с безлюковой погрузкой; *б* - с аккумулярующими рудоспусками; *в* - с аккумулярующей скреперной выработкой; 1 - выработка для транспортирования руды; 2 - скреперная лебедка, 3 - выпускная воронка; 4 - вентиляционная выработка; 5 - скрепер; 6 - канат; 7 - рудоспуск; 8 - ходовой восстающий; 9 - соединительная выработка; 10 - аккумулярующая скреперная выработка

Скреперная доставка руды имеет широкое распространение на подземных рудниках благодаря сравнительной простоте и безотказности работы скреперных установок в самых неблагоприятных условиях. Скреперование производится как по очистному пространству, так и по доставочным выработкам, в которые руда поступает из очистного пространства через выпускные отверстия под действием собственного веса. В последнем случае негабаритные куски породы, вывалившиеся на подошву скреперной выработки, обычно здесь же на месте подвергаются вторичному дроблению накладными зарядами ВВ.

Руду скреперуют в рудоспуски или, если почва доставочных выработок находится на уровне кровли откаточных, — непосредственно в вагонетки через погрузочные полки. Рудоспуски служат бункерной емкостью и позволяют обеспечить практически независимую работу доставки и транспорта, если вместимость рудоспуска не меньше вместимости состава вагонеток. При безлюковой погрузке через полку скреперование может производиться только при наличии порожняка под погрузкой.

Комплекс выпускных и доставочных выработок, в которых производится скреперование и вторичное дробление негабарита, а также рудоспуски и выработки, предназначенные для обслуживания этих процессов, принято называть горизонтом скреперования. Применяют разные схемы горизонтов скреперования (см. рис. 2.15).

Вместимость скреперов изменяется от 0,1 до 1—2 м³ в зависимости от мощности лебедок и максимальных размеров доставляемых кусков руды. Так, при мощности скреперной лебедки 17

кВт и размере кондиционного куска 400 мм вместимость скрепера равна 0,1—0,15 м³, а при мощности лебедки 55 кВт и максимальном размере кусков до 800-1000 мм вместимость скрепера составляет 0,5—1,0 м³.

По типу скреперы делятся на гребковые и ящичные. Гребковые скреперы бывают жесткими и шарнирно-складывающимися. Последние при обратном (холостом) ходе благодаря тому, что задняя стенка складывается, практически совсем не захватывают руду и могут пройти через небольшой просвет между кровлей выработки над навалом руды.

При доставке по выработкам ширина скрепера не должна быть больше 0,4-0,6 ширины выработки для нескладывающихся скреперов и 0,5-0,8 ширины выработки для шарнирно-складывающихся скреперов. Поэтому, если необходимо увеличить производительность скреперной доставки по выработкам небольшой ширины (1,6-2 м), применяют мощные скреперные лебедки и вместо одного большого скрепера последовательно ставят один за другим два-три небольших.

Обычно при высокопроизводительных системах разработки и большом размере кондиционного куска руды длина скреперной доставки не превышает 25-35 м, составляя нередко всего 15-20 м, а при малопродуктивных системах доходит до 50-80 м.

Производительность небольших скреперных установок мощностью 10 кВт при длине доставки 10-15 м составляет всего 20-30 т/смену. Скреперные установки мощностью 55 кВт и более при расстоянии доставки 10-30 м и кондиционном куске руды 800 мм обеспечивают устойчивую производительность 300-350 т/смену. При кондиционном куске руды 400 мм и значительном выходе негабарита производительность этих же скреперных установок снижается до 150 и даже до 100 т/смену.

Достоинствами скреперной доставки руды являются: конструктивная простота и небольшая стоимость установок; меньшие затраты на монтаж по сравнению с питателями и конвейерами; простота доставки оборудования на подэтажи (тягальной лебедкой по материальному отделению восстающего); возможность иметь малое (от 1,6X1,8 м) сечение доставочных выработок, в которых может и не требоваться крепление, тогда как выработки большого сечения уже требуют установки крепи; возможность применения при любой крепости и устойчивости, любой мощности залежей, малом запасе руды в блоке и т. п., а также возможность располагать выпускные отверстия по более густой сетке, чем при других способах доставки, вплоть до расстояния между осями отверстий всего 4-5 м, что, естественно, резко улучшает показатели извлечения руды из недр, увеличивая, однако, удельный расход подготовительно-нарезных выработок.

К недостаткам скреперной доставки можно отнести: относительно малую производительность; частое расположение рудоспусков и других пунктов разгрузки скрепера, что увеличивает объем подготовительно-нарезных работ и рассредоточивает транспорт; сравнительно тяжелый и малопrestiжный труд машиниста скреперной установки.

В настоящее время и в перспективе скреперная доставка сможет эффективно применяться в следующих случаях: при мощности залежей менее 1,5-2 м; при обособленном расположении и небольшом (до 50-100 тыс. т) запасе блока или подэтажа; при малоустойчивой руде и значительном горном давлении, что затрудняет поддержание выработок увеличенного сечения. В пользу скреперной доставки говорят и гораздо меньшие капвложения, чем при использовании самоходного оборудования, и дефицитность последнего, особенно импортного.

ДОСТАВКА РУДЫ САМОХОДНЫМ ОБОРУДОВАНИЕМ

Самоходным принято называть безрельсовое оборудование, имеющее самостоятельный привод для перемещения. Обычно самоходное оборудование выпускается на шинном ходу или резе на гусеничном и для доставки руды используется как непосредственно в открытом очистном пространстве, так и в доставочных выработках.

Привод самоходного оборудования бывает дизельным, электрическим (кабельным или троллейным) и пневматическим. Мощное оборудование выпускают преимущественно с дизельным или электрическим кабельным приводом, а малогабаритное — с пневматическим. При использовании дизельного оборудования происходит выброс выхлопных газов. Поэтому все дизельные двигатели снабжаются специальными газоочистителями. Кроме того, необходимо подавать не менее 6,75 м³/мин свежего воздуха на 1 кВт мощности дизельного двигателя дополнительно к общему количеству воздуха, требуемому для проветривания.

Самоходные машины, используемые при доставке руды, можно разделить на три группы: погрузочные машины, производящие только погрузку руды; доставочные машины, осуществляющие перевозку руды, и погрузочно-транспортные машины, совмещающие эти операции.

К погрузочным машинам относятся машины с нагребными лапами, подземные экскаваторы и ковшовые погрузчики.

Погрузочные машины с нагребными лапами типа ПНБ оборудованы скребковым или пластинчатым конвейерами и являются машинами непрерывного действия. Они бывают средними (массой 18-22 т, установочная мощность электродвигателей 80-90 кВт) и тяжелыми (массой 27-30 т, мощность электродвигателей до 230 кВт). Средние машины типа ПНБ могут работать нормально в выработках сечением не менее 3x4 м при мелкокусковой руде (крупностью до 400 мм). Производительность их колеблется от 150 до 800 т/смену. Тяжелые машины типа ПНБ имеют производительность до 1000-1200 т/смену.

Подземные экскаваторы типа ЭП применяют для погрузки руды только при отработке пологих залежей в открытом очистном пространстве высотой не менее 4,5-5 м. Вместимость ковша подземного экскаватора от 1 до 2 м³, ход гусеничный, привод электрический.

Производительность экскаватора ЭП-1 с ковшом вместимостью 1 м³ составляет около 700 т/смену.

Ковшовые колесные погрузчики с ковшом вместимостью от 1 до 3 м³ отличаются высокой маневренностью и производительностью: до 1200 т/смену при вместимости ковша 2 м³ и 1800 т/смену при вместимости ковша 3,2 м³. Привод погрузчиков дизельный, мощностью около 60-140 кВт. Высота погрузчиков в транспортном положении составляет всего 2-2,2 м, но в месте погрузки в самосвалы высота выработки должна быть не менее 4,5 м. Они грузят даже абразивную крупнокусковую руду (крупностью до 700-900 мм).

Благодаря относительной простоте рабочих органов эти машины являются наиболее перспективными из всех, применяемых на погрузке руды. Кроме того, они могут использоваться вообще без доставочных средств, сами перевозя руду в ковше на расстояние 150-300 м (см. ниже ПТМ типа ПД).

К доставочным машинам (рис. 13) относятся подземные автосамосвалы и самоходные челноковые вагонетки.

Челноковая вагонетка представляет собой самоходную пневмоколесную тележку с установленным на ней коробом длиной 8-10 м, в дне которого смонтирован скребковый или реже пластинчатый конвейер. В момент загрузки вагонетки конвейер распределяет рудную массу по длине кузова, а в момент разгрузки выгружает ее из вагонетки. Такая вагонетка может совершать челночные (возвратно-поступательные) перемещения без разворота, загружаясь с одного ее торца и разгружаясь с другого. Привод вагонеток обычно дизельный и реже электрический (с питанием через гибкий кабель длиной до 50-100 м или через токосъемник от контактного троллейного провода). Грузоподъемность самоходных челноковых вагонеток составляет 10 или 15 т. Скорость движения 8-10 км/ч. Чаще всего челноковые вагонетки используют для доставки мягких неабразивных руд.

Автосамосвалы на подземных рудниках целесообразно использовать при перевозке руды на значительные расстояния (от 300 до 1000-2500 м и более). Так что автосамосвалы нередко применяются и на доставке, и на транспортировании по выработкам, а иногда и с подъемом руды по наклонным стволам, а также при транспортировании на поверхности до обогатительной фабрики.

Кабина и кузов подземных автосамосвалов обычно соединены шарнирно и в плане могут находиться почти под углом 60° друг к другу. Это позволяет резко уменьшить радиус поворота автосамосвала.

Скорость движения автосамосвалов значительно выше, чем самоходных вагонеток, и достигает 40-45 км/ч. Мощность дизельных двигателей колеблется от 100 до 350 кВт. Применяется двух- или трехступенчатая очистка выхлопных газов.

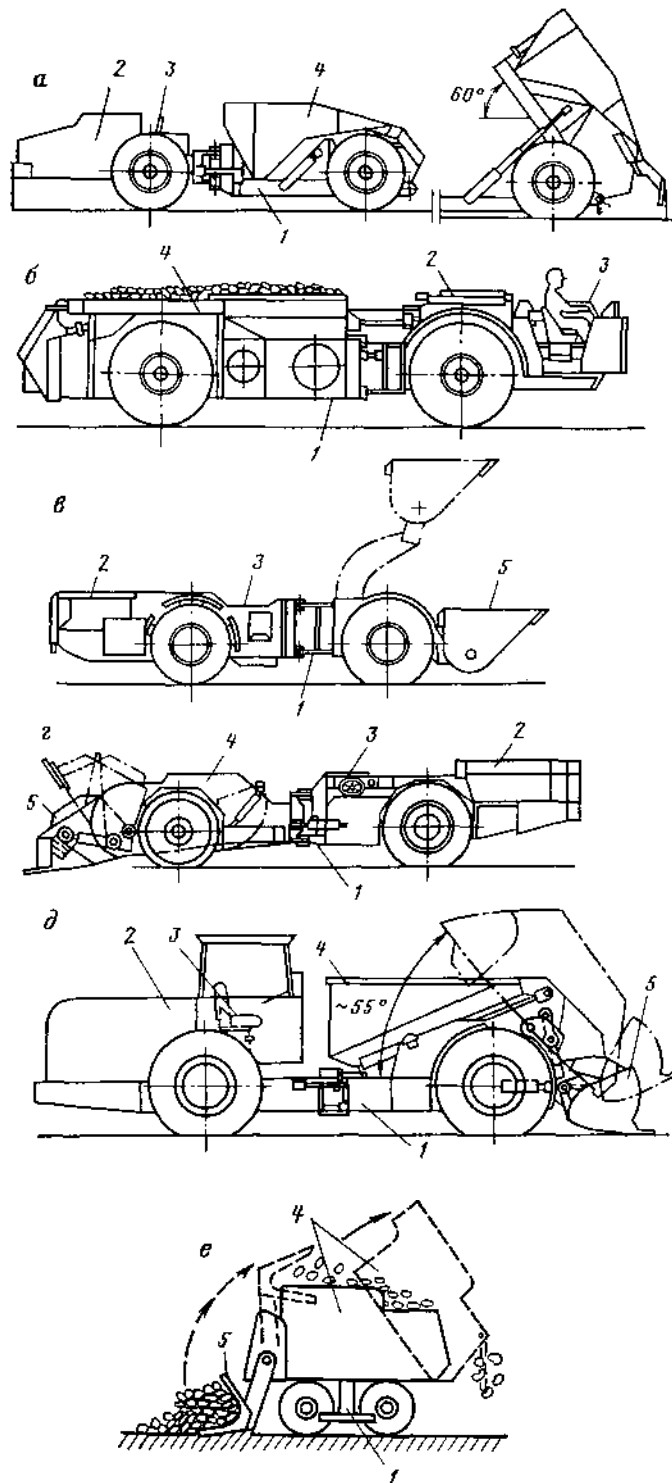


Рис. 13. Самоходное оборудование для доставки руды:

a и *б* - автосамосвалы соответственно с опрокидным кузовом и телескопически выдвигающейся частью кузова, *в* - ковшовая ПТМ, *г*, *д*, *е* - бункерные ПТМ; 1 - рама; 2 - двигатель, 3 - место водителя, 4 - кузов (бункер), 5 - ковш

Кузова автосамосвалов обычно опрокидные, реже телескопические (раздвижные) или с выталкиванием груза (см. рис. 13, *a* и *б*). Грузоподъемность современных подземных автосамосвалов колеблется от 10 до 40 т.

Погрузочно-транспортные машины (ПТМ), которые раньше обычно называли погрузочно-доставочными (ПДМ), но в соответствии с ГОСТом переименовали, совмещают в себе функции и погрузочных, и доставочных машин. Они бывают бункерными (типа ПТ) и ковшовыми (типа ПД).

Ковшовые ПТМ типа ПД отличаются от ковшовых погрузчиков по существу только высотой

подъема ковша для выгрузки горной массы в доставочную машину (автосамосвал или челноковую вагонетку).

Бункерные погрузочно-транспортные машины типа ПТ имеют ковшовый погрузочный орган и опрокидной аккумулирующий бункер. Они загружаются самостоятельно. Эти машины подразделяются на легкие (массой 2,5-5 т) и тяжелые (массой более 20 т).

Легкие бункерные ПТМ (см. рис. 13, *е*) отличаются высокой маневренностью и предназначены для работы в выработках небольшого сечения и высоты. Привод их пневматический, сжатый воздух подается по гибкому шлангу длиной 25, реже 50 м. Легкие бункерные погрузочно-транспортные машины имеют вместимость бункера от 1 до 2,5 м³ и вместимость ковша от 0,12 до 0,5 м³. Производительность их от 150 до 600 т/смену при длине доставки не более 50-100 м.

Тяжелые бункерные машины имеют вместимость бункера от 3 до 10 м³ при вместимости ковша от 1 до 2 м³. Они предназначены для работы с мелкокусковой и малоабразивной рудой.

Ковшовые погрузочно-транспортные машины типа ПД надежно работают и при крупнокусковой абразивной руде (рис 13, *в*) Они имеют фронтальный ковш значительной вместимости (обычно порядка 3-5 и даже 10 м³), загрузив который машина в нем и доставляет руду до пункта разгрузки обычно на расстояние примерно 150-300 м. Отечественная машина ПД-8 имеет ковш вместимостью 4 м³. Эти машины могут использоваться и как погрузчики в комплексе с автосамосвалами (если их конструкция предусматривает возможность подъема ковша на уровень загрузки автосамосвала), и как бульдозеры для зачистки почвы камер, подготовки дорожного покрытия, сгребания рудной массы в навал. В ковшах можно также перевозить и материалы, и тяжелые детали горных машин, и оборудование.

Все ковшовые погрузочно-транспортные машины имеют дизельный, а последнее время и электрический привод, скорость их движения 20-40 км/ч.

Бульдозеры с известным приближением могут быть отнесены к погрузочно-транспортным машинам, если они сгребают руду в расположенные поблизости рудоспуски или зачищают почву очистных забоев. Кроме того, бульдозеры используют и на вспомогательных работах по сооружению подземных дорог, а также для сгребания руды в навал при погрузке другими машинами, в том числе экскаваторами.

Бульдозеры бывают электрическими и дизельными, на гусеничном или шинном ходу, с дистанционным управлением.

Перечисленные типы самоходных машин достаточно разнообразны и имеют различные условия применения. Выбор сочетания (комплекса) самоходных машин для конкретных условий— это задача технико-экономического сравнения.

В определенных условиях целесообразно сочетание для погрузки, доставки или транспортирования в единый комплекс и стационарных, и самоходных машин, а именно работа по схеме «вибропитатель—автосамосвал». Эта схема эффективна при разработке мощных месторождений крепких руд, когда кусковатость отбитой руды средняя или высокая (при кондиционном куске 0,6-0,7 м выход негабарита превышает 5 %). Расстояние между доставочными выработками в этой схеме 20-24 м. Расход дизельного топлива — 0,025-0,040 кг/т, дизельного масла — 0,02-0,03 кг/т. Средний срок службы шин — 1300-2000 ч (большие значения — при бетонном дорожном покрытии).

При использовании самоходного оборудования приходится увеличивать сечение доставочных выработок до 12-15 и даже 18-20 м², что значительно превышает сечение скреперных выработок.

Правила безопасности предусматривают в транспортных выработках, где производится движение и машин, и пешеходов, зазоры между наиболее выступающей частью машины и стенкой выработки или размещенным в выработке оборудованием. Они должны быть не менее 1,2 м со стороны прохода людей и 0,5 м с противоположной стороны. Ширину прохода для людей можно уменьшить до 1 м, если устраивать специальную пешеходную дорожку (трап) высотой не менее 0,2-0,3 м и шириной 0,8 м или если через каждые 25 м длины выработки для размещения людей делать ниши (углубления в стенке выработки) высотой 1,8 м, шириной 1,2 м и глубиной 0,7 м.

В буровых, доставочных и вспомогательных выработках, где не предусматривается пешее перемещение людей, зазоры с каждой стороны должны быть не менее 0,5 м при скорости движения машины не более 10 км/ч и не менее 0,6 м — при скорости, превышающей 10 км/ч.

В соответствии со схемой, приведенной на рис. 14, ширина транспортной выработки при наличии пешеходной дорожки

$$B = a + A + c, \quad (3)$$

где a - ширина пешеходной дорожки, м;

A - ширина проезжей части, м,

c - минимальное расстояние между краем проезжей части и стенкой выработки, м, а при отсутствии пешеходной дорожки

$$B = A + 2c. \quad (4)$$

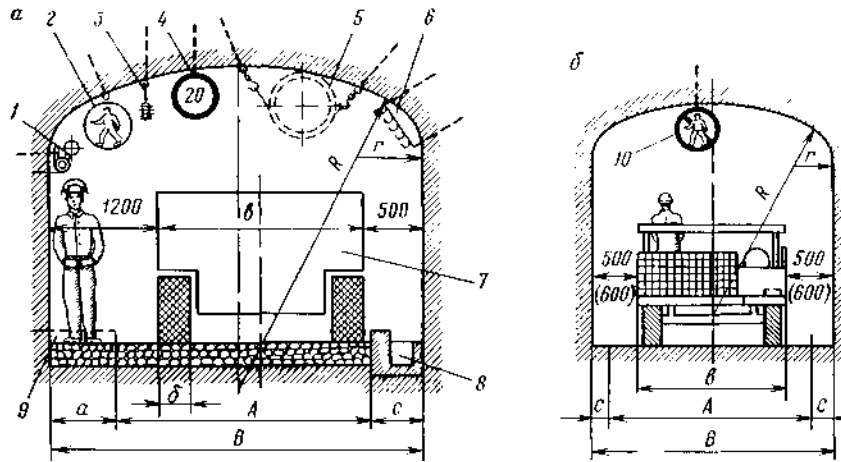


Рис. 14. Поперечное сечение транспортных (а), буродоставочных и вспомогательных (б) выработок при эксплуатации самоходных машин

1 - магистраль сжатого воздуха и воды, 2 - знак «Пешеходная дорожка», 3 - подвеска светильников, 4 - знак «Ограничение скорости», 5 - вентиляционная труба, б - подвеска кабелей, 7 - транспортная машина, 8 - канавка 9 - тротуар, 10 - знак «Движение людей запрещено»

В свою очередь ширина проезжей части

$$A = b + 1,5\delta + 0,012v, \quad (5)$$

где b и δ - соответственно ширина машины и профиля покрышки, м;

v - скорость движения машины, км/ч.

Проезжая часть бывает без покрытия (с планировкой) или с искусственным покрытием, при устройстве которого используются бетон, асфальт, битумоцемент, дробленая порода, щебень и другие материалы. Вид покрытия устанавливается в зависимости от грузоподъемности, скорости движения машин и срока службы выработки.

Угол наклона выработок выбирается с учетом их класса (назначения), типа применяемого оборудования и срока службы. Выбор оптимального угла наклона транспортных выработок имеет большое значение для эффективного использования самоходного оборудования.

Рекомендуемые значения продольного нормального уклона составляют для основных вскрывающих выработок при подъеме груза 6° , при движении порожняка 8° , а для вспомогательных уклонов при перевозке людей, оборудования и материалов — 8° , при движении машин — 10° . Продольный максимальный уклон на отдельных участках может быть на 2° выше перечисленных величин.

В настоящее время, наряду с обычным ручным управлением самоходными машинами, все шире начинает использоваться дистанционное управление в пределах видимости. Последнее бывает электрическим через кабель (для электрических ПТМ и для пневматических ПТМ с электропневматическими клапанами), а также с радиоуправлением (для дизельных и электрических ПТМ и бульдозеров). При этом выносной пульт управления помещается в доставочной выработке, откуда просматривается место погрузки руды в очистном

пространстве (рис. 15). Нормальный обзор обеспечивается на расстоянии до 20-30 м, удовлетворительный — на расстоянии до 50 м. Дистанционно управляют подъездом машины к навалу руды, погрузкой и возвращением в доставочную выработку. Здесь оператор пересаживается на машину и переходит на ручное управление для дальнейшей доставки руды к рудоспуску. Машины с радиоуправлением имеют более высокую стоимость (на 20-30 %) и меньшую производительность (примерно на 15-20 %), но открывают широкие возможности для применения высокопроизводительных систем разработок в условиях, где без дистанционного управления работать нельзя.

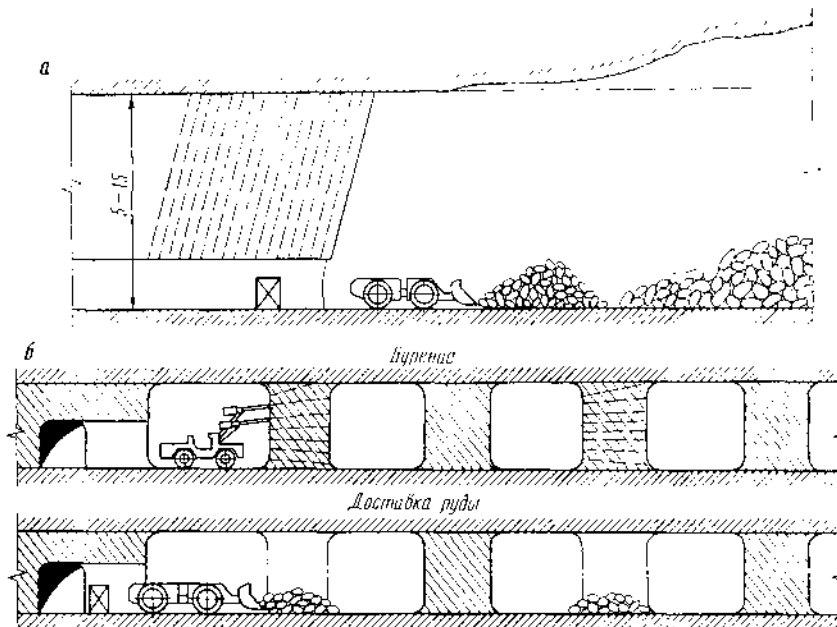


Рис. 15. Схемы применения РТМ с дистанционным управлением:
 а - для сплошной выемки с возможными вывалами или отстающим обрушением непосредственной кровли; б - для выемки опорных целиков в пологих залежах

Широкое внедрение на подземных рудниках самоходного оборудования (в том числе доставочного) является в настоящее время одним из важнейших направлений технического прогресса в горнорудной промышленности. Наиболее перспективными при высокопроизводительных системах разработки представляются при длине доставки до 150-300 м ковшовые погрузочно-транспортные машины типа ПД с дизельным или электрическим кабельным приводом, а при длине доставки от 300 до 1000 м и более — комплексы из ковшовых погрузчиков и дизельных автосамосвалов. При слоевой выемке и доставке по выработке небольшой площади сечения на расстояние до 50-100 м более эффективны легкие бункерные погрузочно-транспортные машины типа ПТ с пневмоприводом.

ДОСТАВКА РУДЫ ПИТАТЕЛЯМИ И КОНВЕЙЕРАМИ

Питатели и конвейеры являются стационарными установками непрерывного действия и находят значительное распространение на подземных рудниках. С их помощью доставляется до 10-12 % общего объема руд цветных металлов, около 10 % (а в перспективе до 25 %) апатитовых руд, около 20 % железных руд.

П и т а т е л я м и принято называть короткие конвейеры длиной до 6-8 м, которые служат для погрузки руды в другие средства механизированной доставки, в рудоспуски или прямо в откаточные вагонетки. Известны питатели вибрационные, плунжерные, скребковые, качающиеся и пластинчатые. Наибольшее распространение на рудниках получили вибрационные питатели. Их применяют при несслеживающихся рудах любой крупности, крепости и абразивности. Вторичное дробление негабарита производят прямо на лотке вибропитателя.

Вибропитатели бывают двух типов: с направленными и ненаправленными колебаниями (рис. 16).

Вибропитатели с ненаправленными колебаниями обязательно имеют определенный наклон к горизонту α , в связи с чем под действием вибраций рудная масса, находящаяся на питателе, приобретает свойство текучести и начинает перемещаться по наклонному лотку. Чтобы сам питатель не съезжал под уклон, его закрепляют цепями или канатами. Очевидно, что увеличение угла наклона вибропитателя заметно повышает его производительность. Однако при слишком больших углах наклона остановка питателя (прекращение вибраций) не обеспечивает немедленного прекращения движения потока руды по лотку. Поэтому при погрузке в вагонетки наклон питателя не должен превышать $15-18^\circ$, чтобы не происходило пересыпание вагонеток рудой, а при погрузке в рудоспуски наклон питателя не должен быть больше $23-24^\circ$, чтобы предотвратить самопроизвольное скатывание крупных кусков руды, которые нужно подвергать вторичному дроблению.

К питателям с ненаправленными колебаниями относятся виброплощадки и виброленты. Виброплощадка (типа «Сибирячка») состоит из наклонной жесткой рамы, которая колеблется под действием укрепленного на ней вибратора.

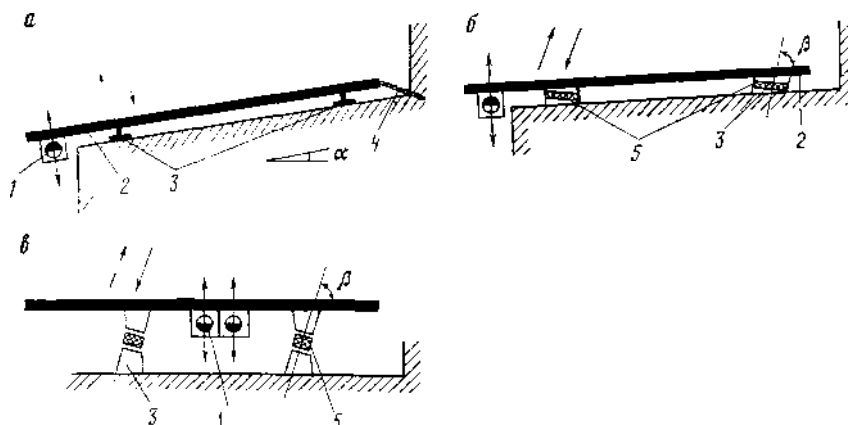


Рис. 16. Схемы вибропитателей с ненаправленными (а) и направленными (б, в) колебаниями: 1 - вибратор; 2 - лоток; 3 - жесткие опоры; 4 - поддерживающий канат; 5 - упругие элементы

Вибролента (ВП-2, ДВП-1) представляет собой металлический лист переменной толщины, который под действием вибраций совершает волнообразные колебания против хода разгрузки. Виброплощадки и виброленты конструктивно очень просты. Затраты на их монтаж сравнительно невелики. Поэтому они широко применяются на целом ряде рудников, когда с одной установки питателя можно выпустить не менее 20-30 тыс. т рудной массы.

Вибропитатель с направленными колебаниями имеет амортизаторы с заданным направлением деформации β и подбрасывает рудную массу в направлении ее перемещения. Лоток его может быть и горизонтальным (см. рис. 16, б). Однако эти вибропитатели требуют повышенных затрат на установку и монтаж, которые окупаются только в случаях, если запасы руды, приходящиеся на питатель, превышают 70 - 100 тыс. т.

При донном выпуске вибропитатели грузят руду на скреперную дорожку, в автосамосвал, на конвейер или прямо в откаточную вагонетку.

Устанавливают вибропитатели по двум схемам: с торцовой загрузкой, когда питатель работает под завалом, и с боковой загрузкой, когда руда поступает на питатель самотеком из расположенных по бокам выпускных выработок.

При схеме с торцовой загрузкой вибропитателя (рис. 17) для контроля за ходом выпуска, постановки фугасов в выпускных дучках и для взрывного вторичного дробления негабаритных кусков прямо на полотне вибропитателя используется боковая смотровая выработка. Такая выработка необходима, так как ходить вдоль полотна вибропитателя небезопасно, ибо из дучки возможно самопроизвольное скатывание кусков руды. Недостатком этой схемы является отсутствие в месте выпуска и вторичного дробления проточной вентиляции.

При схеме с боковой загрузкой вибропитателя (рис. 18) последний не подвергается чрезмерным нагрузкам от веса потока руды, так как не работает под завалом. Руда поступает на питатель с боков и не оказывает особо существенного давления на полотно

вибропитателя. Подход к местам установки фугасов и вторичного дробления негабарита производится с обратной стороны питателя из специальной выработки. По этой же выработке производится отвод загрязненного воздуха, так что вентиляция при этой схеме проточная. Однако удельный объем подготовительно-нарезных выработок при этой схеме больше, чем при вышеописанной.

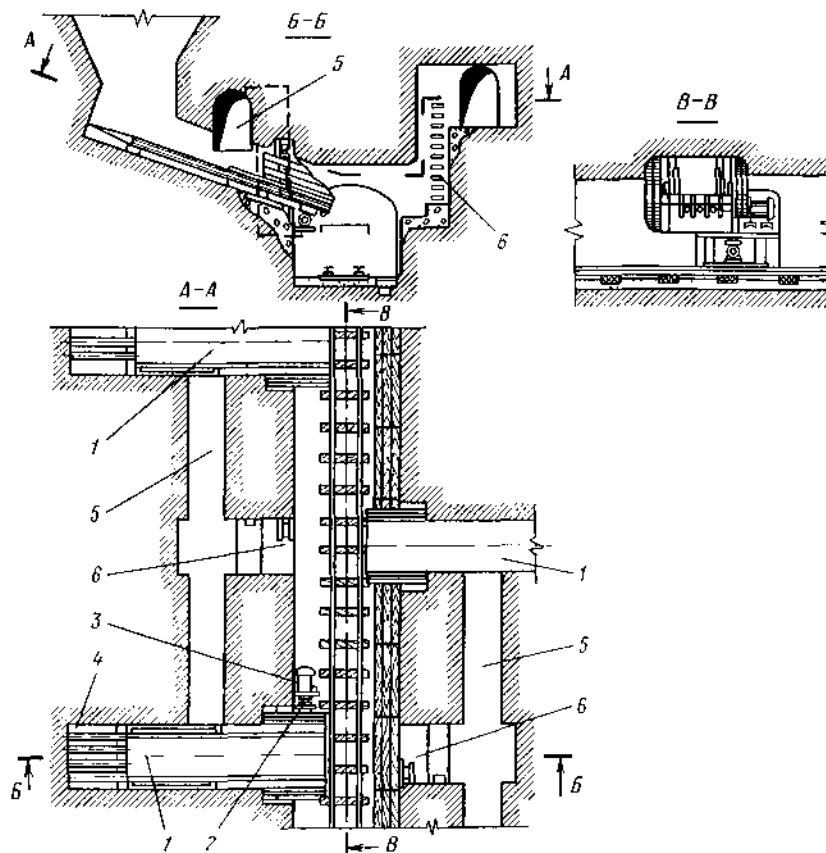


Рис. 17. Схема установки вибропитателя с торцевой загрузкой'

1 - вибропитатели, 2 - эластичная муфта из конвейерной ленты; 3 - электродвигатель, 4 - канат крепления вибропитателя, 5 - смотровые выработки для вторичного дробления, 6 - ходки в выработки

Производительность вибропитателя существенно зависит от выхода негабарита и возможностей последующих средств доставки и транспортирования руды. При небольшом выходе негабарита (до 5-7 %) и погрузке в вагонетки производительность вибропитателей максимальна и колеблется от 600-800 до 1500 т/смену, а при погрузке в глубокие рудоспуски достигает 2000 и даже 3000 т/смену. Трудовые затраты на строительные-монтажные работы на одну установку составляют 40-60 чел-смену, затраты на материал для одной погрузочной камеры (бетон, металл, лес) — от 600 до 1000 руб.

При торцовом выпуске вибропитатель обычно применяется в комплексе с конвейером (хотя в принципе возможны и другие комбинации). Например, на Зырянском свинцовом комбинате вибропитатель с направленными колебаниями ВН-2, находящийся под завалом руды в торце доставочной выработки, загружает секционный виброконвейер ВР-80, который доставляет руду в рудоспуск. После выпуска руды с данного положения вибропитателя производятся демонтаж секции конвейера и перестановка вибропитателя на новую позицию с помощью тягального устройства, оборудованного гидроцилиндром. Производительность такого виброкомплекса при кондиционном куске руды 400-500 мм составляет 350-600 т/смену, а при куске 800-1000 мм может быть по крайней мере удвоена.

К о н в е й е р ы обычно служат для доставки до рудоспусков руды, поступающей прямо из выпускных отверстий или от других средств механизированной доставки. В первом случае руда на конвейер поступает самотеком или грузится питателями. Во втором случае конвейер является сборным и устанавливается в горизонтальной аккумулирующей выработке, в которую руда

доставляется из нескольких параллельных скреперных ортов (штреков).

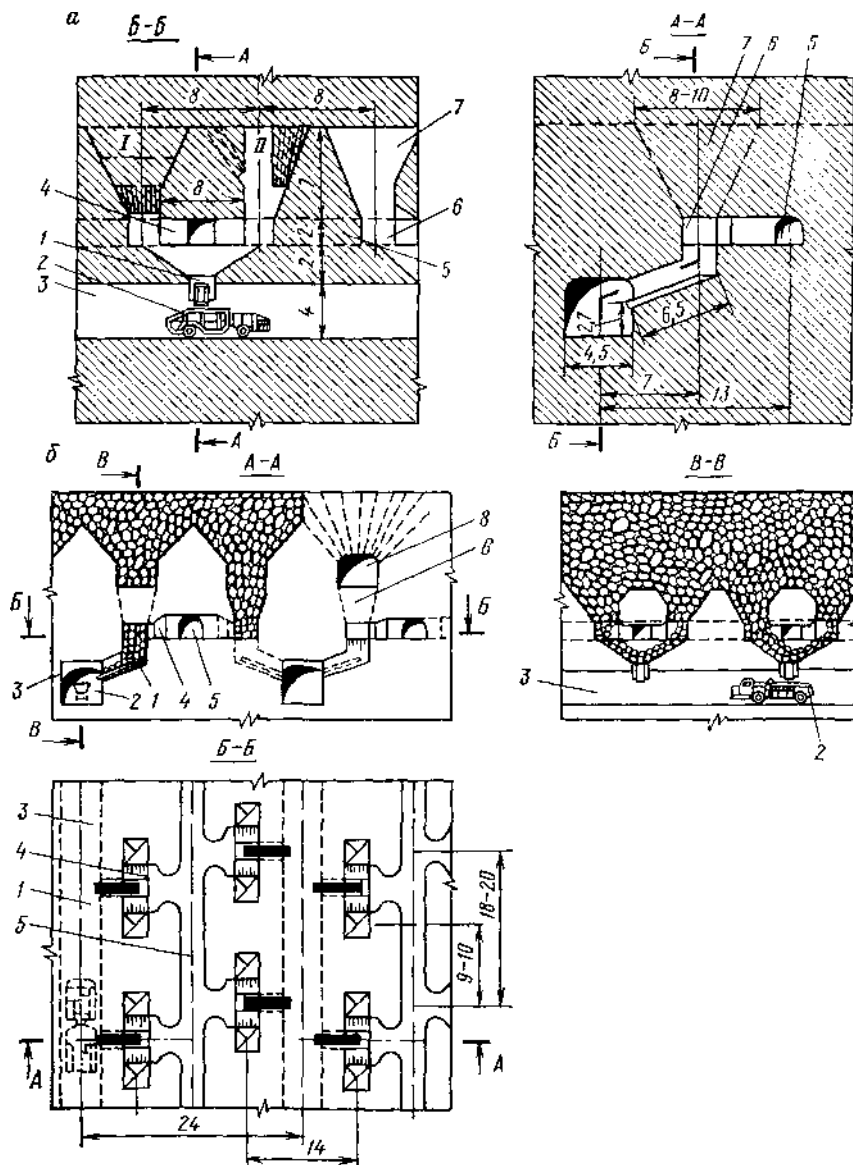


Рис. 18. Схемы установки вибропитателя с боковой загрузкой:

а - из выпускных воронок, *б* - из выпускных траншей, 1 - вибропитатель, 2 - автосамосвал, 3 - транспортная (доставочная) выработка, 4 - выработка, из которой производится постановка фугасов для ликвидации зависаний в дучках, 5 - вентиляционноподходная выработка, 5 - дучка, 7 - выпускная воронка; 8 - буровая выработка для образования выпускной траншеи

Для доставки руды применяют вибрационные, скребковые и пластинчатые конвейеры. Как исключение при комбайновой выемке калийных солей и при механической отбойке других мягких руд для транспорта применяют обычные ленточные конвейеры. Для крупнокусковой руды созданы ленточно-тележечные конвейеры (КЛТ). Тяговым органом в них служит сама лента, а опорами — тележки, перемещающиеся по рельсам и соединенные между собой бесконечной цепью, фиксирующей их взаимное расположение. Такие конвейеры с шириной ленты 1,2 и 1,6 м испытаны на Юкспорском руднике ПО «Апатит» на доставке и транспортировании руды с размером куска до 1500 мм. Конвейеры загружали вибропитателями обычно сразу с двух сторон в одном пункте. Отдельные негабаритные куски взрывали на ленте конвейера.

Конвейеры типа КЛТ сложны по конструкции, металлоемки, требуют больших затрат на монтаж и большого сечения выработок ($4 \times 3,7 \text{ м}^2$), поэтому установка их оправдывается только при очень больших грузопотоках. На базе конвейеров типа КЛТ возможна полная конвейеризация доставки, транспортирования и подъема руды.

Вибрационные конвейеры имеют направленные колебания и состоят из секций длиной по 1,5-

2,5 м (аналогично рис. 16, в) с индивидуальным или общим приводом. В последнем случае длина конвейера обычно равна 50 м. Применяются эти конвейеры при торцовом или донном выпуске в комплексе с вибропитателями.

Пластинчатые конвейеры могут применяться в тех же условиях, что и скребковые, но производительность их несколько выше: 500-700 т/смену при работе из-под выпускных отверстий и 1000-1200 т/смену при доставке по аккумулярующим выработкам. Однако пластинчатые конвейеры очень металлоемки и дороги.

Оценивая в целом доставку руды стационарными установками непрерывного действия, следует отметить важное ее преимущество — высокую производительность, не зависящую от длины доставки. Эти установки легко поддаются автоматизации. Однако они отличаются высокой трудоемкостью монтажных и демонтажных работ. Поэтому использование их окупается только при значительных запасах руды, приходящихся на каждую стационарную установку.

ПОДДЕРЖАНИЕ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУД

Способы поддержания очистного пространства при очистной выемке можно разделить на следующие три класса: с естественным поддержанием очистного пространства; с обрушением вмещающих пород на отбитую руду, т. е. без поддержаний очистного пространства, и с искусственным поддержанием очистного пространства (рис. 19).

Естественное поддержание очистного пространства осуществляется за счет естественной устойчивости руды и окружающих пород, а также устойчивости еще не выработанных участков руды — целиков. Горное давление при этом регулируется за счет выбора размеров очистного пространства (пролетов камер), расположения, формы и размеров поддерживающих целиков. Требуется постоянно наблюдать за состоянием обнажений. Для осмотра и оборки кровли в высоких (до 15-20 м) очистных камерах применяют специальные самоходные каретки, имеющие стрелу с платформой, на которой находятся рабочие. Они удаляют заколы и в случае необходимости устанавливают штанговую крепь, предотвращающую возможные вывалы из кровли.

Устойчивость горизонтальных удлиненных обнажений (в протяженных выработках) зависит только от пролета обнажения A и не зависит от его длины l . В камерных выработках, если длина обнажения не превышает двойного пролета ($l \leq 2A$), имеет значение не пролет, а площадь обнажения.

Величину предельного пролета обнажения принимают по данным практики или устанавливают исследовательским путем на базе физического моделирования и сложных аналитических расчетов с обязательной проверкой в натуральных условиях.

Целики руды при естественном поддержании очистного пространства бывают постоянными (неизвлекаемыми) и временными (отрабатываемыми со значительным опозданием, во вторую стадию). По форме целики различают ленточные или панельные (в виде стен) и изолированные или опорные (в виде колонн), причем последние чаще бывают круглыми или квадратными, иногда прямоугольными, ромбическими или эллиптическими.

При большой глубине разработки (более 100-150 м) оставление изолированных или ленточных целиков одинаковых размеров сопровождается значительными потерями руды в них. Снизить потери можно, оставляя через 100-200 м панельные (барьерные) целики увеличенной ширины (20, а иногда до 30-40 м), а между ними — небольшие изолированные опорные целики. Они более податливы и поэтому воспринимают не весь вес налегающих пород (массив высотой H), а только его часть (массив высотой H_1 при крепких упругих рудах $0,6—0,8 H$, а при мягких пластичных $0,35—0,45 H$). Панельные (барьерные) целики воспринимают полный вес налегающих пород, включая и породы, расположенные над опорными целиками (рис. 20).

Расчет параметров естественного поддержания очистного пространства обычно заключается в определении таких размеров целиков, чтобы потери в них были минимальными при обеспечении допустимых пролетов обнажения кровли очистного пространства $A_{дон}$.

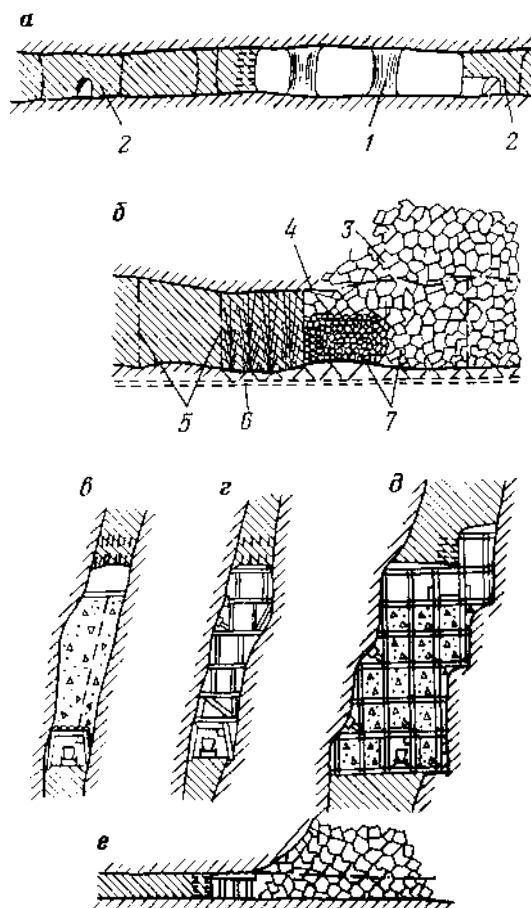


Рис. 19. Способы поддержания очистного пространства:

a - естественное поддержание целиками; *б* - обрушением руды и вмещающих пород (без поддержания); *в* - искусственное поддержание очистного пространства закладкой; *г* - усиленной распорной крепью; *д* - крепью (станковой) и закладкой; *е* - искусственное поддержание очистного пространства у забоя крепью с последующим обрушением пород; 1 - опорный изолированный целик; 2 - ленточные (панельные) целики; 3 - обрушенные породы; 4 - отбитая руда; 5 - границы очистных блоков; 6 - откаточная выработка, 7 - выпускные выработки

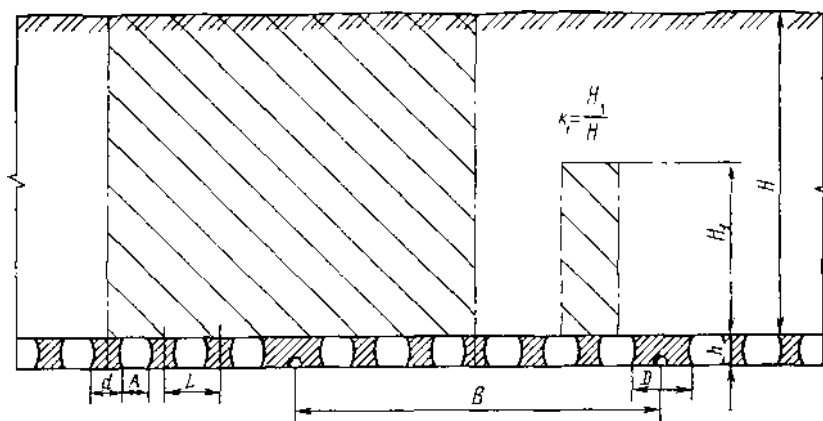


Рис. 20. Схема к расчету панельных и опорных целиков при разработке горизонтальных и пологих месторождений

Целики рассчитываются как стены или колонны по допустимым напряжениям на сжатие, возникающим под влиянием давления поддерживаемой толщи налегающих пород:

$$0,001 SH\gamma k_1 / (sk_2) \leq \sigma_{сж} k_\phi / n, \quad (6)$$

где S - площадь кровли, приходящаяся на один целик, m^2 ;

s - горизонтальная площадь поперечного сечения целика, m^2 ;

γ - удельный вес налегающих пород, kH/m^3 ;

k_1 - коэффициент, учитывающий, какая часть веса столба налегающих пород оказывает давление на данный целик (для панельных целиков $k_1 = 1$; для опорных целиков из крепких руд $k_1 = 0,6-0,8$, из мягких пластичных руд $k_1 = 0,35-0,45$);

k_2 - коэффициент уменьшения поперечного сечения целика из-за резкой концентрации напряжений и отслаивания руды в углах поперечного сечения или из-за проведения в целике горных выработок [для сплошных целиков прямоугольного и ромбического сечений $k_2 = 0,9$, а для целиков, нарушенных горными выработками, $k_2 = (s - s_B) / s = (d - d_e) / d$, где s_B , d_B - соответственно горизонтальное сечение и ширина (в плане) выработок, пройденных в целике];

$\sigma_{сж}$ - предел прочности руды, слагающей целик, на одноосное сжатие, МПа;

n - коэффициент запаса прочности, учитывающий неравномерность распределения нагрузки между разными целиками и неравномерность напряжений по сечению целика (для целиков, которые должны стоять неопределенно долгий срок, $n = 3-5$; для целиков, необходимость в которых определена только временем отработки данной панели, а в дальнейшем возможно их обрушение, $n = 2-3$);

k_ϕ - коэффициент формы целика, учитывающий соотношение его ширины (l) и высоты (h):

$$\begin{aligned} \text{при } d < h \quad k_\phi &= \sqrt{d/h} \\ \text{при } d > h \quad k_\phi &= d/h \end{aligned} \quad (7)$$

Расстояние между осями целиков

$$L = A + d, \quad (8)$$

где A - пролет обнажения кровли между целиками, м.

Необходимо, чтобы

$$A < A_{доп}, \quad (9)$$

где $A_{доп}$ - допустимый пролет обнажения кровли, м.

Минимальные потери руды в целиках будут при $A = A_{доп}$.

Чтобы не происходило самопроизвольного разрушения целиков при взрывной отбойке, необходимо соблюдать следующее условие:

$$d \geq 3 \text{ м.} \quad (10)$$

При комбайновой выемке это условие необязательно.

При оставлении панельных (барьерных) и опорных целиков должны быть соблюдены следующие требования:

1) ширина барьерных целиков D в любом случае не должна быть меньше 20 м, чтобы они могли воспринимать давление всего столба налегающих пород и в них можно было проводить подготовительные выработки:

$$D > 20 \text{ м;} \quad (11)$$

2) поскольку панельные целики ленточные и их надо рассчитывать на вес всей налегающей толщи горных пород, приходящейся на этот целик, то $k_1 = 1$ и всегда $D > h$, а значит коэффициент формы $k_\phi = D/h$. Из формулы (6) легко получить, что

3)

$$D = \sqrt{0,001 B n \gamma h / (\sigma_{сж} k_2)}; \quad (12)$$

4) при ширине панели при расчетных величинах d и D должно разместиться целое число опорных целиков m , т. е.

5)

$$(A + d)m + A = B - D, \quad (13)$$

где B - ширина панели (между осями штреков в панельном целике), м.

При многих сочетаниях значений $A=A_{дон}$; d ; B и D величина m в формуле (13) может и не быть целым числом. Поэтому вначале по формуле определяют m при условии $A=A_{дон}$. Если получится дробное число, то его округляют в большую до ближайшего целого числа сторону и, подставив его в формулу (13), рассчитывают величину обнажений кровли A (несколько меньшую $A_{дон}$). При этом в панели разместится целое число опорных целиков.

2. Обрушение вмещающих пород на отбитую руду используется тогда, когда естественным путем поддерживать очистное пространство невозможно или нецелесообразно (из-за больших потерь руды в целиках), а глубина разработки не превышает 700-1000 м. Оно имеет двойную цель: снизить опорное давление в соседних очистных блоках, где ведутся очистные или подготовительно-нарезные работы, а также вовремя избежать так называемых воздушных ударов, возникающих при неожиданном самопроизвольном обрушении в отработанное пустое пространство больших масс налегающих пород. Удар падающей массы пород может разрушить днище блока, а воздушный поток — нарушить крепление выработок, вывести из строя оборудование, привести к несчастным случаям.

Обрушение вмещающих пород на отбитую руду обеспечивают двумя путями: создавая обнажения, превышающие предельно допустимые и вызывающие самообрушение пород сразу вслед за отбойкой руды, или принудительно обрушая налегайте породы минными или скважинными зарядами ВВ по разреженной сетке.

3. Искусственное поддержание очистного пространства — наиболее трудоемкий и дорогостоящий технологический процесс поддержания.

Осуществляется искусственное поддержание с помощью закладки или крепления.

З а к л а д к а выработанного пространства заключается в заполнении его пустыми породами или другими материалами, способными воспринимать нагрузки от горного давления. Обычно закладка поддерживает только бока очистного пространства. Кровлю может поддерживать (подпирать) только твердеющая закладка, поскольку другие виды закладки со временем дают заметную усадку.

Различают закладку одновременную и последующую. Одновременная закладка производится участками (слоями) по мере ведения очистных работ в блоке, а последующая — после отработки открытых очистных камер с целью создания благоприятных условий для предстоящей разработки междукammerных целиков.

На рудниках применяются следующие виды закладки: самотечная, механическая, пневматическая, гидравлическая и твердеющая. Эти же виды закладки используются и на угольных шахтах. Особенности закладочных работ на рудниках является применение при гидрозакладке хвостов обогатительных фабрик, а также широкое распространение твердеющей закладки.

При самотечной закладке закладочный материал заполняет выработанное пространство под действием собственного веса. При этом используются вмещающие породы, получаемые попутно при проходке полевых подготовительных и вскрывающих выработок; породы, специально для этого добываемые на поверхности и спускаемые под землю; породы, выделенные из рудной массы при подземной предконцентрации (породоотборке). Самотечная закладка является самым дешевым видом закладки, но имеет и существенный недостаток: значительную (до 20-35 %) усадку закладочного материала.

М е х а н и ч е с к у ю з а к л а д к у, как правило, производят по мере отработки очистного блока горизонтальными или слабонаклонными слоями, начиная с нижнего. Используется тот же сухой закладочный материал из Умещающих пород, поступающий к слою самотеком по восстающим и распределяемый по выработанному пространству с помощью скреперных установок или самоходного оборудования. Коэффициент усадки механической закладки тоже сравнительно высок (до 15-25%), под кровлей остается незаполненное пространство высотой не менее 0,5-1 м.

На отдельных рудниках при механической закладке применяют конвейеры и метательные машины. Однако из-за очень жестких требований к крупности и абразивности закладочного материала, необходимости частых перестановок конвейера или его секций и небольшой дальности метания закладочных машин эти виды механической закладки широкого распространения не получили.

При пневматической закладке используется энергия сжатого воздуха для перемещения закладочного материала по трубам и забрасывания его в выработанное пространство.

Закладочным материалом служат дробленые неабразивные породы крупностью от 5-8 до 60-80 мм с примесью 10-15 % глины. На рудниках обычно применяют переносные пневмозакладочные машины эжекторного типа, которые перемещают закладочный материал по трубопроводу на сравнительно небольшое расстояние (до 50-70 м), а иногда только забрасывают его в выработанное пространство на 10-15 м (чуть дальше метательных машин). Камерные и барабанные закладочные машины на рудниках используются редко. Достоинством пневмозакладки является небольшая усадка (до 10-15 %). К недостаткам пневмозакладки относится весьма значительный износ трубопровода и деталей закладочных машин, сильное пылеобразование, жесткие требования к качеству закладочного материала и высокий расход сжатого воздуха (около 150 м³ на 1 м³ закладочного материала). Применяется пневматическая закладка на рудниках редко.

При гидравлической закладке смесь раздробленного материала с водой (пульпа) перемещается к выработанному пространству по трубам и растекается по нему (рис. 21). Вода через фильтрующие перемычки дренирует из закладочного массива и откачивается на поверхность. Максимальный размер кусков закладочной смеси составляет 50-70 мм. Объем мельчайших (глинистых) частиц крупностью менее 0,05 мм не должен превышать 10-15 %, так как иначе закладочный массив будет очень плохо отдавать воду. При приготовлении пульпы для гидрозакладки ранее применяли естественные пески с небольшой примесью глины, гранулированные доменные шлаки или, реже, дробленые скальные породы. В последнее время чаще всего используют хвосты обогатительных фабрик, обезвоженные и обесшламленные. Подготовленные для гидрозакладки хвосты обогащения имеют консистенцию Ж: Т от 0,4 : 1 до 0,6 : 1 и содержат около 10-20 % шламов.

Трубопроводы при гидрозакладке собирают из толстостенных (с толщиной стенки 8-10 мм) стальных труб, имеющих быстроразъемные соединения. Закругления футеруют вкладышами из хромоникелевой или марганцевой стали, а иногда из литого базальта, плотной резины и других износостойчивых материалов. Диаметр трубопроводов равен 100-150 мм.

Закладочный массив намывают по площади слоя с помощью резинового шланга, соединенного с трубопроводом. Пульпа растекается в выработанном пространстве под углом от 5 до 15° к горизонту. В примыкающих к выработанному пространству горных выработках устанавливаются перемычки (фильтрующие или глухие). Для улучшения дренажа в закладываемом пространстве нередко устанавливают также дренажные фильтры — обтянутые мешковиной перфорированные трубы (деревянные или металлические).

Гидравлическая закладка отличается высокой производительностью труда, хорошим заполнением всех пустот и сравнительно небольшой усадкой закладочного массива (8-12 %).

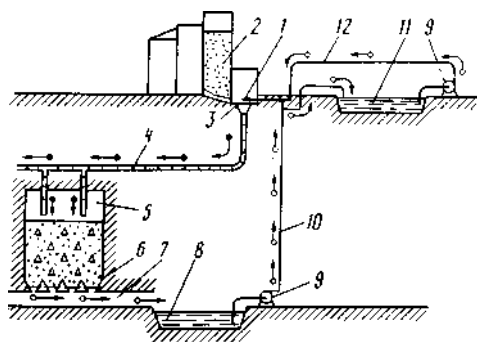


Рис. 21. Схема гидрозакладочного комплекса с использованием гравия и щебня:

1 - гидромонитор; 2 - бункер; 3 - смесительный лоток; 4 - закладочный трубопровод; 5 - выработанное пространство; 6 - фильтрующие перемычки; 7 - выработки с водосточными канавками; 8 - водосборник; 9 - насосы; 10 - водопровод; 11 - водоотстойник; 12 - трубопровод для подачи осветленной воды

Твердеющая закладка представляет собой смесь вяжущих веществ, инертных наполнителей и воды. Эта смесь, затвердевая, образует монолитный массив. Инертными наполнителями являются песок, гравий, щебень, обесшламленные хвосты обогатительных фабрик, гранулированные шлаки (рис. 22).

В качестве вяжущих используют цемент, молотые доменные шлаки, золу и шлаки котельных и

тепловых электростанций, а иногда ангидрид, гипс и пирротин. Расход вяжущего составляет 250-400 кг/м³. Цемент, обладая лучшими вяжущими свойствами, дорог и сравнительно дефицитен. Поэтому необходимо всегда использовать более дешевые вяжущие из местных материалов, добавляя к ним цемент лишь в качестве активатора твердения. Так, на Гайском руднике для твердеющей закладки использовали смесь из молотого доменного шлака (360 кг/м³), цемента (40 кг/м³) и песка с примесью 30% глины (1200 кг/м³).

Прочность затвердевшего закладочного массива относительно небольшая (2,5-7 МПа), но устойчивость его обычно высока. Горизонтальный пролет обнажения закладочного массива без крепления обычно составляет 3-6 м, а при использовании крепи можно вести очистную выемку слоями сверху вниз под прикрытием искусственной кровли из затвердевшей закладки. Вертикальные устойчивые обнажения закладки доходят до 50X50 м² и более.

Существует несколько различных схем приготовления и транспортирования закладочных смесей.

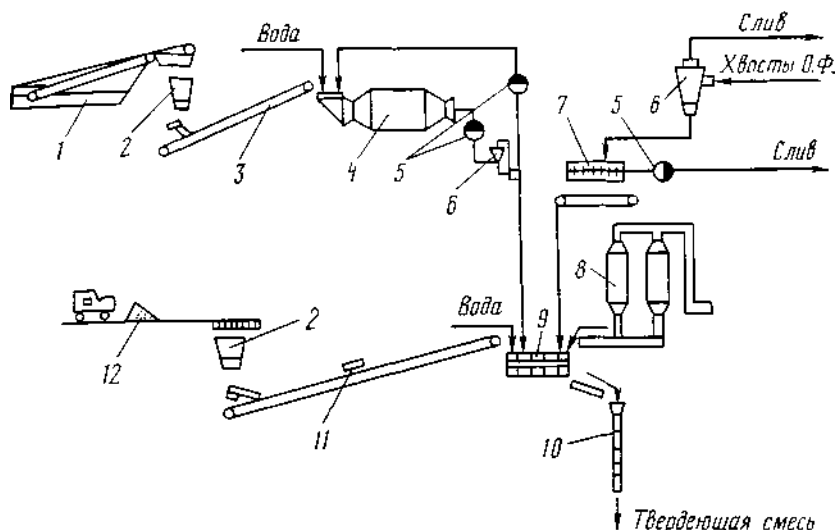


Рис. 22. Технологическая схема закладочного комплекса для приготовления литой твердеющей смеси:

1 - траншейный склад для гранулированного доменного шлака; 2 - загрузочные бункера; 3 - конвейер; 4 - шаровая мельница; 5 - насосы; 6 - гидроциклоны; 7 - вакуум-фильтр; 8 - склад цемента; 9 - смеситель; 10 - закладочный трубопровод; 11 - весы; 12 - склад заполнителя

При значительных объемах закладочных работ обычно устраивают центральный закладочный комплекс на поверхности с трубопроводным транспортом литой гидросмеси до мест укладки в очистные блоки. Смеси при этом готовятся достаточно пластичными, с водоцементным отношением, близким к единице. Самотеком гидросмесь может перемещаться на расстояние по горизонтали, в 3-4 раза превышающее вертикальный столб смеси в трубопроводе. При больших расстояниях транспортирования через 50-60 м по длине в трубопровод врезаются форсунки сжатого воздуха, обеспечивающие пульсирующий пневмотранспорт гидросмеси. Диаметр труб 150-200 мм, толщина стенок 8-12 мм. Время пребывания смеси в трубопроводе не должно превышать 1 ч. Если объемы закладочных работ на руднике меньше 30-50 тыс. м³/год, то применяют и подземные закладочные комплексы, обычно участковые.

Используется и отдельный способ твердеющей закладки, когда вяжущий раствор и заполнитель (дробленую породу) подают к месту закладочных работ отдельно и смешивают их в процессе подачи в выработанное пространство.

Кроме литой и отдельной существуют еще инъекционная технологическая схема твердеющей закладки, когда вяжущим раствором на основе цемента, воды, глины, хвостов обогащения или других материалов пропитывают раздробленную породу, заполняющую выработанное пространство в результате самообрушения или сухой самотечной закладки. Раствор обычно подают под давлением 1-1,5 МПа снизу-вверх, т. е. методом восходящего потока. Радиус распространения инъекционного раствора в сыпучей закладке достигает 10 м, а иногда и более. Делаются попытки подавать раствор самотеком (сверху вниз) при крупнокусковой самотечной

неуплотнившейся закладке.

Твердеющая закладка широко распространена на подземных рудниках. Применение ее позволяет: вести разработку месторождения комбинированно - одновременно открытым и подземным способами (рудники Гайского горно-обогатительного и участок Зыряновского свинцового комбинатов); отрабатывать руды, склонные к самовозгоранию (полиметаллический рудник Текели); сохранить поверхность от деформаций под водоемами и городами (Тасеевский рудник); отрабатывать ранее оставленные целики ценных руд, в том числе даже запасы руды в охранных целиках стволов шахт (Згидский полиметаллический рудник и ряд глубоких рудников, разрабатывающих жильные месторождения); осуществлять опережающую выемку очень ценных руд практически без всякого нарушения окружающих более бедных руд, что позволит в будущем достаточно эффективно отработать и эти бедные руды (рудники Норильского горно-металлургического комбината).

Крепление как способ поддержания очистного пространства применяется в чистом виде и в комбинации с закладкой или последующим обрушением.

Для поддержания очистного пространства на подземных рудниках используются крепи различных видов. Их можно разделить на две большие группы: I - крепи, размещаемые в (или на) массиве поддерживаемых пород или закладки (к ним относится штанговая крепь, набрызгбетон и смолоинъекционное упрочнение пород), и II - крепи, размещаемые в выработанном пространстве и поддерживающие породный массив (распорная или стоечная крепь, рамная крепь, щитовые механизированные комплексы в горизонтальных месторождениях, самоопускающиеся перекрытия или маты в крутых залежах, пневмобаллонная крепь и т. п.).

Штанговая или анкерная крепь (металлическая или чаще железобетонная) широко применяется на многих рудниках в основном для повышения устойчивости боковых стенок и кровли очистного пространства. Нередко штанговую крепь комбинируют с металлической сеткой. В мягких рудах и породах (например, на калийных рудниках) используют винтовые металлические штанги, закручиваемые в шпурь несколько меньшего диаметра.

Сетка установки штанг от 1X1 до 1,5x1,5 м. При необходимости используют самоходные пневмоколесные установки, имеющие подъемную платформу, с которой бурят шпурь и устанавливают штанги. Штанговая крепь не загромождает выработку и, значит, упрощает условия механизации работ по отбойке и доставке руды.

Тросовые штанги устанавливают в скважинах глубиной от 10 до 50 м, диаметром 50-65 мм. Расстояние между торцами скважин веера доходит до 5-7 м. Несущая способность тросовой штанги при диаметре троса 32 мм около 500 кН. Вместо цементного раствора в тросовых штангах может быть использован раствор на основе полимерных смол, инъекция которого обеспечит упрочнение массива пород вокруг скважины. В результате получаются как бы трососмоляные штанги.

Смолоинъекционное упрочнение пород заключается в нагнетании под большим давлением в массив крепких трещиноватых пород через шпурь или скважины жидких полимерных составов (смолы и отвердители), которые, проникая в трещины толщиной до 0,01 мм и пустоты, затвердевают и склеивают их стенки. На рудниках используют составы на основе карбамидных или полиуретановых смол.

Обычно используется смешанная схема нагнетания, когда компоненты смешиваются прямо в шпуре с помощью специального иньектора-смесителя, вводимого в шпур на глубину 0,6-0,8 м и после включения установки автоматически раскрепляющегося в шпуре. Рабочее давление при нагнетании в крепкие трещиноватые породы составляет 10-20 МПа, а при слабой связи по трещинам - 3-6 МПа, чтобы не было гидроразрыва склеенных ранее трещин или образования новых. Обычно глубина шпуров 1,5-2 м по сетке 1,5x1,5 м или 2X2 м при радиусе распространения раствора, равном 2-2,5 м.

Смолоинъекционное упрочнение бывает последующим и опережающим. Последующее упрочнение - это повышение устойчивости кровли и стенок очистного пространства и подготовительно-нарезных выработок в зоне влияния очистных работ. Оно применяется для упрочнения днища очистных блоков вокруг выпускных и доставочных выработок. Опережающее упрочнение заключается в предварительном (еще до проходки горных выработок) повышении устойчивости сильнотрещиноватых массивов горных пород, в местах геологических нарушений и т. п., где в ином случае потребовалось бы сложное крепление или специальные способы проходки.

В результате смолоинъекционного упрочнения массив горных пород приобретает свойства монолитной породной конструкции.

Распорная крепь, как правило деревянная, используется в маломощных залежах. При крутом падении распорки устанавливают не перпендикулярно висячему боку, а с наклоном 5-10° по восстанию, чтобы предотвратить их выпадение при возможном смещении вниз висячего бока. Расстояние между рядами распорок 1,8-2 м, а между распорками в ряду 0,7-1,2 м. Простая распорная крепь может выдержать лишь очень небольшие нагрузки и служит, главным образом, для устройства на ней настила для бурильщиков. Поэтому при неустойчивых породах применяют усиленную распорную крепь, подпирая распорки стойками, укосинами и другими усиливающими элементами.

В пологих залежах распорки становятся стойками, которые поддерживают кровлю. Стойки деревянные или металлические. Последние бывают жесткими или податливыми. Иногда деревянные стойки устанавливают кустами (по 3-10 шт.) или используют костры (срубы из бревен).

Рамная крепь обычно состоит из деревянных стоек и перекладов (верхняков). На бокситовых рудниках в Венгрии применяют рамную крепь из алюминиевых элементов. В крутых залежах крепежные рамы ставятся одна на другую и внизу засыпаются закладкой.

Существенными недостатками деревянных крепей являются: пожароопасность; одноразовое использование, а отсюда дефицитность и дороговизна; усложнение рудничного хозяйства заготовкой и транспортированием элементов крепи; трудоемкость установки; сложности с механизацией возведения крепи; гниение, а отсюда разогрев и загрязнение воздуха. Этим было обусловлено все расширяющееся применение других крепежных материалов (металла, набрызгбетона, полимерных смол) и соответственно других конструкций крепей.

Щитовые механизированные комплексы, широко распространенные на угольных шахтах, применяются и на подземных рудниках при выемке маломощных пологих залежей с креплением и последующим обрушением кровли. Щиты продвигаются вслед за выемкой руды и поддерживают кровлю над рабочим пространством у забоя лавы, а позади них кровля обрушается.

В крутых залежах при неустойчивой руде и породе используются самоопускающиеся перекрытия (маты), при которых руду под перекрытием вынимают горизонтальными слоями, а после выемки под давлением обрушенных пород перекрытие опускается и служит как бы искусственной кровлей. Перекрытие делают из дерева, металлической сетки и полос, тросов и изредка металлических балок.

Пневмобаллонная крепь, как и на угле, используется при отработке маломощных и крутых залежей и служит распорнооградительным устройством вместо деревянных костров. Мягкие оболочки состоят из двух-трех баллонов, которые, будучи заполнены, плотно расклиниваются между висячим и лежащим боком. На этой основе созданы механизированные передвижные комплексы (например, ПКЖ-1) с фронтальным поочередным передвижением секций и буровой установкой, перемещающейся вдоль забоя по направляющим.

ОРГАНИЗАЦИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Технологические процессы очистной выемки выполняются одновременно (параллельно) или в какой-то заданной, чередующейся последовательности, т. е. циклично. В зависимости от этого технология горных работ бывает непрерывной или циклической.

Цикличность при очистной выемке характерна, например, для технологии со шпуровой отбойкой. В этом случае под производственным циклом понимается совокупность процессов по выемке определенного объема руды в пределах одного взрывания, т. е. от одного взрыва до другого.

При такой технологии наилучшие результаты дает организация работ по графику цикличности (циклограммам). В этом случае все операции рассчитаны по времени и взаимосвязаны расписанием, цикл имеет определенную продолжительность (в рассматриваемом случае обычно от 1 до 3 смен), простои рабочих и забоя стремятся свести к минимуму и равномерно распределить трудозатраты.

Жесткая взаимозависимость процессов во времени осложняет организацию работ и вызывает из-за неполадок в одном процессе немедленные простои на смежных процессах, накладывают те или иные технологические ограничения. Кроме того, взаимосвязь процессов может потребовать

соблюдение некоторых дополнительных требований. Например, из условий отведенного для бурения времени может ограничиваться глубина шпуров или обуриваемая за цикл площадь забоя.

При шпуровой отбойке на большой площади забоя или при обурировании его скважинами из специальной выработки процессы в основном выполняются параллельно и независимо один от другого. В этом случае неполадки нередко удается устранить в пределах данного производственного процесса и интенсификация каждого процесса, главным образом, ограничивается лишь его собственными возможностями.

Непрерывная технология, основанная на параллельном выполнении процессов, заслуживает предпочтения, если она применима в данных условиях.

С точки зрения организации труда, различают индивидуальную сдельную оплату труда, которую применяют редко, и бригадный метод организации труда, получивший почти повсеместное распространение.

При индивидуальной сдельной оплате труда каждый рабочий получает отдельное задание и выполненная работа оплачивается сдельно. Индивидуальную сдельную оплату целесообразно применять, главным образом, в тех случаях, когда имеется большой фронт работ по одной специальности и когда при этом качество работы можно систематически контролировать (например, при бурении шпуров переносными перфораторами на большой площади забоя).

При бригадном методе организации труда задание дается на бригаду в целом, оплата производится по общебригадной выработке и распределяется между членами бригады с учетом тарифного разряда и коэффициента трудового участия в работе. Бригадный метод распространен широко. Так, на рудниках цветной металлургии в бригады (от 2-3 до 35-40 чел.) объединено более 60 % рабочих.

Бригады рабочих бывают специализированные, т. е. выполняющие какой-либо один вид работ (например, бурение), и комплексные, выполняющие работы по нескольким профессиям.

Специализированные бригады чаще применяются при непрерывном выполнении производственных процессов, например, при бурении взрывных скважин, при выпуске и последующей доставке руды и т. п., а также на работах, требующих высокой квалификации. Специализированные бригады успешно используются при обслуживании самоходного оборудования, требующего высокой квалификации рабочих и тщательного ухода. На целом ряде рудников сформированы специализированные бригады для бурения шпуров, зарядания, штангового крепления кровли, закладки и т. п.

Имеются рудники, на которых применяется мощное высокопроизводительное самоходное оборудование, а фронт работ в каждом отдельном забое недостаточен для полносменной загрузки машины, и машинам приходится перемещаться из забоя в забой различных участков. Как показал опыт, здесь целесообразно организовывать специализированные участки самоходных машин, разделенные на крупных рудниках по видам работ: буровые, погрузочно-доставочные, вспомогательные. Каждую машину обслуживает сквозной экипаж. Специализированные участки выполняют заказы добычного участка. На добычном же участке имеются горнорабочие очистного блока, выполняющие нарезные работы, производящие оборку кровли с помощью специализированных самоходных машин, зачистку и разравнивание дорог, наращивание рудоспусков и другие работы, необходимые для использования заказанных самоходных машин на бурении, погрузке и доставке руды.

Комплексной бригадой рабочих выполняются работы, результаты которых взаимосвязаны. Комплексные бригады рабочих бывают как с разделением, так и без разделения труда.

Бригады без разделения труда наиболее приемлемы для циклической технологии в тех случаях, когда в связи с недостаточным фронтом работ рабочий не может иметь полносменной нагрузки по какой-либо одной специальности. В таких бригадах рабочие овладевают каждым несколькими профессиями, что требует организации широкой сети производственного обучения.

Комплексные бригады рабочих с полным разделением труда применяются для выполнения двух или нескольких различных видов работ. Такие бригады создаются, когда по каждому из видов работ возможна полносменная загрузка рабочих, что типично для параллельного выполнения процессов значительной продолжительности. Например, при использовании для бурения и доставки в очистном забое большой площади самоходного оборудования, когда одни рабочие

обслуживают бурильные машины, другие грузят и доставляют руду в рудоспуски, а третьи загружают вагоны из этих рудоспусков. Закладочные работы при закладке сухим способом обычно выполняются комплексной бригадой параллельно с бурением и доставкой руды при частичном разделении труда. Последующую гидравлическую или твердеющую закладку ведет специализированная бригада.

Бригады бывают сменные, т. е. объединяющие рабочих только данной смены, и суточные (сквозные), объединяющие рабочих, занятых на данных работах в течение суток. Более распространены суточные бригады. В них помимо бригадира имеются звеньевые, возглавляющие работу в те смены, когда не выходит бригадир.

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОПРОВЕРКИ

1. Какие достоинства и недостатки присущи взрывным способам отбойки?
2. Какие способы бурения шпуров и в каких условиях применяют на подземных рудниках?
3. Перечислите достоинства и недостатки шпуровой отбойки.
4. В чем суть и каковы области применения штангового бурения скважины, бурения скважин погружными пневмоударниками, шарошечного и вращательного бурения?
5. Перечислите достоинства и недостатки веерного расположения скважин в слое по сравнению с параллельным.
6. Как корректировать расчетную сетку расположения скважин при вписывании ее в проектные контуры отбойки (мощность рудного тела)?
7. Перечислите основные требования к технологии скважинной отбойки руд в зажиме, а также ее достоинства и недостатки.
8. Какие требования предъявляются к параметрам рудоспусков при перепуске руды?
9. Перечислите достоинства, недостатки и области применения выпускных воронок и выпускных траншей, донного и торцового выпуска.
10. Перечислите основные достоинства и недостатки, а также укажите область применения скреперной доставки.
11. Чем конструктивно самоходная челноковая вагонетка отличается от автосамосвала?
12. Каковы достоинства и недостатки схем с торцовой и боковой загрузкой вибропитателя?
13. Укажите области применения различных способов поддержания очистного пространства.
14. Из чего состоит твердеющая закладка? Какие технологические схемы ее вы знаете?
15. Приведите примеры непрерывной и цикличной технологии очистной выемки.
16. Чем отличаются специализированные бригады от комплексных бригад без разделения и с полным разделением труда?