

С. С. БОРИСОВ

# Горное дело

*Допущено Министерством угольной промышленности СССР в качестве  
учебника для горнорудных специальностей горных техникумов*

МОСКВА "НЕДРА"  
1988

ББК 33.1  
Б82  
УДК 622(75)

**Рецензенты:** *Ю. М. Горбман*, проф., д-р техн. наук *М. Н. Цыгалов*

**Борисов С. С.**

Б82 Горное дело: Учебник для техникумов.—М.: Недра, 1988. 320 с: ил.  
ISBN 5—247—00048—X

Приведены сведения о геологии рудных месторождений и способах их разработки. Рассмотрены основные и вспомогательные процессы добычи руды при подземном и открытом способах разработки (буровзрывные работы, проведение, крепление горных выработок, очистные работы, шахтный и карьерный транспорт и др.), средства их механизации. Освещены способы подготовки и системы разработки рудных месторождений. Изложены основы проветривания рудников, борьбы с подземными пожарами и горноспасательного дела. Даны перспективы развития горного дела.

Для учащихся горных техникумов, обучающихся горнорудным специальностям.

© Издательство «Недра», 1988

# СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ ПО ГЕОЛОГИИ.....	6
1.1. Краткие сведения о горных породах.....	6
Физико-механические свойства и классификация горных пород.....	7
Понятие о поисках и разведке.....	9
1.2. Классификация запасов полезных ископаемых.....	9
1.3. Характеристика некоторых руд и основные рудные месторождения.....	10
Руды марганца.....	12
Хромовые руды.....	12
Руды меди.....	12
Руды алюминия.....	12
Полиметаллические руды.....	12
Неметаллические руды и минералы.....	13
Фосфатное сырье.....	13
2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ.....	14
2.1. Характеристика подземного способа разработки.....	14
2.2. Характеристика открытого способа разработки и элементы карьера.....	17
2.3. Рудничный транспорт и подъем.....	18
Рельсовый транспорт.....	19
Конвейерный транспорт.....	24
Шахтный подъем.....	27
2.4. Карьерный транспорт.....	31
2.5. Карьерное погрузочное оборудование.....	36
3. Буровзрывные работы.....	45
3.1. Оборудование для бурения шпуров.....	45
3.2. Оборудование для бурения скважин в подземных условиях.....	50
3.3. Оборудование для бурения скважин на открытых горных работах.....	53
3.4. Общие сведения о взрыве и взрывчатых материалах.....	58
3.5. Характеристика некоторых взрывчатых веществ.....	59
3.6. Производство работ при различных способах взрывания.....	61
3.7. Методы взрывных работ и расчет зарядов.....	65
Шпуровой метод.....	65
Метод скважинных зарядов.....	67
Техническая характеристика зарядной машины СУЗН-5А.....	69
Метод камерных зарядов.....	70
4. ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	72
4.1. Понятие о горном давлении.....	72
4.2. Материалы горной крепи.....	73
4.3. Конструкции горной крепи.....	75
Крепь горизонтальных и наклонных выработок.....	75
Крепь вертикальных выработок.....	80
4.4. Проведение горизонтальных выработок.....	83
Форма и размеры поперечного сечения горизонтальных выработок.....	83
4.5. Проходка восстающих.....	92
4.6. Проходка и углубка вертикальных стволов шахт.....	96
Углубка ствола.....	105
Специальные способы проходки стволов.....	106
Проходка вертикальных стволов бурением.....	108
4.7. Рассечка околоствольного двора и проведение камер.....	109
5. РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ.....	111
5.1. Порядок выемки и размеры шахтных полей и этажей.....	111
5.2. Требования, предъявляемые к разработке месторождений.....	112
5.3. Вскрытие месторождений.....	114
5.4. Подготовка к очистной выемке.....	118
5.5. Очистная выемка.....	120
Вторичное дробление и ликвидация завесаний руды.....	129
Поддержание очистного пространства.....	129
Классификация систем разработки.....	131
5.6. Системы разработки с открытым очистным пространством.....	131
Потолкоуступные системы разработки.....	132
Камерно-столбовые системы разработки.....	133
Совместные разработки с подэтажной отбойкой (подэтажно-камерные).....	135
Этажно-камерные системы разработки.....	139
Системы со шпуровой отбойкой.....	142

5.8. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства .....	146
Системы разработки с креплением. ....	146
Системы разработки с закладкой. ....	147
Системы разработки с креплением и закладкой. ....	150
5.9. Системы разработки с обрушением вмещающих пород.....	150
Столбовые системы разработки. ....	152
5.10. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород .....	155
Система этажного принудительного обрушения. ....	160
5.11. Комбинированные системы разработки. Выбор системы разработки .....	165
6. ВЕНТИЛЯЦИЯ, ВОДООТЛИВ, ОСВЕЩЕНИЕ, ПОДЗЕМНЫЕ ПОЖАРЫ И ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО...	167
6.1. Рудничная атмосфера и количество воздуха, необходимое для проветривания рудника .....	167
6.2. Способы и схемы проветривания шахт.....	170
6.3. Сопротивление выработок и распределение по ним воздуха .....	173
6.4. Проветривание выработок при их проведении .....	175
6.5. Проветривание карьеров .....	177
6.6. Водоотлив из шахт и карьеров .....	178
6.7. Рудничное и карьерное освещение .....	182
6.8. Подземные пожары и способы их тушения .....	183
6.9. Основы горноспасательного дела .....	187
7. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ.....	191
7.1. Коэффициенты вскрыши и размеры элементов карьера.....	191
7.2. Вскрытие месторождений .....	192
7.3. Бестранспортные и транспортно-отвальные системы разработки .....	197
7.4. Транспортные и комбинированные системы разработки .....	201
7.5. Отвальные работы .....	205
7.6. Гидромеханизация при открытой разработке .....	208
7.7. Разработка россыпных месторождений .....	212
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	217
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	222

## ВВЕДЕНИЕ

Выполнение поставленных XXVII съездом КПСС задач по дальнейшему развитию народного хозяйства нашей страны требует вовлечения в производство минерального сырья во все возрастающих масштабах. Под минеральным сырьем понимаются полезные ископаемые, добываемые из недр. Различают следующие виды минерального сырья: *рудное* — горные породы или минеральные агрегаты, содержащие какие-либо металлы; *неметаллическое (нерудное)* — горные породы или минералы, используемые непосредственно в промышленности или служащие сырьем для того или иного производства, но не являющиеся источником получения металла; *горючее* — уголь, нефть, газ, торф, сланцы (горючие), используемые как энергетическое сырье.

Раздел техники, который охватывает комплекс процессов, необходимых для извлечения из недр полезных ископаемых и их предварительной обработки, называется *горным делом*, а извлечение полезных ископаемых из недр — их *добычей*.

Добыча твердых полезных ископаемых включает следующие стадии: вскрытие и подготовку месторождений, очистную выемку. Они предполагают выполнение ряда технологических процессов, необходимых для добычи полезного ископаемого: проведение и крепление горных выработок, очистные работы, транспортирование и подъем полезных ископаемых, проветривание горных выработок и водоотлив и т. д. Знание стадий и процессов и их взаимосвязки является необходимым условием эффективной разработки месторождений полезных ископаемых.

В настоящем учебнике излагаются вопросы горного дела применительно к подземной и открытой разработке рудных месторождений. В него включены также сведения по геологии и минералогии, поискам и разведке месторождений полезных ископаемых, так как они тесно связаны с горным делом.

При отборе материала и выборе методики изложения автор наряду с требованиями программы курса «Горное дело» для указанной специальности руководствовался многолетним опытом его преподавания в Нижнетагильском ордена Трудового Красного Знамени горно-металлургическом техникуме им. Е. А. и М. Е. Черепановых.

Расположение учебного материала подчинено дидактическим требованиям. Из этих соображений краткая история горного дела и основные направления развития открытых и подземных горных работ изложены в заключении.

Автор выражает благодарность горным инженерам М. П. Клокову и П. Г. Храмову за предоставленные материалы, использованные при подготовке рукописи настоящего учебника.

# 1. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ ПО ГЕОЛОГИИ

## 1.1. Краткие сведения о горных породах.

Земля состоит из нескольких геосфер: атмосферы, гидросферы, земной коры, мантии и др. **Земной корой** (литосферой) называется верхняя твердая оболочка Земли. В земной коре выделяют три слоя: осадочный, гранитный и базальтовый. Средняя мощность земной коры на материках 35 км (максимальная, под горами, до 70—75 км), под океанами от 5 до 10 км. Химический состав литосферы: кислород — 46,6 %; кремний — 27,7 %; алюминий — 8,1 %; железо—5 %; кальций — 3,6 %; натрий — 2,8 %; калий—2,6%; магний — 2,1 %. Содержание большинства других элементов значительно меньше, например, углерода — 0,032 %; меди — 0,007 %; свинца — 0,0016 %.

Некоторые элементы встречаются в самородном виде (золото, платина, медь, сера). Большинство же элементов находится в виде химических соединений, называемых **минералами** (например, кварц, кальцит, магнетит и др.). **Горными породами** называют агрегаты минералов более или менее постоянного состава. Горные породы состоят из одного или из нескольких минералов. Так, мрамор включает только кристаллические зерна кальцита. Примером многоминеральных пород может служить гранит, состоящий из кварца, полевых шпатов и слюды.

Горные породы и минералы, добываемые из земных недр с целью использования их в народном хозяйстве, называются **полезными ископаемыми**. Полезные ископаемые встречаются в природе в газообразном (горючие газы), жидком (нефть) и твердом (уголь, железная руда и др.) состояниях. Одни полезные ископаемые (уголь, горючие сланцы и сера) используются в народном хозяйстве непосредственно после извлечения их из недр, другие (медная руда, железная руда и пр.) требуют предварительной переработки для извлечения из них полезного компонента — меди, железа или другого металла.

В зависимости от использования выделяют руды черных, цветных и редких металлов, горючие полезные ископаемые (уголь, нефть, горючие сланцы, торф), химическое сырье (сера, соли, апатит и др.), естественные строительные материалы (гранит, мрамор, известняк и др.).

Минеральное вещество, из которого технически возможно и экономически целесообразно извлекать полезные компоненты (металлы или минералы), называют **рудой**, горные породы, не содержащие полезных минералов или содержащие их в недостаточном количестве, — **пустыми породами**. Понятия «руда» и «пустая порода» относительны и зависят от уровня развития промышленности и местных условий. Так, добываемые в настоящее время железные руды с содержанием железа 16—17% считались ранее пустыми породами; известняк, окружающий залежь железной руды, считается пустой породой, а известняк, добываемый в специальных карьерах для доменного или цементного производства, — полезным ископаемым.

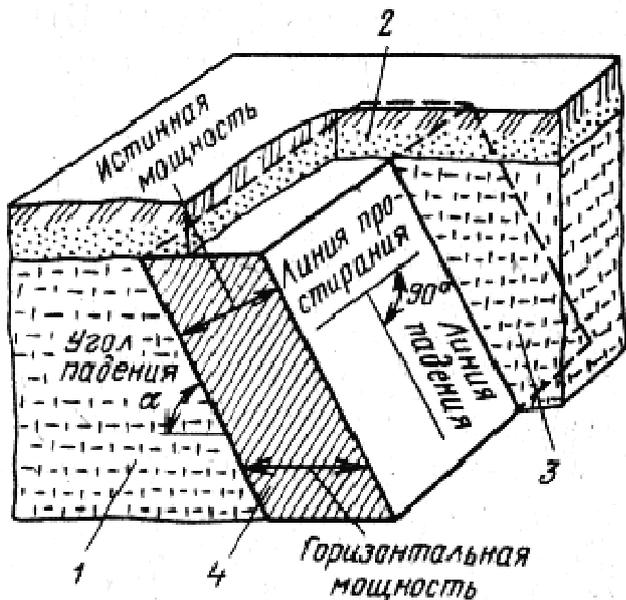


Рис. 1.1. Элементы залегания рудного тела: 1,3 – вмещающие породы соответственно лежачего и висячего боков; 2 – покрывающие породы; 4 – руда

По числу содержащихся металлов руды бывают простыми (содержат один

металл) и п о л и м е т а л л и ч е с к и м и (содержат несколько металлов).

Стоимость полезных компонентов, содержащихся в 1 т руды определяет ее ценность. Чем выше содержание металла в руде, т.е. чем богаче руда, тем выше ее ценность.

Естественное скопление руды в земной коре называется *рудным месторождением*. Месторождение считается п р о м ы ш л е н н ы м , если запасы его достаточны для разработки. Рудные месторождения отличаются многообразием форм залегания и могут быть представлены одним или несколькими рудными телами. Наиболее правильную форму имеет *пласт* — рудное тело с приблизительно параллельными боковыми поверхностями. Породы, окружающие пласт, называются *вмещающими*. Размеры и положение пласта определяются элементами залегания: простиранием, падением и мощностью.

*Простирание* определяется л и н и е й п р о с т и р а н и я , представляющей пересечение пласта с горизонтальной плоскостью (рис. 1.1). Угол, образованный линией простирания и магнитным (или истинным) меридианом, называется у г л о м п р о с т и р а н и я . Угол простирания месторождения показывает его положение относительно стран света. Линия, лежащая в плоскости пласта перпендикулярно к линии простирания, называется л и н и е й п а д е н и я , а угол, образованный ею с горизонтальной плоскостью, — у г л о м п а д е н и я .

По углу падения месторождения делят на горизонтальные, пологие (от 0 до 20—25°), наклонные (от 20—25 до 45°) и крутые (более 45°). Длина месторождений по простиранию и падению изменяется от десятков метров до нескольких километров.

*Мощность пласта*, измеренная как кратчайшее расстояние между боковыми его поверхностями (по перпендикуляру), называется и с т и н н о й или н о р м а л ь н о й . Мощность, измеренная в горизонтальной плоскости, называется г о р и з о н т а л ь н о й . В горизонтальных пластах часто указывают мощность, измеренную в вертикальной плоскости.

Рудные тела, сходные по форме с пластом, называют *пласто-образными*. Деление рудных тел по мощности довольно условно. В данном учебнике принято относить рудные тела мощностью до 2 м к тонким и весьма тонким, от 2 до 8—12 м — к средней мощности и более 8—12 м — к мощным и весьма мощным.

*Жила* представляет собой трещину в земной коре, заполненную минеральным веществом. Иногда жилы имеют выдержанные элементы залегания, но чаще их мощность и угол падения меняются с глубиной и простиранием. Совокупность нескольких жил называют с в и т о й жил, а наиболее мощную из них — главной жилой.

*Шток* — рудное тело неправильной формы; штокообразные тела очень больших размеров называют б а т о л и т а м и .

*Линзы* — залежи с уменьшающейся к периферии мощностью. Длина линз по простиранию измеряется десятками, а иногда сотнями метров.

*Гнездообразное месторождение* представляет собой скопление мелких рудных включений неправильной формы.

Горообразовательные процессы нарушают первоначальное залегание месторождений, вызывая изменение угла падения, образование складок, разрывы рудных тел с последующим перемещением частей относительно друг друга (сдвиги и сбросы).

## **Физико-механические свойства и классификация горных пород.**

При ведении горных работ, особенно подземным способом, большое значение имеет *устойчивость* горных пород, зависящая от сил сцепления между частицами породы. Под устойчивостью понимают способность горных пород сохранять равновесие, т. е. не обрушаться после обнажения их на той или иной площади. Устойчивость пород снижается при образовании в них трещин в результате высокого горного давления или взрывных работ.

По степени устойчивости горные породы подразделяют на пять групп:

о ч е н ь н е у с т о й ч и в ы е , не допускающие обнажений кровли и боков выработок и требующие при их проведении применения опережающей крепи (сыпучие породы и пывуны);

н е у с т о й ч и в ы е , допускающие обнажения на небольшой площади, но требующие поддержания вслед за выемкой (глины, суглинки, уголь);

с р е д н е й у с т о й ч и в о с т и , допускающие обнажения на значительной (до

нескольких десятков квадратных метров) площади, но на относительно короткий срок (некрепкие сланцы, песчаники);

у с т о й ч и в ы е , допускающие обнажения без обрушения на площади нескольких сот квадратных метров в течение нескольких месяцев. Выработки небольших размеров могут стоять без крепления в течение ряда лет;

о ч е н ь у с т о й ч и в ы е , допускающие обнажения на большой площади как сверху, так и с боков и не обрушающиеся в течение десятков лет.

К устойчивым и очень устойчивым относятся породы, имеющие большую силу сцепления между частицами (кварциты, базальты, граниты).

Свойства пород оцениваются различными физико-техническими характеристиками, которых к настоящему времени насчитывается более ста. Основные из них рассмотрены ниже.

**Плотность** в массиве — отношение массы руды в естественном залегании к занимаемому объему. Плотность в массиве снижается за счет естественной пористости пород, которая в зависимости от минерального состава изменяется от 0 до 50 %. Она колеблется от 1,3—2 т/м<sup>3</sup> (глины) до 4—5 т/м<sup>3</sup> (руды металлов).

**Прочность** пород характеризуется пределом прочности, т.е. максимальным напряжением, которое выдерживает образец до разрушения. Предел прочности (МПа) при сжатии составляет в среднем для известняка 100, базальтов 135, мрамора 170, кварцитов 190, гранитов 200.

На эффективность горных процессов (бурение, взрывание) оказывают влияние такие свойства горных пород, как **твердость** (сопротивляемость породы внедрению в нее твердого инструмента), **вязкость** (сопротивление породы силам, стремящимся разъединить ее частицы), **упругость** (свойство породы восстанавливать форму и объем после прекращения действия сил) и др. Чем больше твердость, тем выше **абразивность** — способность породы изнашивать соприкасающиеся с ней детали горных машин в процессе их работы.

При отделении породы от массива происходит ее дробление на куски, она увеличивается в объеме (разрыхляется). Разрыхляемость пород характеризуется **коэффициентом разрыхления** — отношением объема породы в разрушенном состоянии к ее объему в массиве. Коэффициент разрыхления изменяется от 1,1—1,2 (пески, супеси) до 1,8—2,5 (монолитные скальные породы — граниты, сиениты, базальты).

Разрушенная (раздробленная) порода состоит из кусков разных размеров: от пылевидных частиц до глыб с поперечными размерами в несколько метров. **Кусковатость** породы характеризуется содержанием в ней кусков определенных размеров.

На выбор и условия ведения горных работ оказывают влияние и такие свойства горных пород, как **влажеомкость** (способность поглощать и удерживать воду), **слеживаемость** (способность разрушенных пород к уплотнению), **возгораемость** (способность некоторых руд с высоким содержанием серы самовозгораться).

Проф. М. М. Протодяконов предложил использовать для характеристики сопротивляемости горных пород различным механическим воздействиям (сжатию, удару, истиранию и т. д.) обобщающий показатель — **коэффициент крепости**, который приближенно характеризует относительную сопротивляемость породы разрушению при добычании. На его основе им разработана классификация горных пород, в которой все породы разделены на десять категорий с коэффициентами крепости от 20 (в высшей степени крепкие породы) до 0,3 (пльвуны). Для пород, способных выдерживать испытание на сжатие, коэффициент крепости равен отвлеченному числу, в десять раз меньшему предела прочности на сжатие. В классификацию проф. М. М. Протодяконова не вошли горные породы, имеющие предел прочности на сжатие более 200 МПа.

В связи с тем что не все породы удовлетворяют принципу, положенному в основу этой классификации, она пригодна только для предварительных расчетов. Для нормирования производственных операций пользуются классификациями горных пород по отдельным признакам, например по буримости или взрываемости. На отдельных предприятиях или в ведомствах нередко пользуются классификациями, учитывающими особенности горных пород определенного района. Для сравнения отдельных классификаций имеются специальные таблицы.

## Понятие о поисках и разведке.

Поисками называют работы по выявлению и перспективной оценке месторождений полезных ископаемых. Для решения вопроса о промышленном значении месторождения необходимо детальное исследование качества руды, ее запасов, характера залегания рудных тел, т. е. *разведка* месторождений. В совокупности поиски и разведка представляют собой *геологоразведочные работы*.

Намечая район поисков, принимают во внимание геологическое строение местности, наличие в том или ином месте сопутствующих полезным ископаемым горных пород и минералов. Поиски сопровождаются нанесением на карту выходов на поверхность различных пород, сбором минералов, которые могут указать на присутствие полезных ископаемых.

Маршрут поисков часто выбирают по долинам рек, там, где имеются обнажения пород. Широко используют геофизические методы поисков: магнитометрию, гравиметрию и электрометрию.

**Магнитометрия** основана на измерении отклонений магнитной стрелки прибора (магнитометра) от направления магнитного меридиана в данной местности. Обычно направление магнитной стрелки совпадает с направлением магнитного меридиана, но в районах залежей руд, обладающих большими, чем окружающие их породы, магнитными свойствами, стрелка отклоняется от магнитного меридиана.

**Гравиметрия** основана на измерении силы тяжести у поверхности гравитационным вариометром. Неравномерное распределение силы тяжести свидетельствуют о неравномерной плотности горных пород в данном районе. Этот метод используют для отыскания руд, сложенных тяжелыми или очень легкими минералами.

**Электрометрия** (электроразведка) основана на различной электропроводности горных пород. Ее применяют при поисках медного колчедана, свинцового блеска, магнитного железняка и некоторых других полезных ископаемых, обладающих в сотни и тысячи раз лучшей электропроводимостью, чем безрудные (пустые) породы.

Кроме того, имеются еще и другие геофизические методы, основанные на измерении различных величин: скорости прохождения в породах упругих волн (сейсмометрия), радиоактивных излучений (радиометрия) и т. д. Исследование строения земной коры и поиски крупных месторождений могут вестись также из космоса с помощью приборов, установленных на спутниках и космических кораблях.

Наиболее распространенным способом разведки является **бурение глубоких скважин** (глубиной до нескольких километров). При бурении из скважин извлекают образцы породы, по которым определяют вещественный состав месторождения. При детальной разведке часто проходят разведочные выработки (стволы, шурфы и т. п.). В процессе разработки месторождения разведка не прекращается — бурением скважин и проведением выработок уточняют контуры рудных тел, а также содержание металла и вредных примесей в рудах. Разведка, ведущаяся одновременно с разработкой месторождения, называется **эксплуатационной**. Для этого в ведомствах и министерствах организуется отраслевая геологическая служба, которая осуществляет доразведку месторождений, подготавливает геологические материалы для планирования горных работ, ведет учет запасов и разрабатывает мероприятия по более полному и комплексному использованию полезного ископаемого.

## 1.2. Классификация запасов полезных ископаемых

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

**Балансовые** запасы удовлетворяют промышленным, кондициям, т. е. экономически выгодны для разработки. **Забалансовые** запасы вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности рудных тел, трудных условий их разработки или из-за необходимости применения очень сложных процессов переработки не могут быть использованы в настоящее время, но могут рассматриваться как объект промышленного освоения в будущем.

Разграничение этих запасов осуществляется на основе кондиций, установленных соответствующими государственными органами для каждого месторождения или для группы

месторождений, аналогичных по геологическим и экономическим условиям. *Кондиции* предусматривают наряду с другими показателями минимальное промышленное содержание полезного компонента, т.е. тот предел, при котором извлечение и переработка руды данного месторождения являются экономически выгодными.

При составлении проекта на разработку месторождения иногда часть его запасов не предусматривают для извлечения и оставляют в предохранительных и охранных целиках под различными сооружениями и объектами и у выработок. Эту часть балансовых запасов относят к *проектным потерям*, а оставшуюся часть, подлежащую извлечению, — к *промышленным запасам*. В процессе разработки часть руды неизбежно теряется, поэтому извлекаемые запасы (добытая руда) определяются разностью между промышленными запасами и *эксплуатационными потерями* руды.

Кроме руды при разработке полезных ископаемых извлекают и пустые породы. Часть из них выдается на поверхность отдельно от руды (при проведении выработок по пустым породам), а часть смешивается с рудой при ее выемке. Выдаваемую на поверхность руду с примесями пустых пород называют *рудной массой*, а все извлекаемые горные породы (рудная масса и пустые породы) — *горной массой*.

По степени изученности запасы твердых полезных ископаемых подразделяются на разведанные (категории А, В и С<sub>1</sub>) и предварительно оцененные (категория С<sub>2</sub>). К категории А относят полностью изученные запасы, для которых контур тел полезного ископаемого определен по скважинам или горным выработкам, выделены типы и сорта полезного ископаемого и установлен их состав. К категории С<sub>2</sub> относятся наименее изученные запасы. В зависимости от геологического строения выделяют четыре группы месторождений. К первой группе относят месторождения или их участки с выдержанными элементами залегания, с равномерным распределением в них основных ценных компонентов. В этой группе балансовые запасы полезных ископаемых категорий А и В для составления проектов на строительство новых и реконструкцию действующих горных предприятий должны составлять не менее 30 % общих запасов. Для четвертой группы месторождений весьма сложного геологического строения, характеризующихся резкой изменчивостью элементов залегания, а также невыдержанным качеством и неравномерным распределением основных компонентов, разрешается проектирование предприятий при наличии 50 % запасов категорий С<sub>1</sub> и С<sub>2</sub>, утвержденных Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых. Вторая и третья группы по степени разведанности запасов занимают промежуточное положение.

В зависимости от вида полезного ископаемого и производственной мощности предприятия должны быть обеспечены разведанными запасами сырья на срок не менее 30—60 лет (крупные предприятия), 20—30 лет (средние), 10—15 лет (сравнительно небольшие).

В новых районах, еще не освоенных промышленностью, обеспеченность запасами может быть выше указанных пределов, а в освоенных районах минимальные сроки существования предприятий могут быть ниже.

### **1.3. Характеристика некоторых руд и основные рудные месторождения.**

Железные руды. Основные рудные минералы: магнетит ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ), гематит ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), гидрогематит ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 + n\text{H}_2\text{O}$ ), сидерит — железный шпат ( $\text{FeCO}_3$ ). Все эти минералы содержат от 48,3 до 72,4 % железа. В зависимости от преобладающего рудного минерала выделяют следующие типы железных руд: магнетитовые, гематитовые, бурые железняки, титаномагнетитовые и железистые кварциты (магнетитовые и гематитовые). Их плотность в массиве изменяется от 3 до 4,5 т/м<sup>3</sup>. В железных рудах часто содержатся элементы, как повышающие их качество (марганец, хром, ванадий, никель, кобальт, титан, молибден), так и вредные (фосфор, сера, олово, свинец, цинк).

Ценность железной руды определяется процентным содержанием железа, наличием полезных и отсутствием вредных примесей, легкостью обогащения и металлургического передела. Так, магнетитовые руды легко обогатимы (магнитная сепарация), но трудно восстановимы при доменной плавке по сравнению с бурыми железняками. Минимально допустимое содержание железа в руде колеблется в широких пределах и зависит от типа руды и содержания примесей. Разрабатываемое на Урале открытым способом Гусевогорское месторождение железных руд содержит 16 % железа. Целесообразность добычи руд с таким низким содержанием железа

обусловлена наличием в них других полезных компонентов.

Руды, поступающие в металлургический передел, должны содержать железа: магнетитовые и гематитовые — не менее 54—58 %, бурые железняки — не менее 42—48 % и сидеритовые — не менее 31—35 %.

Ниже приведены краткие характеристики наиболее крупных месторождений железных руд, разрабатываемых в настоящее время.

Месторождения **Криворожского бассейна**, расположенного на территории Днепропетровской области, представлены пластообразными залежами богатых магнетитовых и гематитовых руд в окружении мощных пластов железистых кварцитов. Бассейн имеет ширину 2—7 км и протяженность более 100 км. Разработка месторождений ведется как подземным, так и открытым способом. Производственное объединение «Кривбассруда», в которое входят подземные рудники, имеет годовую производительность более 30 млн. т. Карьеры включены в состав пяти горно-обогатительных комбинатов (ГОКов). Годовая проектная производственная мощность карьеров по сырой руде составляет на ГОКах: Южном — 34, Ново-Криворожском — 30, Северном — 45,5, Ин-гулецком — 35,5, Центральном — 22,5 млн. т.

**Керченское** месторождение бурых железняков (Крым) представлено пологозалегающими пластами мощностью 5—22 м. Неглубокое залегание месторождения и невысокая крепость пород позволяют разрабатывать его открытым способом по эффективной технологии.

Значительные балансовые запасы железной руды сосредоточены в месторождениях **Курской магнитной аномалии**, представленных залежами железистых кварцитов. В верхней части залежей находятся богатые железные руды. Основная масса руды добывается карьерами, входящими в состав Лебединского, Михайловского и Стойленского ГОКов. В конце одиннадцатой пятилетки эти предприятия давали более 82 млн. т. сырой руды. Намечается дальнейший рост их производственной мощности.

За последние годы мощной сырьевой базой черной металлургии стал **Северо-Западный район** европейской части страны. Здесь на базе крупных железорудных месторождений построены Оленегорский и Ковдорский ГОКи, на карьерах которых добывается более 30 млн. т. сырой руды в год. Из карьера Оленегорского ГОКа выдается руда с невысоким содержанием железа (30%), но с низким содержанием вредных примесей. На Ковдорском ГОКе освоена технология комплексного использования месторождения — из руды получают железорудный и апатитовый концентраты.

Один из наиболее молодых ГОКов — Костомукшский (Карелия), первая очередь которого построена в 1982 г., базируется на месторождении железистых кварцитов. Мощность рудного тела 40—280 м. Комбинат рассчитан на ежегодную переработку 24 млн. т. сырой руды.

В **Западной Сибири** ряд месторождений магнетитовых руд с содержанием железа от 25 до 50 % разрабатывается шахтами ПО «Сибруда», добывающих примерно 12 млн. т.

В **Восточной Сибири** на базе Коршуновского месторождения магнетитовых руд со средним содержанием железа 27 % действует карьер Коршуновского ГОКа, производительность которого составляет 14 млн. т сырой руды.

На **Урале** — старейшем железорудном районе страны — продолжается добыча магнетитовых руд на месторождениях Высокогорском, Гороблагодатском, Богословском, сидеритовых — на Бакальском. ПО «Уралруда» добывает ежегодно около 58 млн. т сырой руды, в том числе 9 млн. т в шахтах Высокогорского и Гороблагодатского рудоуправлений. Гусевогорское месторождение титаномагнетитовых руд со средним содержанием железа в руде около 16 % разрабатывается карьерами Качканарского ГОКа. Достигнутая производительность карьеров 41,5 млн. т сырой руды.

Крупная железорудная база создана за годы Советской власти в **Казахстане**, где разведанные запасы железных руд составляют более 15 млрд. т. С 1957 г. здесь работает Соколовско-Сарбайский ГОК, достигший годовой производственной мощности по сырой руде 31 млн. т.

Уникальным является Лисаковское месторождение бурых железняков, которое при ширине 6—7 км простирается на 100 км. Мощность рудных тел достигает 40 м при мощности покрывающих пород 5—7 м и благоприятных гидрогеологических условиях. Благодаря выгодным условиям залегания затраты на добычу 1 т руды характеризуются самым низким уровнем.

## Руды марганца.

Марганцевые руды наиболее часто бывают представлены минералами — пиролюзитом и псиломеланом. Эти минералы содержат от 45 до 63,2 % марганца. Обычно добывают марганцевые руды с содержанием марганца не ниже 25—30 %. Наличие в марганцевых рудах железа и известняка позволяет добывать и более бедные руды.

Большинство месторождений марганца осадочного происхождения. В Советском Союзе крупнейшими являются Никопольское (УССР) и Чиатурское (ГССР) месторождения. *Никопольское* месторождение представлено пологими пластами мощностью до 3 м. Содержание марганца в руде 25—52 %. Разработка ведется открытым (удельный вес 70 %) и подземным способами. Ежегодно добывают около 16 млн. т марганцевой руды. На *Чиатурском* месторождении 70 % руды добывают подземным способом. Месторождения марганцевых руд разрабатываются также в Казахстане (Джездинское).

## Хромовые руды.

Минералы — магнохромит [(Mg, Fe) Cr<sub>2</sub>O<sub>4</sub>], хромит (FeCr<sub>2</sub>O<sub>4</sub>), хромпикотит [(Mg, Fe) (Cr, Al)<sub>2</sub>O<sub>4</sub>], алюмохромит [Fe (Cr, Al)<sub>2</sub>O<sub>4</sub>]. Балансовые запасы выделяются при минимальном содержании Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в руде 32—33 %. Крупный поставщик хромовых руд — Донской ГОК, работающий на базе *Кимперсайских* месторождений в Актюбинской области. На Урале добыча хромовых руд ведется в Сарановском рудоуправлении.

## Руды меди.

Основными минералами, содержащими медь, являются сульфиды меди — халькозин (Cu<sub>2</sub>S), борнит (Cu<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>), халькопирит (CuFeS<sub>2</sub>) и др. Месторождения меди бывают магматического (порфиновые и колчеданные руды) и осадочного (медистые песчаники) происхождения. Медные руды обычно содержат также золото, серебро, кадмий, сульфиды железа, цинка, никеля, свинца. В нашей стране преимущественно распространены четыре типа промышленных месторождений меди: медно-никелевый, медистых песчаников и сланцев, медно-колчеданный и медно-порфиновый.

Крупные месторождения меди расположены в Казахской ССР (Коунрадское, Джезказганское и др.). Они разрабатываются карьерами и шахтами Балхашского и Джезказганского горно-металлургических и Восточно-Казахстанского медно-химического комбинатов. *Коунрадское* месторождение представлено вторичными кварцитами, обогащенными рудными минералами. Разработка осуществляется открытым способом. *Джезказганское* месторождение сложено медистым песчаником. В шахтах этого рудника успешно применяют экскаваторы, автосамосвалы и самоходные вагоны. Несколько предприятий по добыче медной руды действуют в Армянской ССР (Алавердский горно-металлургический и Зангезурский медно-молибденовый комбинаты). Добыча руды осуществляется преимущественно открытым способом. Месторождения меди имеются также на Урале, в Сибири, в Узбекской ССР.

## Руды алюминия.

Рудой на алюминий являются бокситы — остаточные продукты разрушения горных пород, содержащие минералы диаспор, бёмит, гидраргиллит. Эти минералы содержат 65—85 % глинозема (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Обычно алюминиевые руды содержат 40—60 % глинозема. Промышленностью освоен способ производства глинозема из нефелиновых и алунитовых руд.

Крупным поставщиком бокситовых руд в нашей стране являются Северо-Уральские бокситовые рудники, ведущие разработку наклонно залегающих пластов и линзообразных залежей мощностью 2—15 м. Вмещающие породы — сильнообводненные известняки. Разработка осуществляется подземным способом.

## Полиметаллические руды.

Они чаще всего содержат свинец и цинк. В них также присутствуют медь, золото, серебро, кадмий, иногда сурьма, висмут, олово. Основные минералы, содержащие свинец, — галенит (PbS) и церуссит (PbCO<sub>3</sub>). Основной минерал на цинк — сфалерит (ZnS). К основным металлам в полиметаллических рудах могут относиться также вольфрам, молибден и др.

Ведущие предприятия по добыче полиметаллических руд в РСФСР — Норильский горно-металлургический (медно-никелевые руды), Нерчинский полиметаллический, Садонский свинцово-цинковый, Тырныаузский вольфрамо-молибденовый комбинаты и объединение

«Дальполиметалл». На базе полиметаллических месторождений Рудного Алтая и Южного Казахстана действуют Зырянский свинцовый, Лениногорский, Иртышский и Ачисайский полиметаллические, Текелийский свинцово-цинковый комбинаты. В Узбекской ССР добычу медно-молибденовых и свинцово-цинковых руд ведет Алмалыкский горно-металлургический комбинат. Месторождения оловянных и редкометалльных руд имеются в Киргизии, свинцово-цинковых — в Таджикистане.

### **Неметаллические руды и минералы.**

Асбест — минерал, легко расчлняющийся на волокна. Волокнистая текстура наиболее полно выражена у хризотил-асбеста. Для производства текстильных материалов наиболее пригоден амозит, имеющий волокна длиной до 300 мм (средняя 12—70 мм). К крупным месторождениям асбеста относится Баженовское на Урале.

### **Фосфатное сырье.**

Главным минералом является апатит. Апатито-нефелиновые руды содержат в среднем около 22 %  $P_2O_5$ , фосфоритовые — 25—30 %. В основном апатитсодержащие руды добываются в Хибинах на Кольском полуострове. Разработка месторождений ведется карьерами и шахтами ПО «Апатит» (рудники Юкспорский, Расвумчоррский, Центральный, Кировский).

## 2. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ГОРНЫХ РАБОТАХ

### 2.1. Характеристика подземного способа разработки.

После детальной разведки месторождения приступают к его разработке. Под разработкой месторождения понимают весь комплекс работ по извлечению полезного ископаемого. Если месторождение залегает неглубоко от поверхности, то его разрабатывают *открытым* способом, при глубоком залегании — *подземным*.

На рис. 2.1 показана простейшая схема разработки месторождения крутого падения подземным способом.

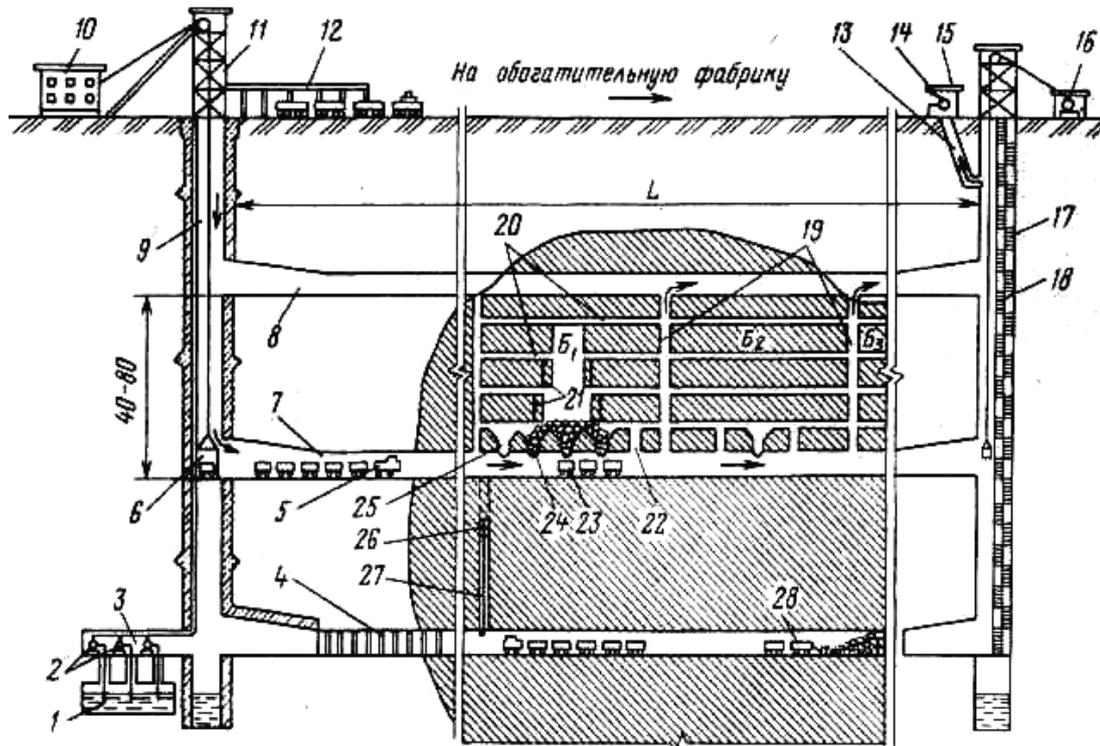


Рис. 2.1. Схема разработки месторождения подземным способом.

Для доступа к месторождению его *вскрывают*, т.е. с поверхности проходят шахтный ствол 9, от которого проводят горизонтальные выработки 4, 7, 8, разбивающие все месторождение по вертикали на этажи. Над стволом расположен копер 11 вблизи него в специальном здании 10 установлена подъемная машина, которая перемещает по стволу подъемный сосуд — клеть 6, служащую для спуска и подъема людей, материалов, полезного ископаемого и т. д.

Кроме главного подъемного ствола проходят вспомогательный ствол 17, служащий в качестве запасного выхода на поверхность и обеспечивающий нормальные условия для проветривания. Как правило, этот ствол оборудуется вспомогательной подъемной установкой 16 и имеет лестничное отделение 18 (в главном стволе обычно тоже устраивают лестничное отделение). На поверхности вблизи вспомогательного ствола расположено здание вентиляционной установки 15. Расстояние  $L$  между главным и вспомогательным стволами зависит от способа вскрытия и изменяется от нескольких десятков метров до 2—8 км.

Отработку рудного тела ведут в нисходящем порядке, т.е. сначала извлекают руду в верхнем этаже между штреками 7 и 5, затем в нижележащем этаже между штреками 4, 7 и т. д. Процесс извлечения руды называют *очистной выемкой*.

Очистной выемке предшествуют *подготовительные работы*. Этаж вертикальными выработками — восстающими 19 делят на блоки  $B_1$ ,  $B_2$  и т. д., в пределах которых проводят целый ряд горизонтальных и вертикальных выработок (подэтажные штреки 20, рудоспуски 22 и др.). Определенный порядок производства подготовительных работ и очистной выемки называется *системой разработки*.

Процесс очистной выемки при подэтажно-камерной системе состоит из нескольких производственных процессов. Отделение руды от массива (отбойку) осуществляют взрыванием зарядов ВВ, располагаемых в шпурах 21. Шпуры бурят бурильными машинами (перфораторами) из подэтажных штреков. Взорванная руда под действием собственного веса поступает к

рудоприемным воронкам 25 и рудоспускам, где через люки 24 ее выпускают в вагонетки 23, которые затем транспортируют электровозом 5 к стволу шахты. Вагонетки по одной-две поднимают в клетки на поверхность и на эстакаде 12 разгружают в большегрузные вагоны, в которых руду отвозят на обогатительную фабрику. Обогащение руды на фабрике заключается в повышении содержания металла в руде за счет удаления из нее части пустых пород.

Очистную выемку и подготовительные работы на этаже ведут одновременно в нескольких блоках. Так, блок  $B_1$  находится в стадии очистной выемки, а блоки  $B_2$  и  $B_3$  — в стадии подготовки.

Одновременно с очистной выемкой в пределах верхнего этажа вскрывают и подготавливают нижний этаж. В частности, на схеме (см. рис. 2.1) показано проведение откаточного штрека 4 и восстающего 27. Погрузку руды при проведении выработок осуществляют погрузочными машинами 28, бурение шпуров — перфораторами 26.

В процессе разработки подземные выработки необходимо проветривать, так как при взрывах образуется много вредных газов и пыли. Свежий воздух подают по главному стволу, а отработанный отводят по вентиляционному стволу и вентиляционному каналу 13 вентилятора главного проветривания 14.

Подземная разработка связана с большими притоками подземных вод, которые собираются в водосборнике 1. Для откачки Ц этих вод (водоотлива) в насосной камере 3 устанавливают насосы 2.

Таким образом, подземная разработка разделяется на три основные стадии — **вскрытие, подготовку и очистную выемку**, каждая из которых связана или включает различные **производственные процессы** (отбойку, доставку и погрузку руды, крепление выработок, проветривание и водоотлив, подземный транспорт и подъем).

Горное предприятие, разрабатывающее месторождение и состоящее из одной или нескольких производственных единиц (шахт, карьеров), называется **рудником**. Часть месторождения, обрабатываемая рудником или шахтой, — соответственно **рудничным** или **шахтным** полем. Таким образом, этаж представляет собой часть шахтного поля, ограниченного по падению откаточным и вентиляционным штреками (см. рис. 2.1). При горизонтальном или пологом залегании рудного тела шахтное поле делится откаточными выработками на **панели**.

По положению в пространстве различают **вертикальные, горизонтальные** и **наклонные** выработки. Схема расположения подземных работ показана на рис. 2.2.

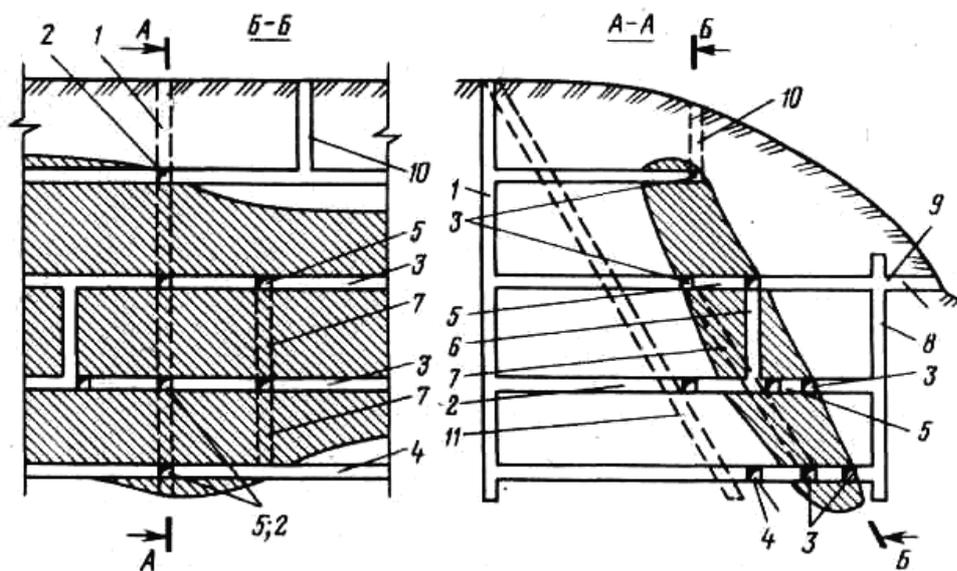


Рис. 2.2. Схема расположения подземных работ

**Шахтный ствол** — вертикальная 1 или наклонная 11 горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для подъема полезного ископаемого, спуска и подъема людей и материалов. По стволу шахты проложены электрические кабели, трубы для воды и сжатого воздуха; через шахтные стволы осуществляют проветривание всех подземных выработок. Верхняя часть ствола называется **устьем**, нижняя — **зумпфом**. В зависимости от назначения различают главные и вспомогательные шахтные стволы. Обычно один ствол выполняет несколько функций, но иногда проходят стволы специального назначения, например для спуска в подземные выработки

закладочного материала (закладочный ствол), для проветривания (вентиляционный ствол) и пр.

В поперечном сечении шахтные стволы имеют круглую или прямоугольную, иногда эллиптическую форму. Стволы круглого сечения крепят бетонной или железобетонной крепью. Диаметр стволов составляет 4—8 м. Стволы прямоугольной формы крепят деревянной или металлической крепью, они имеют площадь поперечного сечения 8—25 м<sup>2</sup>. Глубина стволов определяется глубиной залегания месторождения и достигает иногда 2 км. По всей длине шахтный ствол бывает разделен на несколько отделений (клетевое, скиповое, лестничное и пр.).

**Слепым стволом** 8 называют вертикальную или наклонную выработку, не имеющую непосредственного выхода на поверхность (назначение то же, что и обычного шахтного ствола). Слепой ствол оборудуют подъемной установкой.

**Восстающий** — вертикальная 6 или наклонная 7 горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и служащая для спуска полезного ископаемого, перемещения людей, спуска и подъема материалов, проветривания. В отличие от слепого ствола по восстающему не поднимают пустые породы или руду. Восстающие обычно имеют прямоугольную форму поперечного сечения, но при большом сроке службы их крепят бетоном, поперечное сечение их круглое. Если восстающие предназначены для различных целей, они имеют несколько отделений. Восстающие проходят, как правило, между откаточными горизонтами и их длина равна высоте этажа (40—80 м). Иногда восстающий обслуживает несколько этажей и длина его достигает нескольких сотен метров, Восстающие проходят в направлении снизу вверх.

**Шурф 10** - вертикальная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность. Шурф служит для разведки месторождения, вентиляции, спуска материалов и других вспомогательных целей.

**Штольня 9** — горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для обслуживания подземных работ. Штольня служит для тех же целей, что и шахтный ствол, но в связи с горизонтальным ее расположением выдача руды на поверхность, доставка материалов, а иногда и перевозка людей по этой выработке осуществляются средствами рельсового или безрельсового транспорта. По форме, и размерам поперечного сечения штольня не отличается от других горизонтальных выработок.

**Штрек 3, 4, квершлаг 2 и орт 5** — горизонтальные горные выработки, не имеющие непосредственного выхода на поверхность и предназначенные для транспортирования грузов, передвижения людей, проветривания, водоотлива и т. п. Различие между ними заключается в положении относительно рудного тела. Штрек проводят по простиранию рудного тела, квершлаг и орт — вкрест простирания, причем квершлаг проводят только по пустым породам, а орт — по руде. Штрек может располагаться как в пустых породах 4, так и в рудном теле 3. В первом случае его называют *п о л е в ы м*, во втором — *р у д н ы м*. При горизонтальном залегании рудного тела все горизонтальные выработки называют штреками.

Для возможности стока воды горизонтальным выработкам придают небольшой уклон (2—5 м на 1000 м длины выработок) в сторону главного ствола шахты.

Горизонтальные выработки в неустойчивых породах крепят деревом, бетоном, металлической крепью, а в устойчивых породах их часто проводят без крепления. В зависимости от типа крепи они имеют трапецевидную, сводообразную или прямоугольную форму. При высоком горном давлении горизонтальные выработки имеют круглую форму. Площадь поперечного сечения горизонтальной выработок составляет 4—16 м<sup>2</sup>.

В горизонтальных выработках укладывают рельсовый путь, подвешивают контактный провод, вдоль стен выработок прокладывают силовые кабели, трубы для сжатого воздуха и воды. С одной стороны выработки оставляют свободный проход для передвижения людей, а с другой — располагают водосточную канавку.

**Уклон** — наклонная горная выработка, не имеющая непосредственно выхода на поверхность и служащая для подъема полезного ископаемого с нижнего горизонта на верхний механическим способом (обычно конвейерами).

**Бремсберг** — выработка, подобная уклону, но служащая для спуска полезного ископаемого и материалов с верхнего горизонта на нижний механическим способом. В рудной промышленности термин «бремсберг» обычно не применяется, а соответствующую выработку

называют **наклонным восстающим**.

Вблизи шахтного ствола располагается целый ряд горизонтальных и камерообразных выработок, которые называются **выработками околоствольного двора**. Околоствольный двор состоит из выработок, служащих для разгрузки вагонеток в подземный бункер или загрузки их в клеть, а также сбора порожних вагонеток, и камерообразных выработок (насосной, электроподстанции, электровозного депо, диспетчерской, медпункта, водосборника, камеры ожидания и др.).

Тип околоствольного двора зависит от пропускной способности шахтного ствола (количества выдаваемой руды и породы), способа подъема руды (в скипах или клетях), числа стволов, обслуживаемых околоствольным двором, принятой схемы проветривания.

На шахтах, имеющих большую производительность, обычно устраивают **к р у г о в ы е** околоствольные дворы, обеспечивающие поточное движение транспорта, а в шахтах небольшой производительности — **т у п и к о в ы е**.

Помимо указанных выработок при подготовке блока к очистной выемке проходят другие выработки различного назначения: рудоспуски, подэтажные выработки, выработки горизонта скрепирования, отрезные восстающие и пр.

## 2.2. Характеристика открытого способа разработки и элементы карьера.

Совокупность горных выработок, служащих для разработки месторождения открытым способом, называют **карьером**. Карьером также называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения. В угольной промышленности термину «карьер» соответствует термин «разрез». Схема карьера показана на рис. 2.3, а.

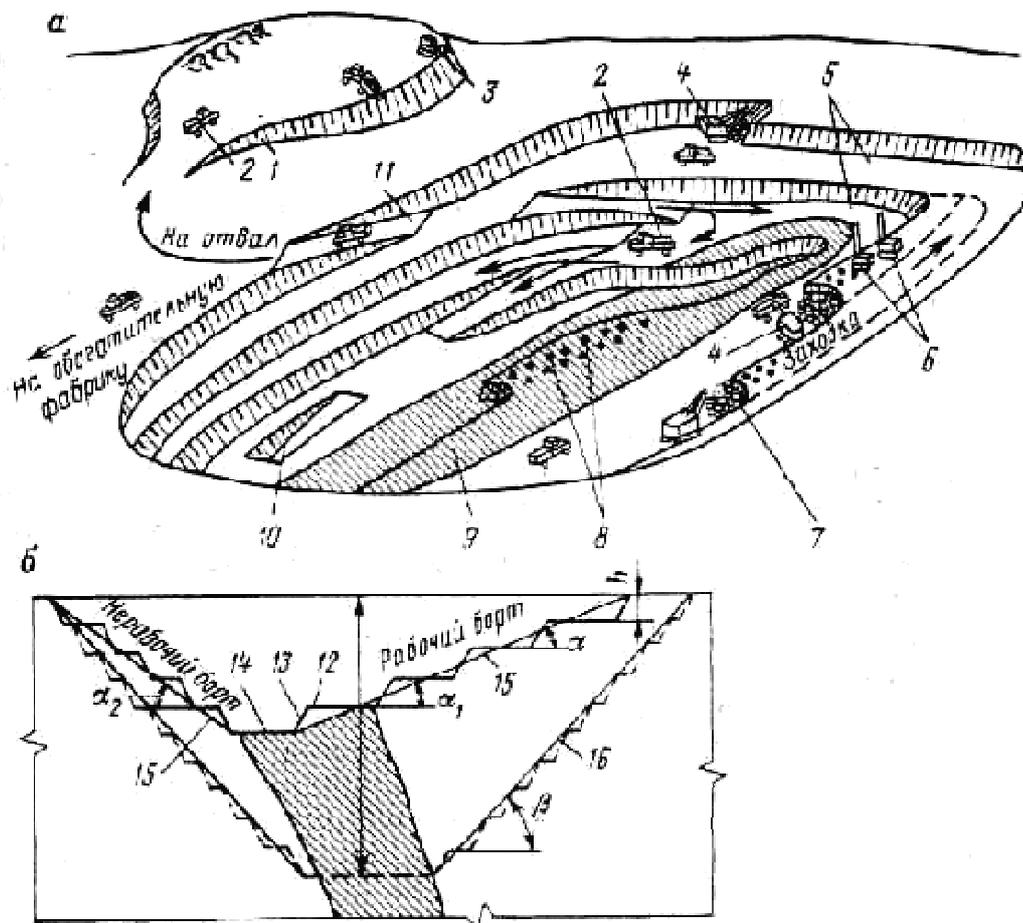


Рис. 2.3. Схема карьера (а) и элементы уступа (б):

1 — отвал пустых пород; 2 — автосамосвалы; 3 — бульдозер; 4 — экскаваторы; 5 — рабочие горизонты; 6 — буровые станки; 7 — взорванная масса; 8 — скважины; 9 — рудное тело; 10 — въездная траншея на 4-й горизонт; 11 — съезд на 1-й горизонт; 12, 14 — соответственно верхняя и нижняя площадки; 13 — откос уступа; 15 — линия разгона; 16 — линия погашения

При разработке месторождения открытым способом его разбивают на горизонтальные слои. Так как одновременно обрабатывают несколько слоев, карьер в процессе разработки имеет

ступенчатую форму. Одна такая ступенька, т. е. часть слоя, имеющая ступенчатую форму, называется *уступом*. В уступе различают следующие элементы (рис. 2.3, б): верхнюю и нижнюю площадки, откос уступа, верхнюю бровку — линию пересечения откоса с нижней площадкой. Угол  $\alpha$ , образованный плоскостью откоса уступа с горизонтальной плоскостью, называется углом откоса уступа. Понятия «верхняя» и «нижняя» площадки относительны: верхняя площадка нижнего уступа является одновременно нижней площадкой для вышележащего уступа.

Расстояние между верхней и нижней площадкой по вертикали характеризует высоту уступа  $h$ . Наиболее часто она равна 10—18 м.

Площадка уступа, на которой располагается добычное оборудование, называется *горизонтом*. Карьер, показанный на схеме (рис. 2.3а), имеет три рабочих горизонта.

В отличие от подземной разработки при открытых горных работах наряду с рудой приходится извлекать большое количество пустых пород, окружающих рудное тело. Процесс извлечения руды называют *добычными работами*, а удаление пустых пород — *вскрышными*.

Прежде чем начать вскрышные или добычные работы, каждый горизонт *вскрывают*, т.е. проходят на него с вышележащего горизонта в *вездную траншею* — наклонную канавообразную выработку. Для подготовки горизонта к добычным или вскрышным работам проходят *разрезную траншею*, являющуюся продолжением въездной траншеи. В отличие от въездной разрезная траншея не имеет уклона.

Добычные (вскрышные) работы начинаются отработкой одного или обоих бортов разрезной траншеи отдельными полосами — *заходками*. После отработки одного из бортов въездной траншеи она принимает форму съезда.

В добычных или вскрышных работах выделяют следующие производственные процессы: *отбойку, погрузку, транспортирование и отвалообразование*.

Отбойка (буровзрывные работы) заключается в бурении станками вдоль заходки нисходящих скважин, зарядании их взрывчатыми веществами и последующем взрывании.

Погрузку осуществляют экскаваторами. При наличии мягких пород экскаватор может работать без предварительного рыхления их взрывными работами. Участок заходки, отведенный для отработки одним экскаватором, называется *блоком*.

Транспортирование руды на обогатительную фабрику, а пустых пород в отвалы осуществляют различными видами транспорта — автомобильным, рельсовым, конвейерным.

Отвалообразование заключается в размещении пустых пород в специально отведенных для этой цели местах. При автомобильном транспорте процесс отвалообразования состоит из разгрузки автосамосвала на отвале и перемещении пустой породы под откос бульдозером. Таким образом, открытая разработка включает следующие стадии: вскрытие, подготовку, вскрышные и добычные работы. Каждая из этих стадий состоит из отбойки, погрузки, транспортирования горных пород и отвалообразования (если извлекаются пустые породы).

Боковые поверхности, ограничивающие карьер, называют *бортами* карьера: *рабочим*, если на нем ведутся добычные или вскрышные работы, и *нерабочим*, если в нем не ведутся горные работы (см. рис. 2.3, б). На нерабочем борту обычно располагают *транспортные* и *предохранительные площадки*. Первые служат для расположения транспортных путей. Размеры их определяются габаритами подвижного состава и числом путей. Предохранительные площадки служат для безопасности: на них задерживаются куски породы, обрушающиеся с откоса уступа. Их ширина принимается равной не менее трети вертикального расстояния между ними.

Максимальную глубину карьера, принятую проектом, называют *предельной глубиной*  $H$ , а линию, соединяющую верхнюю бровку карьера с нижней бровкой нижнего уступа в предельном положении бортов карьера, — *линией погашения*. Угол  $\beta$ , образованный этой линией с горизонтальной плоскостью, называется *углом погашения*. Его величина зависит от устойчивости пород и глубины карьера и составляет 35—50°. Линия, соединяющая верхнюю и нижнюю бровки карьера в период разработки, называется *линией разгона*, а угол, образованный этой линией с горизонтальной плоскостью, — *углом разгона*. Угол разгона рабочего борта  $\alpha_1$  всегда меньше, чем нерабочего ( $\alpha_2$ ), и составляет 15—30°.

### 2.3. Рудничный транспорт и подъем.

В подземных выработках для перемещения полезного ископаемого применяют

следующие виды транспорта: рельсовый, конвейерный, скреперный, самоходный, безрельсовый и гидравлический.

В особую категорию выделяют подъем — перемещение полезного ископаемого по шахтному стволу.

Совокупность транспортных средств образует ту или иную схему транспорта различной сложности. Наиболее просты схемы транспорта при вскрытии пологих месторождений штольной или наклонными стволами. В этом случае транспортирование руды от забоя до поверхности может осуществляться каким-либо одним видом транспорта, например конвейерами, автосамосвалами или в вагонетках.

При разработке крутых месторождений схемы транспорта сложнее и характеризуются применением различных транспортирующих машин и необходимостью в связи с этим многократных загрузочно-разгрузочных операций. Весь процесс перемещения полезного ископаемого от забоя до поверхности можно разделить на три стадии: доставку руды от забоя до откаточного штрека; откатку в штреке по рельсовым путям до шахтного ствола; подъем по стволу.

### **Рельсовый транспорт.**

Он является одним из наиболее распространенных, что объясняется возможностью применения его в разнообразных условиях, высокой производительностью и надежностью в работе.

Рельсовый транспорт включает следующие элементы: рельсовый путь, локомотивы и откаточные сосуды, контактную сеть, сигнализационные и другие устройства.

*Рельсовый путь* состоит из рельсов, шпал, креплений и балласта.

Типы рельсов определяются массой одного их метра (кг/м). Чем интенсивнее движение и тяжелее составы, тем более тяжелые рельсы необходимо укладывать. В настоящее время применяют рельсы Р-24, Р-33, Р-38, Р-43, Р-50. Длина звеньев рельсов первых трех типов 8 и 12,5 м, а рельсов Р-50 — 25 м.

Расстояние между внутренними гранями головок рельсов называется шириной рельсовой колеи. В горнорудной промышленности применяют колею шириной 600 мм, 750 мм, 900 мм.

Шпалы связывают обе нитки рельсового пути и распределяют вес состава, передаваемого на рельсы, на большую площадь. Наиболее распространены деревянные и железобетонные шпалы, значительно реже используются металлические шпалы. Деревянные пластинные шпалы получают из круглого леса путем его разрезки пополам в продольном направлении, брусковые изготавливают из этого же леса, но из одного кругляка делают одну шпалу. Длина шпал для колеи 750 мм/равна 1500 мм, толщина 120—180 мм, ширина поверху 100—160 мм, понизу 190—260 мм. Расстояние между шпалами принимают равным 0,4—0,7 м.

Шпалы изготавливают обычно из хвойных пород деревьев. Для предохранения шпал от гниения их пропитывают антисептиками: растворами хлористого цинка и фтористого натрия или креозотом. Срок службы шпал, пропитанных антисептиками, увеличивается до 6—8 лет.

В главных откаточных выработках с большим грузопотоком все более широко применяют железобетонные шпалы, в особенности струнбетонные с предварительно напряженной арматурой, изготавливаемые из бетона марок 400, 500, 600. Масса одной шпалы 50—100 кг. Применение железобетонных шпал значительно уменьшает трудоемкость работ по содержанию рельсовых путей, а срок их службы достигает срока службы рельсов и может соответствовать времени эксплуатации горизонта.

Укладывают шпалы на балласт из гальки или щебня. Толщина балластного слоя под шпалами должна быть не менее 10 см, а для железобетонных шпал — 20 см. Балласт облегчает правильную укладку шпал, не позволяет им сдвигаться и смягчает удары от движущихся составов.

Между рельсами и шпалами устанавливают подкладки, через отверстия которых проходят костыли или шурупы, скрепляющие рельсы со шпалами.

С железобетонными шпалами рельсы соединяются болтами или костылями (шурупами), которые забиваются (ввинчиваются) в деревянные пробки, закрепленные в шпалах. Продольное смещение рельсового пути на уклонах предотвращается установкой клиновых или

пружинных противоугонов.

Звенья рельсов соединяют друг с другом накладками с помощью болтов. В некоторых случаях концы звеньев рельсов сваривают. При электровозной откатке для снижения электрического сопротивления рельсов на стыках под накладкой устанавливают медную пластину или приваривают металлические перемычки.

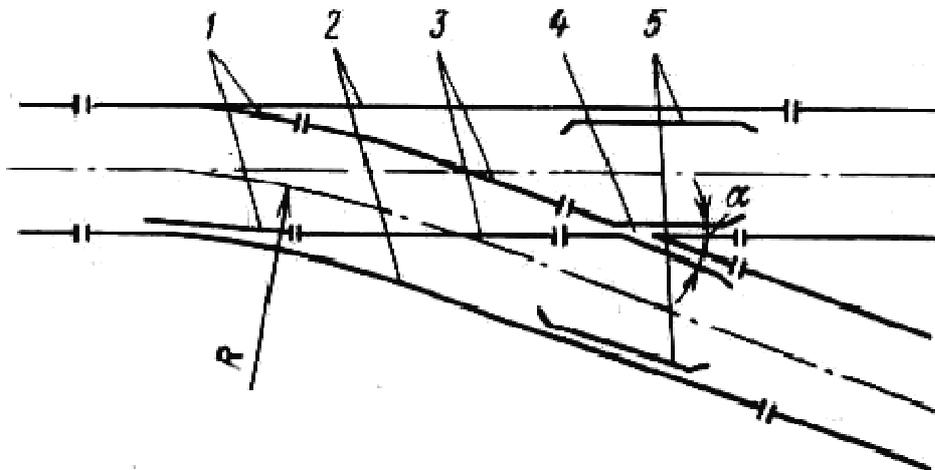


Рис. 2.4. Схема стрелочного перевода.

Для перевода поезда с одного рельсового пути на другой применяют **стрелочные переводы** (рис. 2.4), состоящие из перьев (остряков) 1, рамных 2 и переводных 3 рельсов, крестовины 4 и контррельсов 5. Элементом, характеризующим стрелочный перевод, является крестовина, марка которой определяется по формулам

$$M = 2 \operatorname{tg} \frac{a}{2}$$

где  $a$  — угол между рельсами в сердечнике крестовины. Обычно применяют крестовины марок 1/4, 1/5 и 1/7. Чем меньше марка, тем легче и плавнее происходит перевод состава, но увеличивается радиус и длина перевода. Радиус переводной кривой  $R$  у крестовины марки 1/5 равен 20 м.

Подвижным элементом стрелочного перевода являются перья, которые перемещаются механизмом управления с электромагнитным, электромеханическим или гидравлическим приводами. Управление стрелочными переводами осуществляется дистанционно с пульта управления диспетчером или машинистом из кабины движущегося электровоза. В положении, показанном на рис. 2.4, состав может перейти с главного рельсового пути на боковой; для сквозного движения по главному пути перья должны быть перемещены в другое положение.

При укладке рельсового пути применяют путевые и грузоподъемные машины и механизмы, гидравлические инструменты, а при большом объеме работ — путеукладочные поезда.

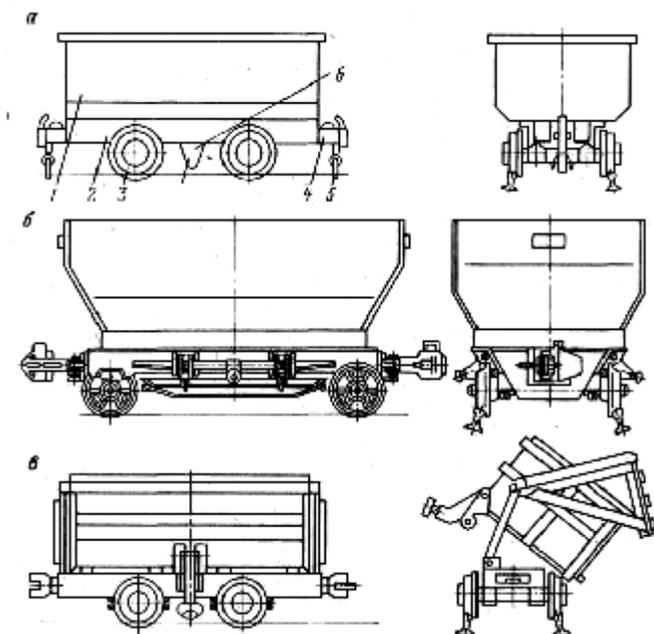


Рис. 2.5. Вагонетки с глухим кузовом типа ВГ (а), с открывающимся днищем типа ВД (б), и с откидным бортом типа ВБ (в)

**Вагонетки** служат для перевозки полезного ископаемого, пустой породы, различных материалов (леса, ВВ и др.) и людей. Конструкция вагонетки определяется ее назначением.

Вагонетка для перевозки руды или пустой породы (рис. 2.5) включает кузов, раму 2, скаты 3, буфера 4, сцепки 5 и подвагонный упор 6.

Кузов вагонетки изготовляют из стальных листов толщиной 4—8 мм. Дно кузова делается скругленным или плоским. Кузов с рамой соединяется жестко (вагонетки с глухим кузовом типа ВГ) или шарнирно (вагонетки с опрокидным кузовом типа ВО). В первом случае разгрузка вагонетки осуществляется путем ее опрокидывания, во втором — опрокидывают только кузов. Иногда разгрузка производится через открывающееся днище (вагонетки типа ВД) или откидные боковые стенки (вагонетки типа ВБ). Вагонетки с открывающимся днищем применяются в основном на угольных шахтах. Большегрузные вагонетки с глухим кузовом изготовляются без рам на рессорных подвесках.

Каждый скат вагонетки состоит из оси и двух колес. В вагонетках небольшой грузоподъемности колеса соединяются с осью жестко, в большегрузных — вращаются на оси свободно. Диаметр колес 300—400 мм. С внутренней стороны колесо имеет реборду, препятствующую сходу вагонетки с рельсов.

Одной из характеристик вагонетки является жесткая база — расстояние между осями. Чем больше жесткая база, тем больше должен быть радиус пути на закруглениях. Большегрузные вагонетки для уменьшения жесткой базы имеют две двухосные тележки.

Сцепки служат для соединения вагонеток в составы и передачи тягового усилия. Они бывают простыми, состоящими из кольца и крюка, и автоматическими, срабатывающими при столкновении вагонеток. Вагонетки с глухим кузовом, разгружающиеся в круговых опрокидывателях, имеют вращающуюся сцепку, позволяющую вести разгрузку без расцепки состава.

На рудниках черной и цветной металлургии в основном применяются вагонетки с глухим кузовом. Характеристика некоторых вагонеток приведена в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Показатели	Тип вагонетки				
	ВГ2,0	ВГ4,5А	ВГ10А	ВБ2,5	ВБ4,0А
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	2	4,5	10	2,5	4
Грузоподъемность, т	5	13,5	30	6,25	12
Ширина колеи, мм	750; 900	750; 900	750; 900	600; 750	750
Жесткая база, мм	1000	1250	4000	1000	1250
Габариты, мм:					
длина	3070	4100	7300	3600	4740
высота	1200	1550	1600	1550	1550
ширина	1250	1350	1800	1350	1350

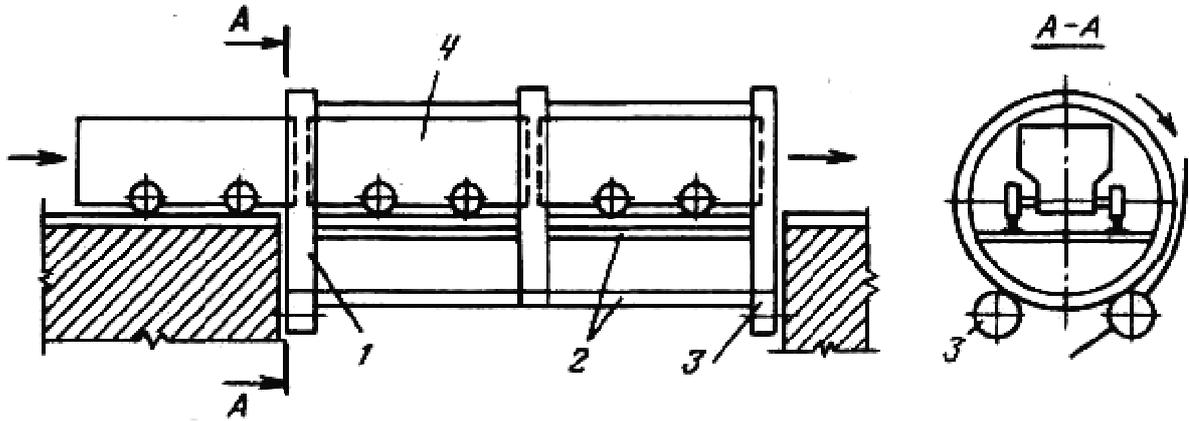


Рис. 2.6. Схема кругового опрокидывателя

**Круговой опрокидыватель** (рис. 2.6) для разгрузки вагонеток с глухим кузовом представляет собой ротор (барабан) 4 из круговых элементов 1, соединенных продольными балками 2. Внутри ротора сооружена площадка с рельсовыми путями. Уровень рельсового пути в роторе соответствует уровню подъездного пути. Ротор опирается на приводные катки 3, получающие вращение от электродвигателя. Ось опрокидывателя совпадает с осью сцепки вагонеток.

При разгрузке электровоз подает вагонетки в ротор (по одной или две в зависимости от размеров ротора), который получает круговое движение от приводных фрикционных катков. При вращении ротора вместе с вагонетками на угол  $360^\circ$  руда разгружается в бункер и ротор возвращается в исходное положение. Затем электровоз подает следующие две вагонетки, и процесс повторяется. Продолжительность цикла разгрузки 15—20 с.

Опрокидыватели выпускают двух типов: с пропуском (типа ОКЭ) и без пропуска (тип ОК) электровоза. Опрокидыватель ОКЭ4,0-760 (опрокидыватель круговой с пропуском электровоза) имеет барабан диаметром 4 м и длиной 7,6 м, мощность привода 40 кВт, массу 53,3 т.

Для разгрузки вагонеток с откидным бортом (ВБ4,0А) применяют пневматические (ОШП) или гидравлические (ОШГ) **штоковые опрокидыватели**. Разгрузка производится при неподвижном составе. При опрокидывании кузова штоковым опрокидывателем рычажная система поднимает откидной борт, при опускании кузова борт возвращается в исходное положение. По сравнению с круговыми штоковые опрокидыватели менее громоздки, но разгрузка вагонеток требует большего времени. Разгрузка вагонетки ВБ2,5 происходит в процессе движения состава при наезде на профильную шину. При этом кузов наклоняется и одновременно приподнимается борт, соединенный с рамой и кузовом шарнирно-рычажной системой.

Для перевозки людей по горизонтальным выработкам применяют вагонетки ВПГ-12 и ВПГ-18 с числом посадочных мест соответственно 12 и 18. Они состоят из закрытого кузова с дверями и размещенными внутри сидениями. Выпускаются также вагонетки для доставки леса (типа ВЛ), перевозки взрывчатых веществ (типа ВВ) и платформы для доставки материалов.

**Рудничные электровозы** бывают контактные и аккумуляторные. В рудных шахтах применяются преимущественно контактные электровозы, в угольных большинство электровозов — аккумуляторные.

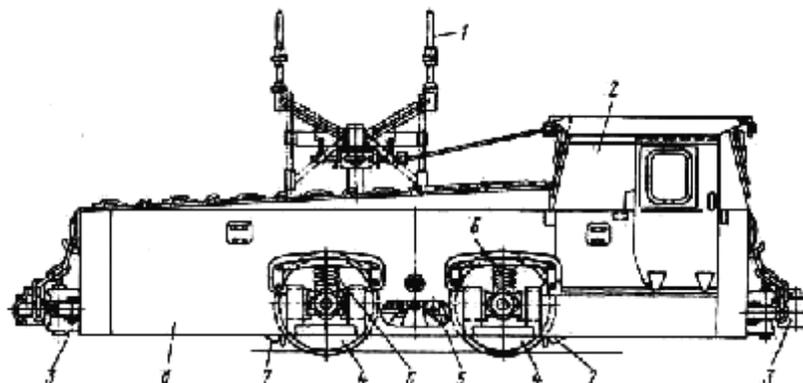


Рис. 2.7. Контактный электровоз К10

Электровоз (рис. 2.7) состоит из рамы 8, кабины 2, ходовой части (колесные пары 4, рессоры 6, тормоз 5, песочницы 7), привода (двигателя с редукторами), системы управления, токоприемника 1, сцепных и буферных устройств 3.

Одной из основных характеристик электровоза является *сцепной вес*, т.е. вес, приходящийся на ведущие оси. У рудничных электровозов все оси ведущие, поэтому сцепной вес равен весу электровоза. Наиболее распространены электровозы со сцепным весом 70, 100 и 140 кН.

Характеристика некоторых отечественных контактных электровозов приведена в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Показатели	7КР1У	К10	К14	КТ14	АРП14
Масса, т	7	10	14	14	14
Ширина колеи, мм	600; 750; 900	600; 750; 900	750; 900;	750; 900;	900
Минимальный радиус кривой вписывания, м	12	12	18	18	15
Тяговое усилие, кН	11,8	16,6	23,5	23,5	18
Скорость движения в часовом режиме, км/ч	12,2	12,2	12,8	11,5	9,4
Габариты, мм:					
длина	4500	4760	5440	5800	5865
ширина	1350	1350	1350	1350	1350
высота с токоприемником (максимальная)	2400	2300	2300	2300	1650

Примечание. КР — контактный рудничный; КТ — контактный с тиристорной системой управления тяговым двигателем; АРП — аккумуляторный в рудничном исполнении повышенной надежности.

Система управления электровозом КТ14 позволяет одному машинисту управлять сцепом из двух или трех электровозов.

Двигатели контактных электровозов получают питание от тяговой сети постоянного тока напряжением 250 или 550 В, включающей питающие и отсасывающие кабели, контактный провод и рельсовый путь. Электрический ток от подземной электроподстанции по питающему кабелю поступает к контактному проводу. Пройдя электродвигатели, ток через рельсы и отсасывающий кабель вновь поступает на подстанцию. Места присоединения питающих кабелей к контактному проводу называются питающими, а места присоединения отсасывающих кабелей к рельсам — отсасывающими пунктами. Отдельные участки (секции) контактного провода можно отключать в необходимых случаях (ремонт и пр.) с помощью участковых выключателей.

**Контактный провод** изготавливают обычно из меди. Он имеет специальный профиль для удобства подвески. Высота подвески контактного провода в выработках от головки рельсов составляет 2000—2200 мм. Для уменьшения электрического сопротивления рельсового пути оба рельса через определенные промежутки соединяют проводниками.

**Организация движения транспорта** в круговом околоствольном дворе у скипо-клетевого ствола наглядно видна из схемы (рис. 2.8). Рассматривая маневры транспорта в околоствольном дворе, нужно помнить, что при движении электровоз должен находиться в голове состава. Нахождение электровоза в хвосте состава допускается только при маневровых работах.

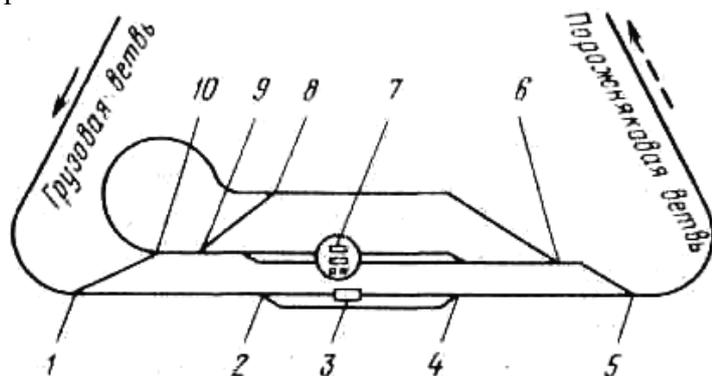


Рис. 2.8. Схема кругового околоствольного двора у скипо-клетевого ствола.

Состав с рудой (с электровозом в голове состава) через стрелки 1, 2, 4 подается на участок

пути между стрелками 4 и 5. Затем электровоз, находясь в хвосте состава, направляет вагонетки к опрокидывателю 3. После разгрузки поезд через стрелки 4, 5 переходит на порожняковую ветвь и уходит на добычные участки.

Состав с породой, пройдя стрелки 1, 10, 9-8 и 5, останавливается на участке между стрелками 6 и 5. Затем электровоз, находясь в хвосте состава, подает вагонетки к стволу 7. После отцепления от состава электровоз переходит через стрелки 6, 8 и 9 на участок между стрелкой 9 и стволом 7 и с составом порожних вагонеток через стрелки 9, 10, 8, 6 и 5 выходит на порожняковую ветвь.

Схема околоствольного двора и маневры электровоза значительно упрощаются, если для сбора порожних вагонеток используется подвагонная (поперечная) тележка, с помощью которой вагонетки передаются с одного рельсового пути на другой, параллельный первому.

На подземном транспорте применяется централизованное или автоматическое регулирование движения поездов в околоствольных дворах и главных откаточных выработках шахт. Комплекс технических средств для централизованного и автоматического управления движением называется **системой СЦБ** (сигнализация, централизация и блокировка). Она позволяет осуществлять контроль и управление движением всего транспорта одному человеку — д и с п е т ч е р у. Для этого подземные пути разбивают на участки, которые ограничены светофорами, запрещающими или разрешающими въезд поезда. Светофор переключается самим поездом после того, как он пройдет его. Стрелочные переводы переключаются диспетчером или автоматически с электровоза.

Для управления стрелками и сигналами в диспетчерской камере устанавливается централизованный аппарат.

Безопасность движения в схеме СЦБ обеспечивается блокировкой, которая исключает включение разрешающего сигнала светофора, если хотя бы одна из стрелок маршрута установлена неправильно. Для связи диспетчера с машинистами электровозов наиболее совершенна высокочастотная телефонная связь. Сигналы передаются по контактному проводу. Данная система допускает двустороннюю передачу сигналов как диспетчеру, так и от диспетчера к машинисту любого электровоза. Система СЦБ позволяет увеличить производительность транспорта, уменьшить численность обслуживающего персонала и увеличить безопасность движения.

В местах погрузки и разгрузки составов управление движением электровоза осуществляется дистанционно с помощью подачи высокочастотных сигналов по контактному проводу переносными передатчиками.

### **Конвейерный транспорт.**

Конвейеры — один из наиболее универсальных видов транспорта. Их можно использовать как на доставке полезного ископаемого в очистном пространстве, так и для транспортирования его по штрекам и наклонным стволам. В рудной промышленности применяют ленточные, скребковые, пластинчатые и вибрационные конвейеры.

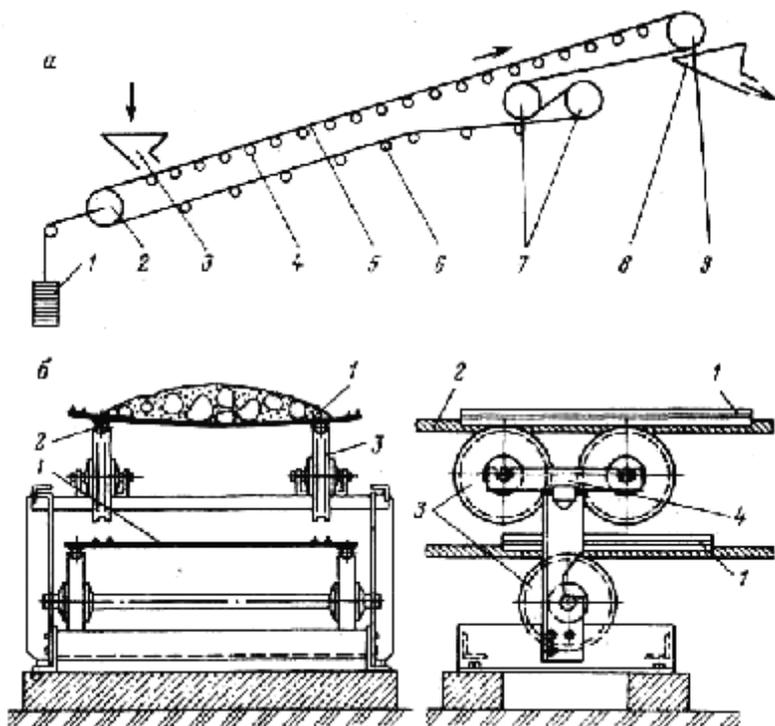


Рис. 2.9. Схема ленточного (а) и ленточно-канатного (б) конвейеров

Схема **ленточного конвейера** приведена на рис. 2.9, а. Несущим органом этого конвейера является гибкая лента 5, которая поддерживается роликами 4 и 6, укрепленными на раме конвейера. В поперечном сечении при помощи трех роликов ленте придают полукруглую форму. Лента приводится в движение приводными барабанами 7. Движение ленте сообщается силой трения между приводными барабанами и лентой. Постоянное натяжение ленты между головным 9 и натяжным 2 барабанами осуществляется грузом 1. Загрузка ленты осуществляется через бункер 3, разгрузка — непосредственно с конвейера у головного барабана или в бункер 5.

Гибкая прорезиненная лента состоит из 3—8 тканевых прокладок, соединенных друг с другом тонкими резиновыми прослойками. Сверху, снизу и с боков тканевый каркас закрывается, привулканизированными к нему резиновыми обкладками толщиной 2—10 мм. Ширина ленты 800—1600 мм для конвейеров, применяемых на подземных работах, и 1000—3000 мм — для открытых горных работ.

При большой длине конвейерной линии применяют прочные резино-тросовые ленты, в которых тканевые прокладки заменены тонкими стальными тросами. Начато также изготовление лент с каркасом из особо прочных волокон, обладающих меньшей массой и большей гибкостью.

Разновидностью ленточных конвейеров является **ленточно-канатный** конвейер (рис. 2.9, б), в котором лента 1 является грузонесущим органом, а канаты 2 — тяговым. Лента удерживается на канатах за счет сил трения с помощью продольных клиновидных канавок. По всей длине конвейера канаты поддерживаются блоками 3 с балансирами 4. Во избежание сильного провисания ленты между канатами она армируется поперечными стержнями. Один став ленточно-канатного конвейера составляет от 3—4 до 10—12 км и более.

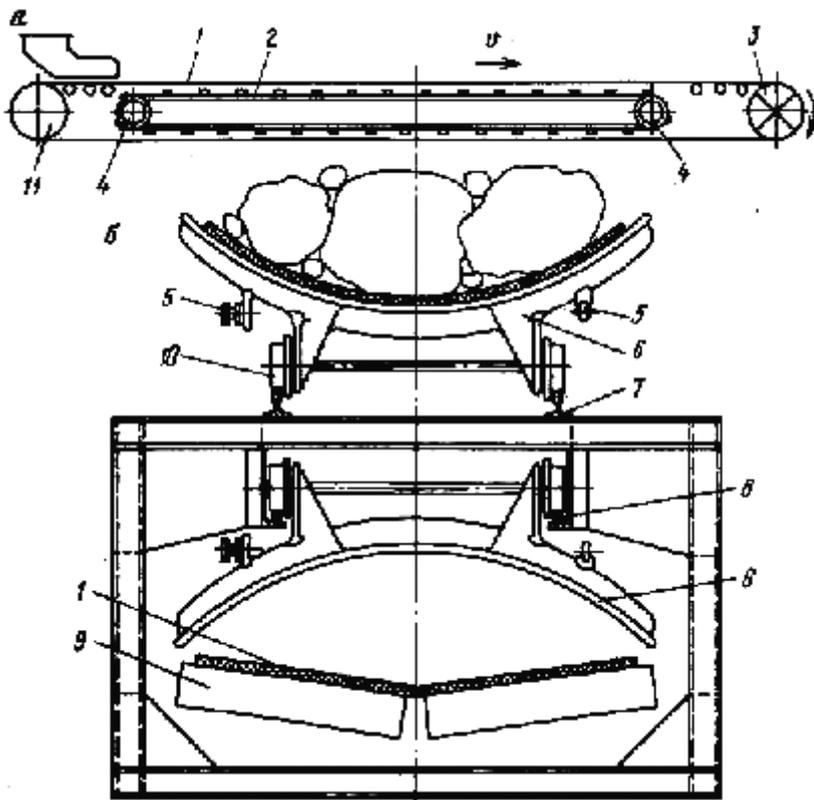


Рис. 2.10. Ленточно-тележный конвейер: а — схема; б — поперечное сечение.

Для транспортирования крупнокускового материала (до 800—1500 мм) создан *ленточно-тележенный* (ленточно-колесный) конвейер (рис. 2.10). Он состоит из наружного и внутреннего контуров. Наружный контур представляет собой обычную гибкую ленту 1, огибающую приводной 3 и натяжной 11 барабаны. Внутренний контур 2 состоит из парных цепей 5, натянутых между неприводными звездочками 4. На цепях укреплены через равные промежутки тележки в виде траверс 6 на катках 70, перемещающихся по рельсам 7. Лента свободно лежит на траверсах и при своем движении силой трения захватывает их. Таким образом, на грузовой ветви лента и тележки траверсы движутся по рельсам совместно, а на порожняковой ветви — отдельно: лента по ро-ликоопорам 9, а тележки-траверсы на катках по направляющим 8. В отличие от обычного ленточного на этом конвейере отсутствует перекатывание ленты по роликоопорам и прочные траверсы позволяют транспортировать куски размером, равным ширине ленты (1200, 1600 мм). Ленточно-тележный конвейер КЛТ-160 успешно применялся на Юкспорском руднике ПО «Апатит» при транспортировании абразивной руды с кусками размером до 1000—1200 мм.

На Абаканском и Таштагольском рудниках ПО «Сибруда» проходят промышленные испытания безроликовые конвейеры со скользящей лентой КСЛ, позволяющие транспортировать крупнокусковую руду (до 1200 мм). Принцип действия конвейера состоит в том, что грузонесущая ветвь ленты скользит по желобу из огнестойкой резинокросовой ленты. Для уменьшения трения в промежутке между грузонесущей ветвью ленты и желобом вводится под давлением рабочая среда на основе жидкости и антифрикционных компонентов (например, водная суспензия графита). Средняя эксплуатационная производительность конвейера составила 630 м<sup>3</sup>/ч, максимальная — 1100 м<sup>3</sup>/ч.

Обычные гладкие ленты допускают транспортирование пород под углом до 18—20°. Для увеличения угла наклона выпускают полихлорвиниловую ленту с рифленой рабочей поверхностью, обеспечивающую доставку материала при угле наклона конвейера до 24°.

Скорость движения ленты составляет 1—6 м/с, часовая производительность — 300—3200 т/ч, мощность двигателей — от нескольких десятков до нескольких тысяч киловатт.

Производительность ленточных конвейеров (т/ч) определяют по формуле

$$P = 3600Fv\gamma_n$$

где F — площадь поперечного сечения материала, нагруженного на ленту, м<sup>2</sup>; v — скорость движения ленты, м/с;  $\gamma_n$  — насыпная плотность породы, т/м<sup>3</sup>.

**Скребокый конвейер** (рис. 2.11) представляет собой металлический желоб, по дну которого движется тяговый и несущий орган — цепь с прикрепленными к ней скребками. При движении скребки захватывают транспортируемый материал и перемещают его по желобу.

Скребокковые конвейеры позволяют транспортировать груз под углом до  $35^\circ$ . Изготавливаются они отдельными секциями, и поэтому их переноска осуществляется легче, чем ленточных.

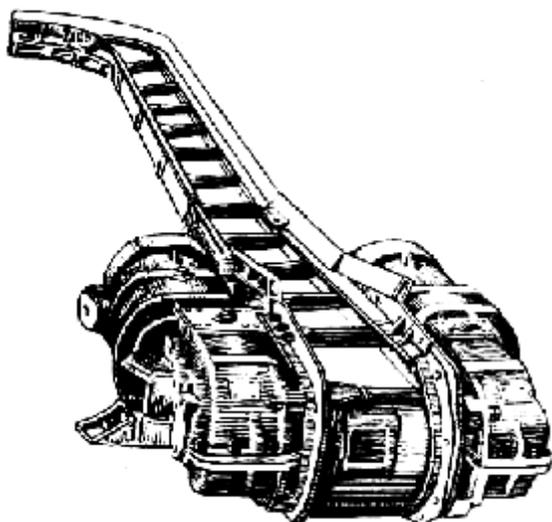


Рис. 2.11. Скребокковый конвейер

Меньшая высота этих конвейеров упрощает загрузку, а возможность изгиба в горизонтальной плоскости позволяет применять их в выработках и забоях криволинейной формы. Из-за высокого сопротивления движению в связи со значительными силами трения между желобом и цепями и скребками с материалом скребковые конвейеры расходуют больше энергии, чем ленточные той же производительности. Обычно скребковые конвейеры используют при доставке полезного ископаемого. Скорость движения рабочего органа  $0,6 - 1,3$  м/с, производительность  $100 - 500$  т/ч.

**Пластинчатые изгибающиеся конвейеры** имеют тот же принцип действия, что и ленточные. Несущая лента в этих конвейерах изготовлена из стальных пластин, укрепленных на звеньях двух тяговых шарнирных цепей. На цепях имеются ролики, которые катятся по направляющим. Цепи приводятся в движение от звездочек приводного устройства. Так же, как и в ленточных конвейерах, с противоположного конца имеется натяжное устройство. Пластинчатые конвейеры допускают изгиб в горизонтальной плоскости с радиусом  $20$  м. Производительность конвейеров  $250 - 750$  т/ч.

Недостатки конвейера этого типа: сложность конструкции, большая масса и значительный расход электроэнергии. Однако пластинчатые конвейеры более приспособлены для транспортирования крупнокусковых абразивных руд и могут быть целесообразны при доставке железной руды в аккумулялирующих выработках. Короткие пластинчатые конвейеры длиной  $5 - 15$  м используются в качестве питателей для подачи горной массы из бункеров, в дробилки и из-под дробилок.

### Шахтный подъем.

Если месторождение вскрыто вертикальным или наклонным стволом, то эти стволы **оборудуют подъемными установками, служащими** для подъема полезного ископаемого и пустых пород.

Подъемные установки делят на **клетевые** и **скиповые**. Клетевые могут выполнять все перечисленные выше функции подъема, скиповые служат для подъема руды или пустой породы.

Схема **двуклетевой** подъемной установки показана на рис. 2.12, а. Она состоит из подъемной машины с барабанами *1*, установленной в здании *2*, двух подъемных канатов *3*, перекинутых через направляющие шкивы *4*, копра *5* с надшахтным зданием *7* и клеток *6* и *8*. При вращении барабанов одна клеть *6* поднимается, другая *8* опускается. При этом барабаны вращаются в противоположных направлениях. Загрузку и разгрузку клеток производят в околоствольном дворе и на верхней приемной площадке копра.

В **скиповой** подъемной установке вместо клеток применяют скипы, сооружают устройства для их загрузки (у шахтного ствола) и разгрузки (на копре).

В подъемных установках используются специальные подъемные машины с электрическими двигателями.

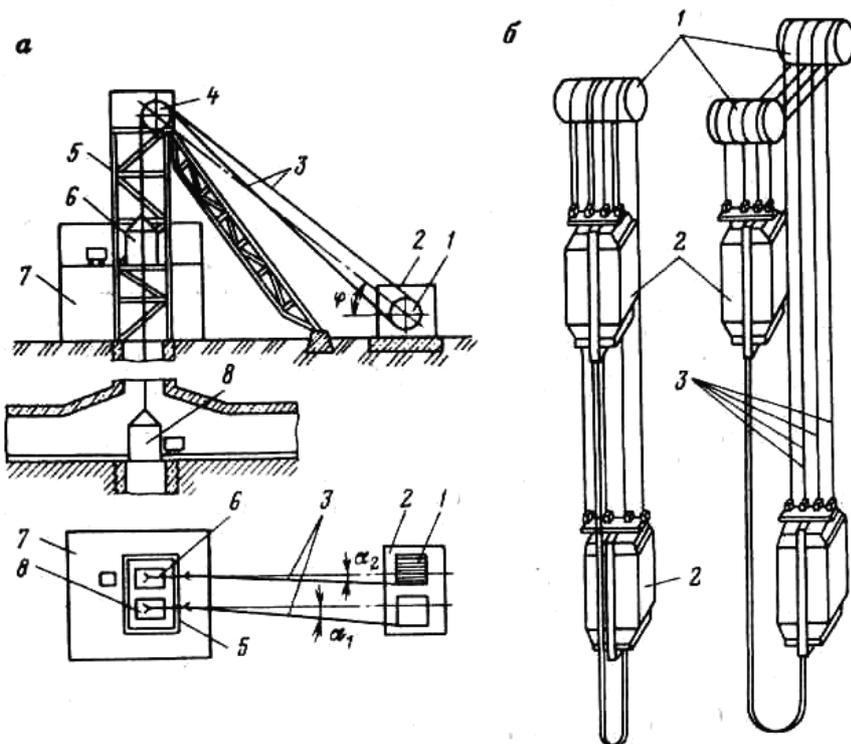


Рис. 2.12. Схема клетевой (а) и многоканатной скиповой (б) установок.

Подъемная машина оборудуется указателем глубины, показывающим машинисту положение подъемных сосудов в стволе, тахографом — самопишущим указателем скорости их движения, и другими устройствами, обеспечивающими безопасность подъема. Барабаны подъемных машин бывают цилиндрические и конические. Диаметр барабана должен быть не менее чем в 80 раз больше диаметра навиваемого каната.

Кроме того, применяют **многоканатные** подъемные установки (рис. 2.12, б), в которых подъемные сосуды 2 подвешивают не на одном, а на нескольких (4—12) канатах 3. Движение от барабана 1 к канатам передается за счет сил трения. Диаметр каждого

подъемного каната в этом случае может быть значительно меньше, чем при одноканатном подъеме. Поэтому диаметр барабана подъемной машины и ее масса тоже уменьшаются, что позволяет устанавливать подъемную машину непосредственно на копре. Наличие нескольких канатов увеличивает безопасность подъема, так как одновременный их обрыв маловероятен.

Для подъемных установок применяют стальные канаты, которые сплетены из прядей, свитых по винтовой линии вокруг органического или металлического сердечника. Каждая прядь состоит из стальных проволок диаметром 1,2—3 мм, навитых в несколько слоев на свой сердечник. Канаты имеют диаметр от 20 до 65 мм. Одним концом канат прикрепляется к барабану, другим — с помощью специального прицепного устройства — к подъемному сосуду. Подъемные канаты имеют 6,5—9-кратный запас прочности. Диаметр направляющих металлических шкивов принимается равным диаметру барабанов.

Расстояние подъемной машины от оси копра определяется углом наклона струны  $\varphi$  (см. рис. 2.12, а). При малых его значениях усложняется устройство копра и увеличиваются колебания струны каната, вследствие чего появляется опасность задевания каната за раму подъемной машины. Поэтому рекомендуется принимать указанный угол не менее  $35^\circ$ . Чрезмерно близкое расположение оси подъемной машины к копру вызывает большое отклонение каната от вертикальной плоскости, проходящей через направляющие шкивы перпендикулярно к оси барабана. В результате канат истирает ребрду направляющего шкива и наблюдается трение витка о виток на барабане. Величина подобного отклонения измеряется углами  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$ . Каждый из них не должен быть больше  $1,5^\circ$ .

Обобщенная характеристика подъемных машин с цилиндрическими барабанами приведена ниже.

Диаметр барабана, м	_____	4,0-7,2
Ширина барабана, м	_____	1,7-4,7
Скорость движения клетей (скипов), м/с	_____	10-16
Мощность электродвигателя, тыс. кВт	_____	1,2-10

**Клет**и по конструкции делят на обыкновенные и опрокидные, одно- и двухэтажные. Корпус (рама) клетки состоит из швеллеров или уголков, обшитых стальными листами. На полу клетки укреплены рельсы, служащие для вкатывания вагонетки, которая удерживается в клетке стопорным устройством. Клеть крепится к канату прицепным устройством, которое соединяется с клетью с помощью специальных стержней. К боковым стенкам клетки прикреплены направляющие лапы, которые при движении клетки скользят по проводникам. Иногда вместо лап клеть снабжается роликовыми направляющими, уменьшающими износ проводников и устраняющими раскачивание клетки. Клетки для подъема и спуска людей имеют двери, открывающиеся внутрь.

При остановке клетки на поверхности, в околоствольных дворах, она устанавливается на посадочные кулаки во избежание ее перемещения при загрузке и разгрузке.

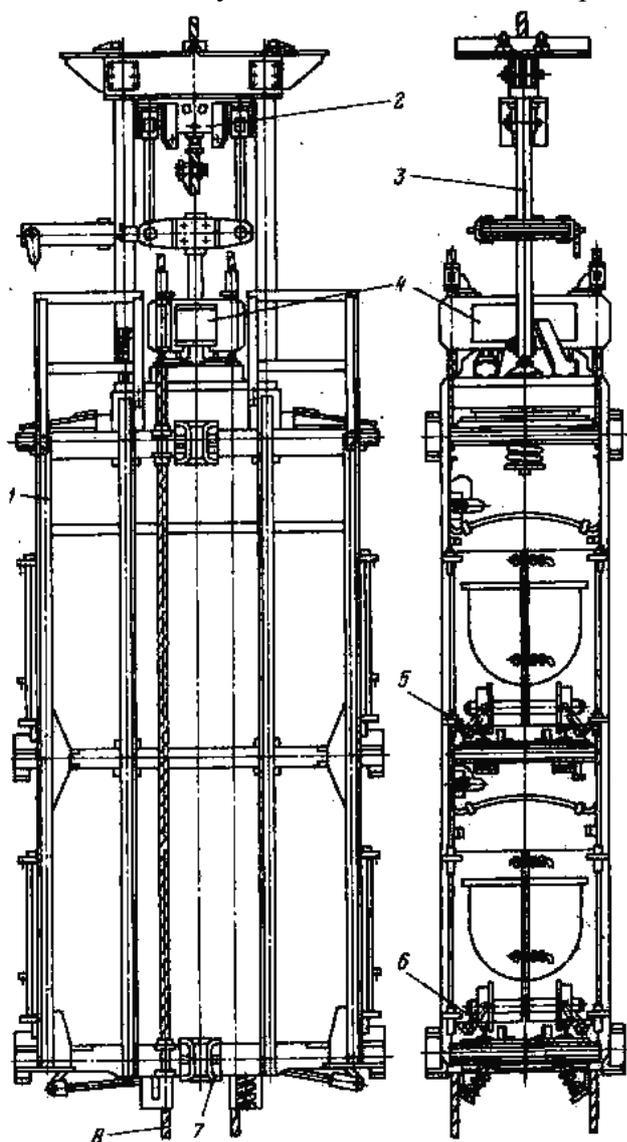


Рис. 2.13. Двухэтажная клеть: 1 – каркас; 2 – прицепное устройство; 3 – подвесное устройство; 4 – парашют; 5 – рельс; 6 – стопорное устройство; 7 – направляющее устройство; 8 – тормозной канат

Каждая клеть снабжается парашютами, останавливающими клеть в случае обрыва каната. Для этого на всю длину ствола навешиваются один или два тормозных каната, закрепленных на копре. При обрыве подъемного каната срабатывает парашют и захватывает тормозные канаты. Двухэтажная клеть показана на рис. 2.13. Длина клеток 3000—6500 мм, ширина 1370—1650 мм, высота 2600 — 6000 мм, грузоподъемность 8,5—25 т, масса 6—25 т. Грузеная вагонетка подается в клеть самокатом или с помощью специальных устройств — толкателей. В обоих случаях порожняя вагонетка из клетки выталкивается грузеной.

**Скипы** бывают с подвижным относительно рамы кузовом (опрокидывные) и неподвижным кузовом. Разгрузка первых осуществляется путем опрокидывания кузова при входе специального ролика на кузове в разгрузочные кривые на шахтном копре. Разгрузка скипов с неподвижным кузовом осуществляется через дно, перекрытое секторным (или клапанным) затвором. Открывание секторного затвора происходит при движении скипа на участке с разгрузочными кривыми. При разгрузке скипа в кривых возникают значительные динамические нагрузки на отдельные узлы скипа и копра, что является существенным недостатком этого способа разгрузки.

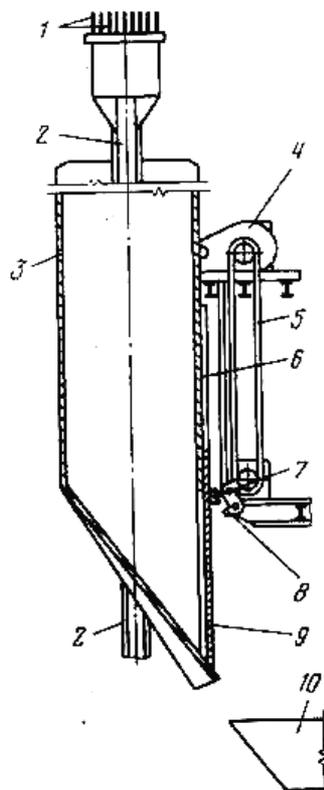


Рис. 2.14. Скип с устройством для открывания шиберного затвора: 1 — подъемные канаты; 2 — рама; 3 — кузов; 4 — электродвигатель с редуктором; 5 — цепь; 6 — направляющие; 7 — выступ; 8 — захват; 9 — шибер; 10 — бункер

Более совершенны скипы с шиберным затвором, открываемым с помощью установленного на копре внешнего привода (рис. 2.14). Такие большегрузные скипы марки ЗСН25-2 для многоканатного подъема имеют вместимость  $25 \text{ м}^3$ , грузоподъемность 57,5 т.

Шиберный затвор (см. рис. 2.14) представляет собой плоскую заслонку, которая передвигается на роликах вверх и вниз в направляющих, укрепленных на боковых стенках скипа. В закрытом положении шибер является частью стенки скипа.

Устройство для открывания шиберного затвора состоит из электродвигателя с редуктором и замкнутого цепного контура с захватами. При подходе скипа к пункту разгрузки захваты находятся в нижнем положении вне зоны движения скипа. После остановки скипа автоматически включается привод цепного устройства, при движении вверх захваты входят в контакт с выступами на шиберном затворе и поднимают его. Происходит разгрузка горной массы из скипа в бункер. После полной разгрузки скипа устройство автоматически включается на обратный ход шибер закрывается и захваты уходят из зоны движения скипа. Скип опускается для следующей загрузки.

Характеристика шахтных скипов приведена в табл. 2.3. В настоящее время на рудниках Кривбасса эксплуатируется более 90 подъемных установок, из них треть — многоканатные. На вновь строящихся мощных шахтах Кривбасса предусмотрены многоканатные подъемные комплексы. На шахте «Первомайская» № 2 сооружен башенный надшахтный комплекс с размещением скиповой и клетевой подъемных машин на разных отметках башенного копра, а на шахте «Вспомогательная» № 1 — безбашенный многоканатный комплекс с подъемными машинами, установленными на уровне земли. На шахте «Восточная» рудоуправления им. Кирова три многоканатные подъемные машины для подъема 60-тонных скипов и двухэтажной клетки с 10-тонной вагонеткой будут располагаться на одной площадке башенного надшахтного здания.

Показатели	Одноканатный подъем		Многоканатный подъем			
	СН-164-2,5	СН-174-2,5	СНМ7-164-2,5	СНМ15-188-2,5	СНМ20-235-2,5	СНМ250-235-2,5
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	7	11	7	15	20	25
Размеры кузова в плане, мм:						
длина	1640	1740	1640	1880	2350	2350
ширина	1440	1680	1440	1740 </td <td>1900</td> <td>1900</td>	1900	1900
Масса, т	11	15	14,5	19	47,5	50

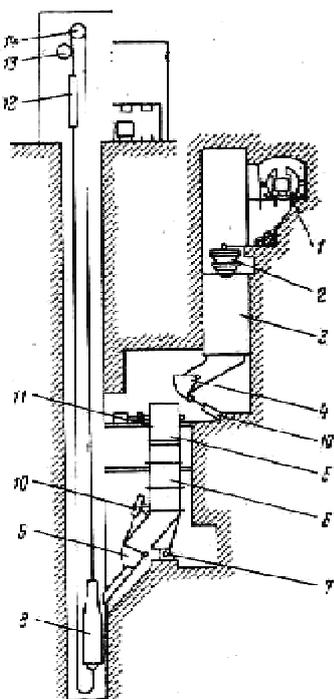


Рис. 2.15. Схема загрузочно-подъемного комплекса: 1- опрокидыватель; 2 - дробилка; 3 — бункер; 4 — затвор; 5 — распределитель; 6 — дозатор; 7 — весовой датчик; 8 — скип; 9 — затвор; 10 — пневмоцилиндры; 11 — пневмодвигатель; 12 — противовес; 13 — отклоняющий шкив; 14 — барабан многоканатной подъемной установки

После разгрузки вагонеток в околоствольном дворе руда, выдаваемая из шахты, проходит через **загрузочно-подъемный комплекс** (рис. 2.15). Из вагонетки, разгружаемой в опрокидывателе, руда направляется в щековую или конусную дробилку. Дробленая руда с размерами кусков 150—300 мм складировается в бункере, из которого через секторно-шиберный затвор и распределитель попадает в дозатор вместимостью, соответствующей вместимости скипа. После установки скипа открывается секторный затвор и скип загружается рудой. Скип движется для разгрузки, а цикл загрузки дозатора повторяется. Распределитель служит для загрузки двух скипов из одного бункера путем переключения потока руды по заранее заданной схеме. Управление механизмами дозаторной установки осуществляется пневмоцилиндрами и пневмодвигателем автоматически с помощью сигналов от датчиков. Также автоматически происходит разгрузка скипов. Автоматизация подъемных установок увеличивает производительность подъема, повышает безопасность и облегчает условия труда машиниста.

## 2.4. Карьерный транспорт.

Всеми видами карьерного транспорта в нашей стране ежегодно перевозится около 10 млрд. т горной массы, из которых 65 % приходится на автомобильный и 25 % на железнодорожный транспорт. Ежегодно возрастают объемы перевозки конвейерным транспортом. Для подъема руды из глубоких карьеров применяют скиповые подъемники. Затраты на перевозку горной массы в карьерах составляют 40—50 %, а в глубоких карьерах 65—70 % общих затрат на добычу полезного ископаемого.

**Железнодорожный транспорт** целесообразен при перевозках горной массы с глубины до 200—250 м, средней и большой производительности карьеров и значительных (более 3 км) расстояниях транспортировки.

В карьерах применяют рельсовый путь широкой (1524 мм) колеи. Ширококолейный

рельсовый путь имеет такое же устройство, как узкоколейный. Для широкой колеи применяют рельсы Р-50, Р-65, Р-75. Длина звеньев рельсов, как правило, 25 м. На протяженных прямых участках возможно сооружение бесстыкового сварного пути длиной 400—800 м.

Используются железобетонные и деревянные шпалы. Последние экономичнее железобетонных на участках с грузопотоком менее 10 млн. т в год и сроком службы рельсового пути менее 10 — 15 лет, а также при радиусах закругления пути менее 300 — 350 м. Стандартная длина шпал 2700 мм, толщина 135—175 мм. Расстояние между шпалами 0,5—0,75 м. Толщина балласта 20— 25 см, а на слабых грунтах 30—50 см.

Минимальный радиус закругления на временных путях 100— 120 м, на постоянных — 200 м. Максимальный подъем пути 40‰ при использовании тяговых агрегатов — 60‰.

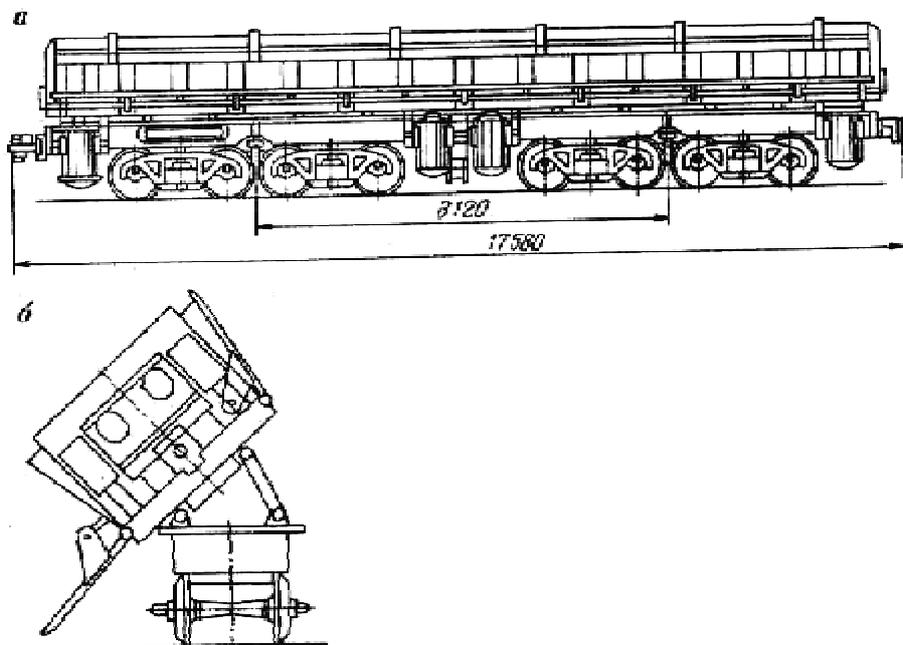


Рис. 2.16. Думпкар грузоподъемность 180 т (а) и схема его разгрузки (б)

Руду и породу в карьерах перевозят в думпкарах (рис. 2.16, а) — металлических вагонах, имеющих откидывающиеся или поднимающиеся борта. Наиболее распространены думпкары с откидывающимися бортами. Они снабжены с каждой стороны пневмоцилиндрами, штоки которых шарнирно соединены с днищем думпкара. При поступлении в цилиндры сжатого воздуха из резервуара выдвигаются поршни со штоками и одновременно с опрокидыванием кузова на угол 48—52° откидывается борт думпкара (рис. 2.16, б). Сжатый воздух в резервуар подводится по шлангам от компрессора, установленного на электровозе. Характеристика думпкаров приведена в табл. 2.4. В качестве локомотивов в карьерах применяют электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Таблица 2.4

Показатели	Думпкары				
	5BC-60	BC-85	2BC-105	BC-125	BC-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	125	180
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	26,2	38	48,5	50	62
Масса, т	29	35	48	55	68
Число осей	4	4	6	6	8
Нагрузка на ось, кН	223	300	256	300	310
Длина, м	11,72	12,17	14,9	15,02	17,58
Высота, м	2,87	3,18	3,23	3,26	3,34

Наибольшее распространение получили контактные электровозы, питающиеся от сети постоянного тока напряжением 1500 и 3000 В и переменного тока напряжением 10 кВ. На стационарных путях контактный провод подвешивают на металлических или железобетонных опорах на высоте 5,75— 6,25 м. На забойных и отвальных путях контактный провод монтируют на передвижных опорах сбоку от рельсового пути. При работе многоковшовых экскаваторов, когда пути перемещают путепередвижателями непрерывного действия, опоры крепят к

рельсовому пути и передвигают вместе с ним. Для съема тока электровоз дополнительно оборудуют боковым токоприемником.

Современные промышленные электровозы отечественного производства (Д-100М, Д-940), производства ГДР (ЕL-1, Е L-21, ЕL-2) и ЧССР (13Е-1 и 26Е-1) имеют сцепной вес от 1000 до 1800 кН, мощность 1400—2430 кВт, скорость движения 28—31 км/ч при часовом режиме и минимальный радиус кривой закругления 60—75 м.

В т е п л о в о з е электрический ток для тяговых двигателей вырабатывается генератором, приводимым в действие двигателем внутреннего сгорания. Достоинства тепловозной тяги: высокий к.п.д. (25—27 % по сравнению с 14—15 % у электровозов), значительная сила тяги, отсутствие контактной сети. В карьерах они не получили широкого распространения, так как используемые МПС тепловозы не соответствуют специфическим особенностям открытых разработок (большие уклоны, малые радиусы кривых).

В последнее время в качестве локомотивов все большее применение стали находить т я г о в ы е а г р е г а т ы . В состав тягового агрегата входят головной электровоз, на котором размещена система управления, дизелевоз (секция автономного управления) и один-два моторных думпкара. В дизельной секции установлена дизель-генераторная установка, питающая постоянным током электродвигатели ходовой части и устраняющая потребность в контактной сети на передвижных путях. Находят также применение тяговые агрегаты, состоящие из электровоза управления и моторных вагонов. Сцепной вес тяговых агрегатов постоянного (ПЭ-8, ПЭ-5, ПЭ-2М) и переменного (ОПЭ-1, ОПЭ-2) тока составляет 2400—3600 кН, что позволяет водить поезда с полезной массой 1000т на уклонах 60<sup>0</sup>/<sub>00</sub>. Для глубоких карьеров СССР специалистами ГДР в сотрудничестве со специалистами нашей страны разработаны и выпущены мощные (4920 кВт) автономные тяговые агрегаты ЕL-10, состоящие из электровоза переменного тока с дизель-генераторной установкой и двух моторных думпкаров.

**Автомобильный транспорт** по сравнению с железнодорожным позволяет: иметь более крутые уклоны (до 0,1 в грузовом направлении и до 0,12—0,15 в порожняковом) и меньшие радиусы закруглений пути (до 12—20 м), что сокращает объемы вскрывающих траншей и сроки сдачи карьеров в эксплуатацию; обрабатывать небольшие рудные тела при значительной глубине их залегания с меньшим объемом вскрышных работ; иметь лучшие условия для раздельной выемки руд; обрабатывать рудные тела сложной конфигурации с меньшими потерями; повысить производительность экскаваторов на 15—20 % ввиду меньших простоев в ожидании транспорта.

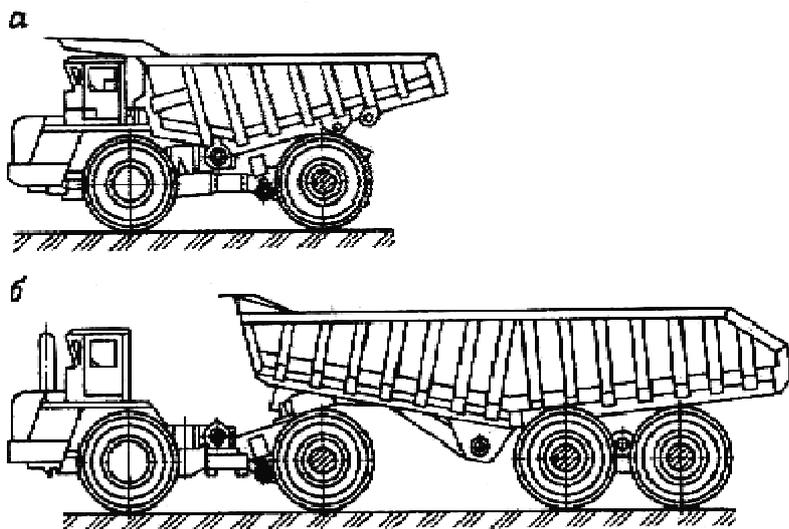


Рис. 2.17. Автосамосвал (а) и двухостный полуприцеп (б)

Основным видом автомобильного транспорта в карьерах являются а в т о с а м о с в а л ы грузоподъемностью 27—75 т, разгружающиеся опрокидыванием кузова назад на угол 50—65° с помощью гидроцилиндров (рис. 2.17, а). Внедряются автосамосвалы грузоподъемностью 100 и 180 т. Характеристика применяемых на карьерах автосамосвалов приведена в табл. 2.5.

Т а б л и ц а 2 . 5

Показатели	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	27	40	75	110	180
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	15	21	36	44	70

Мощность двигателя, кВт	260	382	770	960	1700
Масса, т	21	27	48	85	120
Наибольшая скорость, км/ч	55	57	55	52	50
Минимальный радиус поворота, м	8,3	9,5	10,5	12	15

Большегрузные автосамосвалы оборудованы электромеханической трансмиссией с электроприводом задних ведущих колес. В ведущие мотор-колеса встроены тяговый электродвигатель, редуктор и тормозное устройство.

На базе автомобилей БелАЗ созданы п о л у п р и ц е п ы грузоподъемностью 40, 65 и 120 т (рис. 2.17, б).

Перспективным является применение дизель-троллейбусов. В местах погрузки в забоях и на временных участках путей внутри карьера они двигаются с помощью собственных дизельных двигателей, а на постоянных участках пути — питаются энергией от троллейной сети.

Одно из условий успешного применения автотранспорта — хорошие а в т о д о р о г и , которые бывают постоянными (в капитальных траншеях и на поверхности) и временными (забойные).

Элементы автомобильной дороги: проезжая часть, обочина, кюветы. Проезжая часть постоянных дорог имеет покрытие в виде слоя гравия, щебня, бетона и т. д. Применяют также покрытия из отдельных железобетонных плит. Несколько большие капитальные затраты при этом окупаются меньшими эксплуатационными расходами по содержанию дороги и автомобильного парка. Поверхность дорог выравнивают экскаватором и затем планируют бульдозером; при неустойчивых породах основание дороги уплотняют тяжелыми катками.

Проезжая часть дороги имеет поперечный уклон, равный 0,04; продольный уклон в грузовом направлении составляет 0,06—0,1, в порожняковом — 0,12—0,15.

Ширина проезжей части при движении в одном направлении (однополосном) равна ширине автосамосвала плюс ширина свободных зазоров по 0,4—1 м с каждой стороны проезжей части. При двухполосном движении проезжую часть увеличивают на ширину еще одного автосамосвала и величину зазора между встречными автомобилями (0,4—1,5 м). Радиусы закруглений карьерных автодорог не должны быть менее 20 м.

Ширину проезжей части автодорог (м) при двухполосном движении рекомендуется принимать следующей.

Дорога	Постоянная	Временная
БелАЗ-540	12-14	10-10,5
БелАЗ-548	13-15	11-11,5
БелАЗ-549	17-20	14-15
БелАЗ-7519	19-21	16-17
БелАЗ-7521	23-25	18-20

Применение автомобильного транспорта целесообразно при расстояниях транспортирования не более 3—6 км в зависимости от грузоподъемности автосамосвалов. При большой длине транспортировки целесообразно использование автотранспорта в сочетании с железнодорожным, конвейерным транспортом или скиповыми подъемниками.

Срок службы автосамосвалов составляет 5—6 лет при пробеге за это время 180—220 тыс. км. Срок службы шин 25—40 тыс. км. **Конвейерный транспорт** получил широкое распространение в карьерах для доставки мягких руд, угля, пород, разрабатываемых преимущественно роторными экскаваторами. Реже его используют для транспортирования крепких руд и скальных пород, прошедших предварительное дробление до кусков крупностью 300—400 мм.

Достоинства конвейерной доставки: возможность преодоления больших (18—20°) подъемов и сокращение вследствие этого объема горно-капитальных работ; непрерывность транспортирования горной массы, позволяющая повышать коэффициент использования экскаваторов; возможность полной автоматизации и небольшой штат обслуживающего персонала.

Л е н т о ч н ы е к о н в е й е р ы , применяемые на открытых разработках, не имеют принципиальных отличий в конструкции от подземных, но имеют большие параметры. Ширина ленты конвейера достигает 3000—3200 мм, скорость ее движения — 8 м/с, производительность —

25—30 тыс. м<sup>3</sup>/ч. Длина одного става конвейера может достигать 10—12 км, а суммарная мощность всех приводов 6—9 тыс. кВт.

В некоторых случаях отдельные става конвейеров устанавливают на шпалах между скрепляющими их рельсами. Последние служат для установки и перемещения загрузочных устройств, а также используются для передвижки конвейера. При низких температурах (-40-45°С) используют специальные морозоустойчивые ленты. Высокопрочные ленты изготавливают с прокладками из синтетических тканей. Кроме повышенной прочности они обладают высокой эластичностью и влагоустойчивостью, вследствие чего при низкой температуре не смерзаются и не теряют гибкости. Очень высокую прочность имеют резинотросовые ленты, у которых каркас делается из стальных тросов, сплетенных из тонких проволок, укладываемых в один слой.

Наиболее перспективны ленточно-канатные конвейеры, допускающие большую длину става и изгиб в горизонтальной плоскости радиусом до 120—150 м.

В глубоких карьерах при большой протяженности трассы карьерных дорог целесообразно применять сочетание двух или трех видов транспорта.

Наиболее распространенными видами **комбинированного транспорта** в карьерах являются сочетания: автомобильного с железнодорожным, автомобильного с конвейерным, автомобильного со скиповым. Горная масса автосамосвалами перевозится до перегрузочных пунктов, где перегружается в соответствующий вид другого транспорта. Перегрузочные пункты устраивают на поверхности или верхних горизонтах карьеров и переносят на нижележащие по мере углубления карьера. Перегрузочные пункты располагают таким образом, чтобы расстояние от забоев до них не превышало 3—4 км.

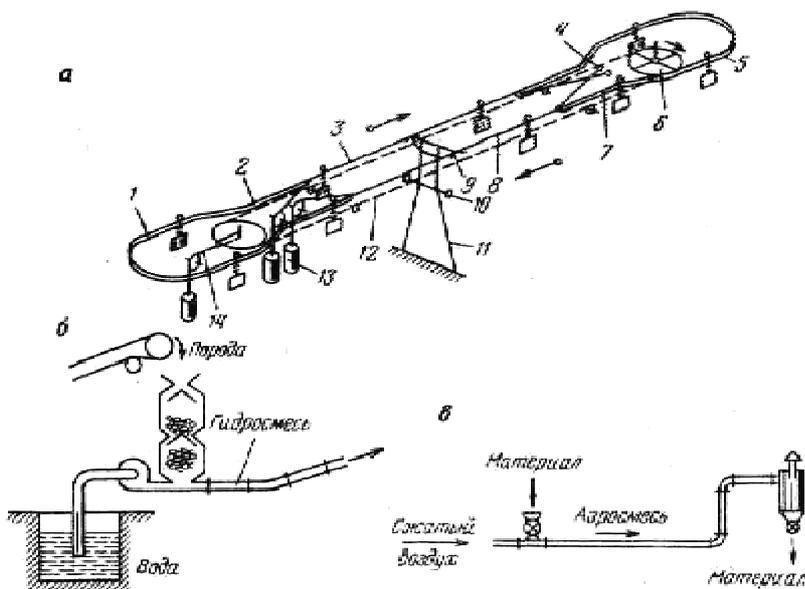


Рис. 2.18. Схемы специальных видов транспорта: а – подвесной двухканатной дороги; б, в – соответственно гидравлического и пневматического транспорта

В карьерах глубиной до 200 м целесообразно применять автомобильно-железнодорожный транспорт, при глубине свыше 150 — 200 м — автомобильно-конвейерный. В глубоких карьерах с крутыми откосами бортов применяют автомобильно-скиповой транспорт.

В сложных горнотехнических условиях и между отдельными пунктами переработки полезного ископаемого применяют **специальные виды транспорта**: подвесные канатные дороги, перемещение горной массы по рудоспускам, пневматический и гидравлический.

Подвесные канатные дороги используют для транспортирования горной массы из карьеров, расположенных в гористой местности. Их главное достоинство — независимость от рельефа. Схема двухканатной дороги показана на рис. 2.18, а. Несущие канаты на грузовой 3 и порожняковой 8 ветвях на одном конце дороги 4 закреплены наглухо, а на другом натянуты противовесами 13. По трассе дороги они поддерживаются опорными башмаками 9, установленными на опорах 11. На конечных станциях несущие канаты соединяются друг с другом однорельсовыми подвесными путями 1 и 5 и образуют замкнутый контур движения вагонеток.

Вагонетки крепят зажимами к тяговому к 12, огибающему приводной 6 и натяжной шкивы. Натяжной шкив 14 соединен с противовесом. По трассе тяговый канат поддерживается

блоками 10, установленными на опорах. Прицепка и отцепка вагонеток производится в пунктах 2 и 7.

Опоры устанавливаются на расстоянии от нескольких десятков до нескольких сот метров одна от другой, в зависимости от рельефа местности. Длина дорог достигает нескольких десятков километров. Производительность дорог невысока — до 500 т/ч.

Одна из схем гидравлического транспорта показана на рис. 2.18, б. Насос всасывает и нагревает в трубопровод воду, а транспортируемый груз вводится в трубопровод с помощью шлюзующего устройства, состоящего из двух камер. Верхний и нижний клапаны открываются и закрываются автоматически поочередно, вследствие чего питание трубопровода горной массой и образование гидросмеси происходит практически непрерывно.

Для производительной работы гидротранспорта необходима невысокая крупность транспортируемого материала и оптимальная консистенция гидросмеси. При соответствующих условиях гидротранспорт оказывается экономичнее других видов транспорта. Так, эксплуатирующиеся в стране угольные трубопроводы длиной по 11 км обеспечивают в два раза меньшие затраты на перемещение полезного ископаемого, чем железнодорожный транспорт.

Обычный вариант пневматического транспорта сыпучего материала по трубопроводу струей сжатого воздуха показан на рис. 2.18, в. Он применяется для перемещения грузов на относительно небольшие расстояния. Качественно новым видом пневмотранспорта является транспорт насыпных грузов в отдельных (или соединенных в составы) контейнерах под действием нагнетаемого в трубопровод воздуха. Контейнеры движутся на колесах по рельсу, проложенному в нижней части трубопровода. Система трубопроводного контейнерного транспорта создается в Грузинской ССР. По трубопроводу первой очереди длиной 17 км доставляется щебень от карьера до завода железобетонных изделий. Диаметр трубопровода 1,2 м, грузоподъемность состава 30 т. Проложены два отдельных трубопровода для груженых и порожних составов. С вводом второй и третьей очередей длина трубопроводной линии возрастает до 40 км.

## 2.5. Карьерное погрузочное оборудование.

Выемку и погрузку руд и пустых пород в карьерах осуществляют одно- и многоковшовыми экскаваторами. В рудной промышленности наибольшее распространение имеют *одноковшовые экскаваторы*; многоковшовые экскаваторы применяют только при разработке мягких руд и пород. По конструкции рабочего оборудования одноковшовые экскаваторы подразделяются на следующие типы: прямая механическая лопата; драглайн (канатно-ковшовый экскаватор); обратная механическая лопата (канавокопатель); струг; грейферный экскаватор. Обратная механическая лопату, грейферный экскаватор и струг имеют ограниченное применение в горнорудной промышленности.

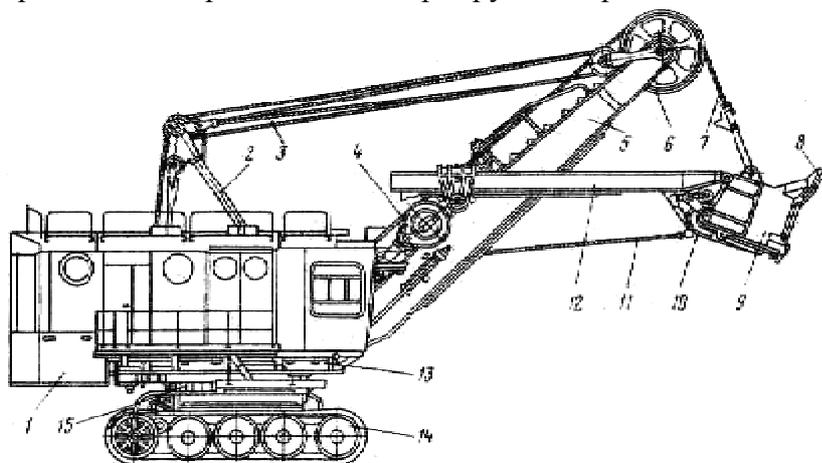


Рис. 2.19. Экскаватор ЭКГ-5А

Экскаватор типа прямой механической лопаты ЭКГ-5А (экскаватор карьерный гусеничный с ковшем вместимостью 5 м<sup>3</sup>) состоит из ходовой тележки 14 на гусеничном ходу, на которой установлена поворотная платформа 13 с кузовом 1 (рис. 2.19). На стреле 5 размещен напорный механизм 4, служащий для перемещения двух рукоятей 12. На концах рукоятей расположен ковш 9 с зубьями 8. Подъем ковша осуществляется канатом 7, который перекинут через головной блок 6 и навивается на барабан подъемной лебедки,

установленной на поворотной платформе. Днище 10 ковша откидное. При опускании ковша вниз оно автоматически захлопывается. Открывание его происходит при натяжении троса 11 с помощью электродвигателя, установленного на стреле.

Стрела имеет корбчатое сечение и в рабочем положении устанавливается под углом 45°. Подъем и опускание стрелы в необходимых случаях производят специальной лебедкой, расположенной на платформе. Канат 3 от этой лебедки, пропущенный через полиспасты, крепится к двуногой стойке 2.

На поворотной платформе расположены два двигателя с редукторами, шестерни которых входят в зацепление с зубчатым венцом 15, неподвижно соединенным с рамой ходовой тележки. Эти шестерни перекачиваются по зубчатому венцу и корпус экскаватора поворачивается на любой угол.

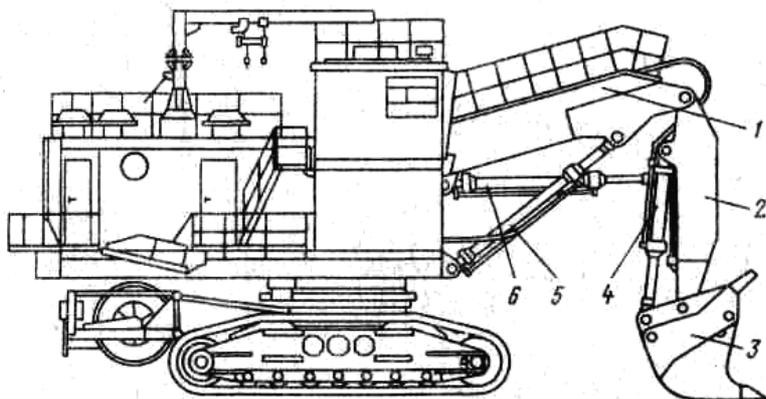


Рис. 2.20. Гидравлический экскаватор ЭГ-12А

Один рабочий цикл погрузки экскаватором предусматривает следующие операции: копание, поворот для разгрузки, разгрузку ковша, поворот к забою, опускание ковша. Копание заключается в подъеме ковша с одновременным выдвижением рукояти в начале подъема. Некоторые операции (например, поворот к забою и опускание ковша) совмещают, что позволяет сократить продолжительность цикла.

В последние годы созданы и Уралмашзаводом выпущены гидравлические экскаваторы с оборудованием типа прямой лопаты и ковшами вместимостью 12 и 20 м<sup>3</sup>. У гидравлического экскаватора (рис. 2.20) стрела 1, рукоять 2 и ковш 3 челюстного типа соединены друг с другом шарнирно и имеют независимый гидравлический привод. Стрела также соединена шарнирно с корпусом экскаватора. Рабочее давление в гидросистеме 30 МПа. При выдвижении штоков гидроцилиндра 6 рукояти и гидроцилиндра 4 ковша происходит копание породы. Разгрузка производится при подъеме передней подвижной части ковша. Установка ковша на определенной высоте достигается работой гидроцилиндров 5 и 6.

Для машиниста экскаватора в кабине созданы комфортные условия путем установки кондиционера, системы тепло- и звукоизоляции, усовершенствованной системы колонок управления, требующих небольших усилий. Кабина установлена на высоте 2 м над поворотной платформой, что обеспечивает хороший обзор забоя и транспортных средств и безопасность работы.

Гидравлические экскаваторы ЭГ-12А и ЭГ-20 имеют меньшие массу и установленную мощность электродвигателей и более высокую (на 10—15 %) производительность по сравнению с экскаваторами ЭГ-12,5 и ЭКГ-20

Кроме прямых механических лопат карьерного типа (типа К), предназначенных для погрузки в транспортные средства, отечественными заводами выпускаются вскрышные экскаваторы типа В, отличающиеся большими рабочими параметрами. Вскрышные экскаваторы служат в основном для перевалки пустых пород в выработанное пространство и для погрузки в транспортные сосуды, установленные на верхней площадке уступа.

Драглайны (канатные экскаваторы) предназначены для выемки и погрузки относительно мягких пород. Значительные рабочие параметры этих экскаваторов позволяют применять их при бестранспортных системах разработки. Драглайны выпускают на гусеничном и шагающем ходу. Мощные драглайны имеют шагающий ход,

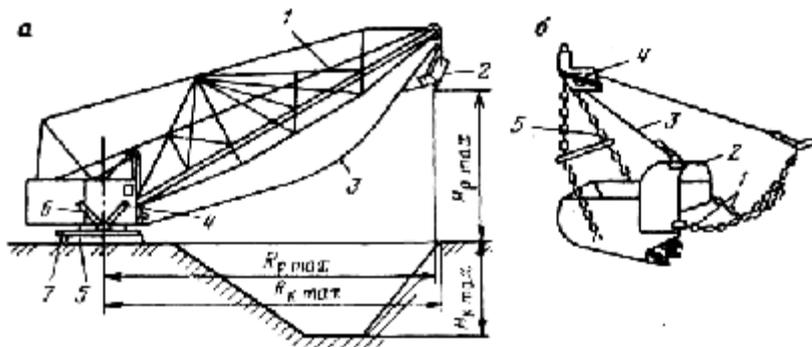


Рис. 2.21. Схема драглайна (а) и ковш драглайна (б):  $R_{K \max}$  — максимальный радиус копания;  $R_{p \max}$  — максимальный радиус разгрузки;  $H_{K \max}$  — максимальная глубина копания;  $H_{p \max}$  — максимальная высота разгрузки

В отличие от прямой механической лопаты ковш 2 драглайна подвешен на двух канатах: подъемном /и тяговом 3 (рис. 2.21, а). Драглайн осуществляет копание пород преимущественно ниже уровня своего стояния. Конструкция драглайнов позволяет осуществлять поворот корпуса на любой угол.

Мощные отечественные шагающие драглайны передвигаются с помощью гидравлического механизма, состоящего из четырех гидравлических цилиндров (двух подъемных 6 и двух вспомогательных 4) и двух опорных башмаков 7, шарнирно подвешенных с каждой стороны экскаватора. Нагнетание масла в цилиндры производят насосами высокого давления. Во время работы экскаватор стоит на опорной раме 5, представляющей собой круглую сварную плиту.

Ковш (рис. 2.21, б) соединен с тяговым канатом цепями 1, а с подъемным — цепями 5. К арке 2 ковша крепится разгрузочный канат 3. Второй конец каната перекинут через блок 4 и прикреплен к тяговому канату. Если тяговый канат ослаблен, то теряет натяжение и разгрузочный канат, при этом передняя часть ковша опускается вниз (как более тяжелая) и происходит разгрузка ковша. При натяжении тягового каната натягивается разгрузочный канат, который через блок поднимает переднюю часть ковша, — происходит копание. Характеристика некоторых отечественных одноковшовых экскаваторов типа прямой механической лопаты и драглайна приведена в табл. 2.6.

**Многоковшовые экскаваторы** бывают цепные и роторные. Цепные многоковшовые экскаваторы выпускают на рельсовом и гусеничном ходу

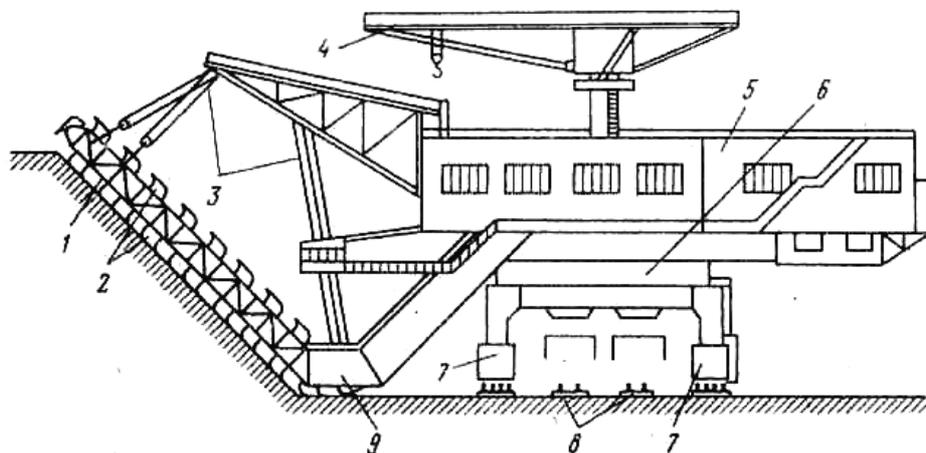


Рис. 2.22. Многоковшовый цепной экскаватор

Многоковшовый цепной экскаватор на рельсовом ходу (рис. 2.22) состоит из корпуса 5, установленного на раме 5, ковшовой рамы 1 с бесконечной цепью, на которой укреплены ковши 2. Основное и планирующее 9 звенья рамы подвешивают через систему полиспастов 3 к укосине корпуса экскаватора. С помощью системы лебедок рама может перемещаться в вертикальной плоскости. Ковшовая цепь приводится в движение ведущим барабаном, установленным в корпусе экскаватора. Ковши с породой разгружаются у ведущего барабана и порода через разгрузочные люки поступает в вагоны, подаваемые по рельсовым путям 8.

Таблица 2.6

Показатели	Карьерные экскаваторы						Вскрышные экскаваторы			Драглайны			
	ЭКГ-5А (ЭКГ-4,6)	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭГ-12А (ЭГ-12)	ЭГ-20	ЭКГ-20	ЭВГ-4И	ЭВГ-15	ЭВГ-35/65	ЭШ-6/45М-У	ЭШ-20/90	ЭШ-40/85	ЭШ-100/100
Вместимость ковш, м <sup>3</sup>	5 (4,6)	6,3; 8	12,5	12	20	16;20;25	4	15	35	6	20	40	80;90;100
Длина стрелы, м	10,6	12	18	8	-	17	20,6	19,5	65	45	90	85	100
Угол наклона стрелы, градус	45	47	45	-	-	45	45	45	45	25-35	30	32	30
Максимальный радиус копания, м	14,4	17,7	22,5	15	19	21,6	23,5	40	65	42,5	83	82	97
Максимальный радиус разгрузки, м	12,6	15,7	19,9	13,5	18	19,4	20,9	37,8	62	43,5	83	32	97
Максимальная высота (глубина для драглайнов) копания, м	10,2	13	15,6	14	18	17,9	21,7	30	50	22	42,5	40	47
Максимальная высота разгрузки, м	6,3	8,3	10	10,5	14,5	12	18	26	45	19,5	38,5	32	43
Радиус вращения задней части кузова, м	5,2	7	10	7,2	8,7	8	7,5	12	19	9,7	19,7	21,5	29
Радиус копания на уровне стояния, м	8,2	10,3	14,8	13,5		13,7	14,3	20	37	-	-	-	-
Масса, т	197	363	658	330	570	950	358	1150	2700	305	1740	3100	10250
Скорость передвижения, км/ч	0,55	0,5	0,61	1,3	0,85	0,9	0,5	0,31	0,2	0,48	0,08	0,06	0,06
Преодолеваемый подъем, градус	12	12	12	12	12	12	8	7,5	5	12	7	7	5
Мощность сетевого двигателя, кВт	250	520	1250	630	630x2	1358	520	1400	1450x2	520	2500	2250x2	3600x4
Продолжительность цикла, с	23	26	28	28	28	28	32	50	60	45	60	60	60

Небольшие многоковшовые цепные экскаваторы на рельсовом и гусеничном ходу имеют боковую погрузку, которая осуществляется через выносной консольный погрузочный конвейер в транспортные сосуды, находящиеся сбоку от экскаватора. Экскаватор во время работы железнодорожными тележками 7 перемещается вдоль уступа и срезает слой породы толщиной 0,1—0,2 м. Вслед за выемкой слоя передвигают железнодорожные пути встроенными в тележки путепередвижными машинами непрерывного действия. Кран 4 служит для механизации монтажных и ремонтных работ.

Многоковшовые экскаваторы могут располагаться на верхней площадке уступа и копать породу ниже уровня своего стояния. Такие экскаваторы называют экскаваторами с нижним копанием. При необходимости применяют сдвоенные экскаваторы для нижнего и верхнего копания.

Размеры и мощность многоковшовых цепных экскаваторов зависят от вместимости ковша, которая изменяется от 250 до 2240 л.

Ниже приведена характеристика многоковшового цепного экскаватора на рельсовом ходу с нижним копанием и вместимостью ковша 1500 л.

Число ковшей	30
Скорость движения ковшовой цепи, м/с	1,25
Число разгрузок ковшей в минуту	22
Глубина копания, м	24-29
Рабочая масса, т	2400
Число ходовых колес	178
Скорость рабочего хода, м/мин	4
Мощность двигателей, кВт	2300

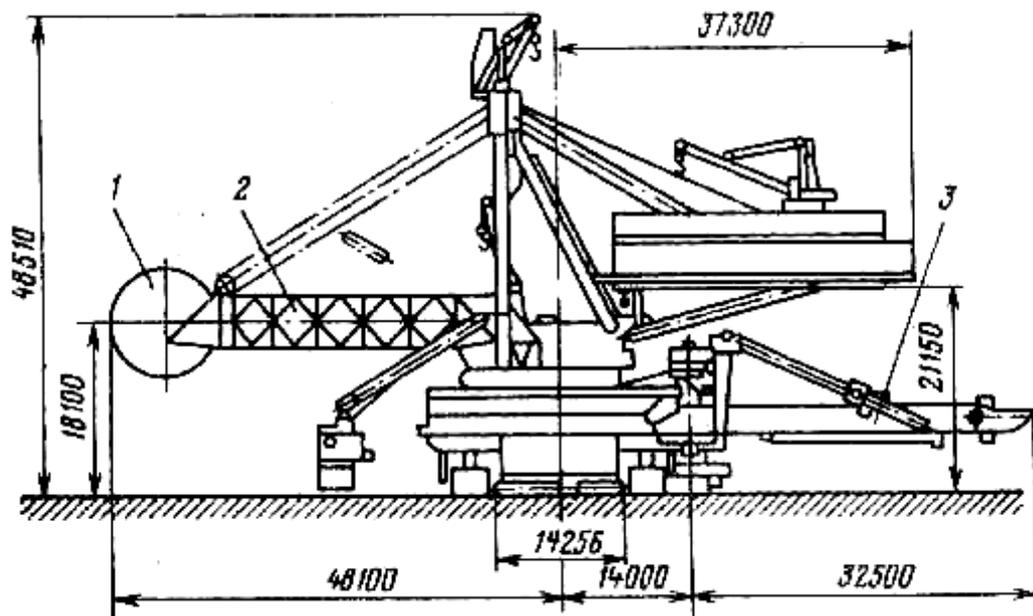


Рис. 2.23. Роторный экскаватор ЭРШРД-5250

Роторные экскаваторы (рис. 2.23) отличаются от цепных конструкцией рабочего органа. Ковши этого экскаватора расположены на рабочем колесе — роторе 1, которое крепится к роторной раме 2.

Копание породы происходит при вращении ротора. Порода из ковшей разгружается на ленточный конвейер; установленный на роторной раме, и далее поступает на разгрузочный конвейер 3.

Роторная стрела при работе может выдвигаться или задвигаться, подниматься или опускаться.

Крупные роторные экскаваторы в настоящее время выпускаются преимущественно с невыдвигаемой стрелой, способной подниматься, опускаться или поворачиваться на угол 90—120° относительно экскаватора.

Большинство роторных экскаваторов выпускается на гусеничном или шагающе-рельсовом ходу. В последнем случае при работе экскаватор передвигается по рельсам, укрепленным на специальных лыжах на длину хода около 10 м. Затем экскаватор

устанавливается на круглую опорную раму, а лыжи с рельсами выдвигаются вперед.

Роторные экскаваторы по сравнению с цепными обладают более высокой производительностью, могут применяться для разработки более плотных пород и вести селективную выемку. При вязких влажных породах роторные экскаваторы имеют худшие показатели, чем цепные.

Вместимость ковшей роторного экскаватора составляет 0,2—5 м<sup>3</sup>, диаметр ротора — 4—21 м. Высота черпания у мощных роторных экскаваторов достигает 50 м, а глубина копания ниже уровня стояния — 25 м.

Характеристика некоторых отечественных роторных экскаваторов приведена в табл. 2.7.

Т а б л и ц а 2 . 7

Показатели	ЭР-1250	ЭРШР-5000	ЭРП-5250
Теоретическая производительность, м <sup>3</sup> /ч	1250	5000	5250
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	0,375	1,6	0,6
Число ковшей	9	10	22
Диаметр ротора, м	6,5	16	11,5
Скорость передвижения, м/ч	315	110	120
Максимальная высота копания, м	17	40	30
Глубина нижнего копания, м	1,5	7	2,1
Установленная мощность электродвигателей, кВт	860	16400	9370
Масса, т	700	4250	4100

**Производительность экскаваторов.** Сменную производительность (м<sup>3</sup>) одноковшовых экскаваторов определяют по формуле

$$Q_{см} = \frac{60TVk_H k_{II}}{tk_p}$$

где  $T$  — продолжительность смены, ч;  $V$  — вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  $k_H$  — коэффициент наполнения ковша;  $k_{II}$  — коэффициент использования рабочего времени в течение смены;  $t$  — продолжительность цикла, мин;  $k_p$  — коэффициент разрыхления породы.

Величина указанных коэффициентов зависит от многих факторов и изменяется в широких пределах. Коэффициент наполнения ковша принимается в зависимости от качества дробления породы в пределах 0,6—0,9. Коэффициент разрыхления определяется крепостью породы и колеблется от 1,3 до 2. Коэффициент использования рабочего времени (отношение времени работы экскаватора на погрузке к общей продолжительности смены) зависит от организации работ, вида транспорта, организации его движения и равен 0,4—0,8.

Продолжительность цикла определяется характером пород в забое, углом поворота экскаватора, квалификацией машиниста и т. п. Для экскаваторов ЭКГ-5А (ЭКГ-4,6), ЭКГ-8И при расчетах она принимается равной 0,5 мин.

Практически сменная производительность экскаватора ЭКГ-5 (ЭКГ-4,6) колеблется в пределах 400—1200 м<sup>3</sup>, экскаватора ЭКГ-8И — от 700 до 2000 м<sup>3</sup>. Сменная производительность крупных шагающих драглайнов составляет 2000—4000 м<sup>3</sup>.

Сменную производительность многоковшового экскаватора можно определить по приведенной выше формуле, заменив  $t$  величиной  $1/n$  ( $n$  — число ковшей, разгружающихся в минуту).

Сменная производительность крупных многоковшовых экскаваторов достигает 5000 - 10000 м<sup>3</sup>. Особенно высока производительность роторных экскаваторов. Например, роторный экскаватор с ковшами вместимостью 3600 л на угольном карьере имеет суточную производительность до 100 тыс. м<sup>3</sup> породы в массиве.

На рис. 2.24 приведены **схемы установки в забое** прямой механической лопаты и драглайна. На рис. 2.24, а показаны форма забоя и расположение прямой механической лопаты при выемке мягких пород с погрузкой их в вагоны или автосамосвалы, расположенные на нижней площадке уступа. Высота забоя  $h$  в этом случае не должна превышать максимальной высоты копания экскаватора. При большей высоте в верхней части уступа возможно образование навесов или козырьков породы, представляющих опасность для людей и экскаваторов. Ширина забоя  $A$  принимается равной от одного до полутора радиусов копания экскаватора  $R_k$  на уровне стояния. При  $A = 1,5R_k$  ось движения экскаватора располагается от нижней бровки уступа на

расстоянии радиуса копания на уровне стояния ( $a = 0,5R_k$  ;  $b = R_k$  ). Расстояние от оси железнодорожного пути зависит от радиуса разгрузки экскаватора.

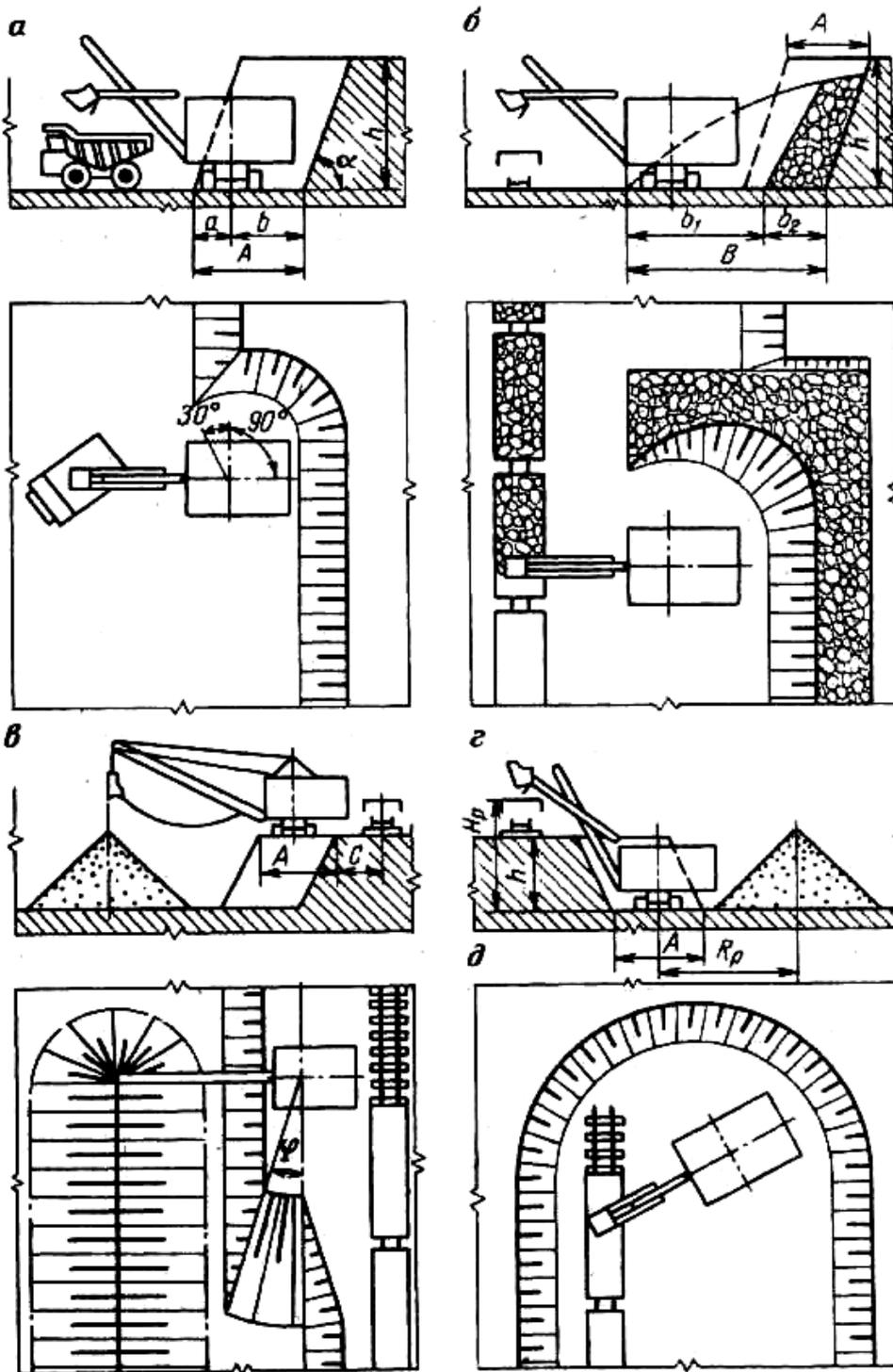


Рис. 2.24. Схемы установки в забое прямой механической лопаты и драглайна:  $R_p$  - радиус разгрузки

Переноска путей осуществляется после выемки каждой заходки. Если заходка имеет постоянную ширину, то фронт работ уступа в процессе разработки перемещается параллельно. Более простая организация буровзрывных и экскаваторных работ составляет основное достоинство этого способа по сравнению с веерным перемещением, при котором каждая заходка имеет в плане треугольную форму. Веерное перемещение фронта работ упрощает переноску рельсового пути и применяется чаще при многоковшовых экскаваторах. При сложной конфигурации вскрышного или добычного участка применяют смешанное перемещение фронта работ, представляющего собой сочетание параллельного и веерного.

При выемке и погрузке скальных пород ширина развала  $B$  взорванной массы значительно превышает ширину заходки  $A$  (рис. 2.24, б). Поэтому экскаватор убирает породу за два, три или более ходов. На рис. 2.24, б показана выемка первой заходки шириной  $b_1$ . Погрузка породы из второй заходки шириной  $b_2$  осуществляется при обратном ходе экскаватора после передвижки железнодорожных путей в новое положение (ближе к забою). Для экскаватора ЭЖГ-4,6 при

ширине развала В, равной 25—28 м, принимают  $b_1 = 15—16$  м,  $b_2 = 10—12$  м. Высота уступа в скальных породах не должна превышать полуторной высоты копания экскаватора.

Ширина и высота забоя драглайна зависят от его рабочих размеров (рис. 2.24, в). Угол рабочего разворота драглайна  $\varphi$  обычно принимают равным 30–45°. Разгрузку породы драглайн может осуществлять в отвал (на нижнюю или верхнюю площадку уступа) и в транспортные средства, расположенные на верхней площадке уступа. В последнем случае производительность его снижается, так как увеличиваются простои (вследствие ожидания порожняка) и длительность разгрузки ковша. Транспортные пути должны располагаться на определенном расстоянии С от верхней бровки уступа, обеспечивающем безопасность транспорта.

Вскрышной экскаватор может работать с погрузкой породы в отвал или в вагоны, расположенные на верхней площадке (рис. 2.24, г). При этом высота разгрузки ковша экскаватора  $H_p$  должна быть больше высоты уступа.

Во всех рассмотренных случаях разгрузка породы — боковая (фронтальная). В тупиковых забоях (рис. 2.24, д) экскаватор для разгрузки должен поворачиваться на угол 150—180°, что удлиняет цикл. Кроме того, увеличиваются простои экскаватора вследствие более сложных маневров при подаче порожняка. Все это снижает производительность экскаватора, из-за чего тупиковые забои применяют редко.

Для погрузки горной массы в карьерах применяют также *одноковшовые погрузчики*. Рабочее оборудование погрузчика состоит из подвижной (опускающейся и поднимающейся) стрелы, на конце которой шарнирно закреплен ковш совкового типа. Корпус погрузчика установлен чаще всего на колесном самоходном шасси с дизельным приводом. Движение стрелы и ковша осуществляется с помощью гидроцилиндров.

Загрузка ковша происходит при опущенной стреле под действием ходового механизма и некотором повороте ковша. После заполнения ковша стрелу поднимают в транспортное положение и погрузчик перемещается к месту разгрузки; Разгрузка производится при поднятой на необходимую высоту стреле путем опрокидывания ковша.

Современные отечественные погрузчики (ПГ-10, ПК-15, ПК-25) имеют вместимость ковша 6—14 м<sup>3</sup>, максимальную высоту разгрузки 4,1—5,5 м, мощность двигателя 265—882 кВт, минимальный радиус поворота 7,5—13 м и массу 36—125 т.

По сравнению с экскаваторами погрузчики характеризуются следующими основными достоинствами: более простой конструкцией, меньшей массой и меньшей (в 2—3 раза) стоимостью, высокой маневренностью и большой скоростью перемещения, позволяющей осуществлять не только погрузку, но и транспортирование горной массы.

Небольшое напорное усилие не позволяет применять погрузчики для погрузки крупнокусковой горной массы. Кроме того, их параметры ограничивают высоту разрабатываемых уступов (10—11 м).

Применение погрузчиков целесообразно в карьерах годовой производительностью до 3—5 млн. т в качестве основного погрузочного оборудования, а при расстоянии транспортирования до 0,3—0,5 км и в качестве транспортного оборудования. В последнем случае они оказываются более эффективными, чем экскаваторы и автосамосвалы.

*Колесные скреперы* являются универсальными и предназначены для выемки породы, транспортирования и размещения ее в отвал. Они работают на прицепе с гусеничными тракторами или чаще двухосными колесными тягачами мощностью 100—600 кВт для загрузки передняя часть ковша 1 скрепера опускается, а передняя стенка 2 поднимается (рис. 2.25). При движении скрепера зубья ковша срезают слой породы толщиной 10—35 см. После заполнения ковша передняя его стенка опускается и он принимает горизонтальное транспортное положение. При разгрузке передняя стенка вновь поднимается, а, перемещающаяся вперед задняя стенка 3 выталкивает породу из ковша. Скрепером управляют с трактора канатами или гидравлической системой.

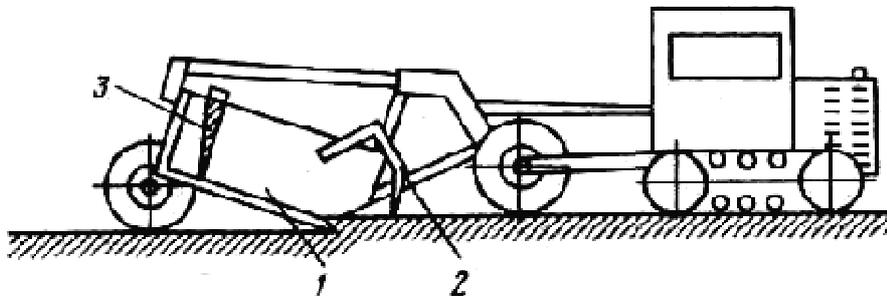


Рис. 2.25. Схема колесного скрепера.

Скреперы выпускают с ковшами вместимостью от 3 до 45 м<sup>3</sup>. Колесные скреперы применяют при вскрышных работах, проведении траншей, зачистке кровли пластов от породы. Широкое применение они получили на строительстве каналов и различных гидротехнических сооружений. Производительность скреперов зависит от расстояния транспортирования и составляет в среднем 30—250 м<sup>3</sup>/ч. Применение скреперов целесообразно при длине доставки 250—2000 м. Крупные скреперы применяют и при больших расстояниях транспортирования (до 4 км).

**Бульдозером** называют гусеничный или колесный трактор, который снабжен рабочим оборудованием в виде отвала (лемеха), расположенного в передней части трактора. Этим отвалом бульдозер срезает и транспортирует породу на расстояние до 100—150 м. Бульдозеры используют как на вспомогательных (планировка площадки, зачистка кровли пласта), так и на основных горных работах (при разработке россыпей). Мощность бульдозеров 100—450 кВт, длина лемеха 2,5—5,7 м. За один ход бульдозер перемещает от 1 до 10 м<sup>3</sup> породы.

### 3. БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ.

Основным способом отбойки горных пород при проведении выработок и добыче руды являются буровзрывные работы. Заряды взрывчатых веществ (ВВ) располагают в вертикальных, наклонных или горизонтальных *шпурах* или *скважинах* — цилиндрических полостях в горных породах, создаваемых буровыми машинами. Различие между шпурами и скважинами определяется их размерами. Шпуры обычно имеют диаметр 30—75 мм и длину до 5 м, скважины — диаметр 50—300 мм и длину более 5 м (до 30—50 м).

#### 3.1. Оборудование для бурения шпуров.

Шпуры, бурят бурильными машинами ударно-поворотного (перфораторы), вращательно-ударного и вращательного (электро- и пневмосверла) действия.

**Перфораторы**, или бурильные молотки, — бурильные машины ударно-поворотного бурения, работающие на сжатом воздухе. По весу и способу установки в забое они подразделяются на переносные (ручные), колонковые и телескопные.

Переносные перфораторы имеют массу от 24 до 36 кг и предназначены для бурения шпуров диаметром 30 — 56 мм и глубиной до 2—4 м. Их устанавливают на пневматических подпорках (пневмоподпорках) или легких распорных колонках. При бурении нисходящих шпуров каких-либо поддерживающих установок не требуется. Переносные перфораторы делят по массе на легкие, средние и тяжелые.

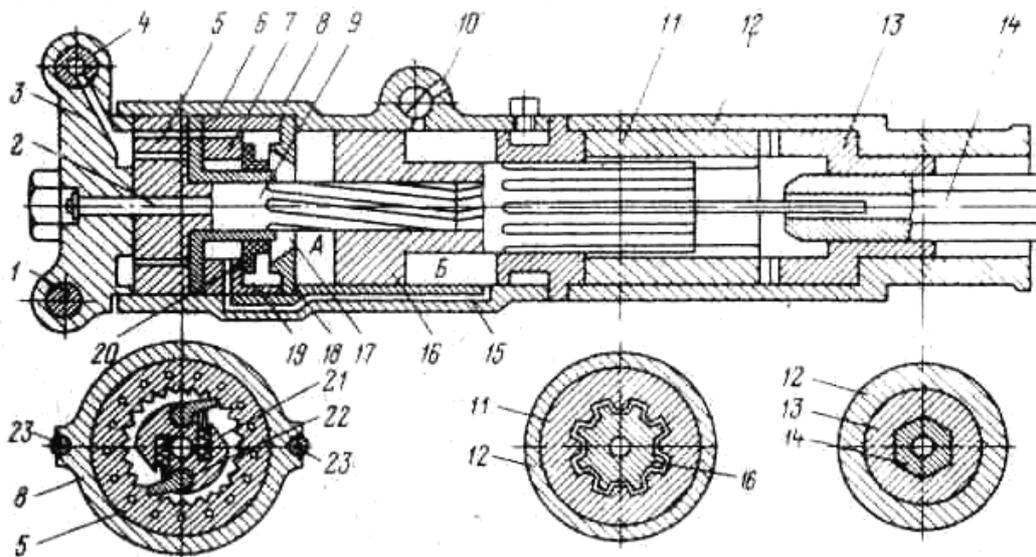


Рис. 3.1. Схема ручного перфоратора.

На рис. 3.1 приведена принципиальная схема устройства переносного перфоратора. Он состоит из цилиндра 8, передней головки 12, крышки 5, воздухораспределительного устройства, ударно-поворотного механизма и устройства для подвода сжатого воздуха и воды.

Ударно-поворотный механизм состоит из поршня со штоком 16, поворотного винта 0, храпового кольца 5, ведущей 11 и поворотной 13 муфт. Головка 21 поворотного винта входит в храповое кольцо и собачками 22 упирается в зубцы на внутренней поверхности этого кольца. Храповое кольцо неподвижно соединено с цилиндром. Таким образом, поворотный винт может вращаться относительно храпового кольца только в одну сторону. На поворотном винте имеется спиральная нарезка (по геликоиде), с помощью которой он входит в зацепление с поршнем. При перемещении поршня по винту они взаимно поворачиваются относительно друг друга. Шток поршня имеет продольные выступы, которые входят в соответствующие пазы ведущей муфты (шлицевое соединение).

Внутренняя часть поворотной муфты имеет шестигранную форму в соответствии с формой хвостовика бура.

Воздухораспределительное устройство состоит из направляющей втулки 6, воздухораспределительной коробки 7, кольцевого клапана 20 и крышки клапана 18. Крышка перфоратора имеет приливы для рукоятки 1 и пускового крана 4. В крышку вставляется также наконечник для подвода воды, которая через каналы в крышке, промывную трубку 2, проходящую по оси перфоратора, и канал в буре поступает в шпур. Крышка цилиндр и передняя головка стянуты болтами 23.

Перфоратор работает следующим образом. Сжатый воздух через пусковой кран 4 и отверстия в храповом кольце, направляющей втулке и воздухораспределительной коробке поступает в кольцевое пространство 19, из которого он подается в заднюю часть А цилиндра и давит на поршень. Поршень движется вправо и наносит удар по буру 14. Воздух, находящийся в передней части В цилиндра, выходит через выхлопное отверстие 10 в атмосферу.

При движении вперед поршень перекрывает выхлопное отверстие, воздух в передней части цилиндра сжимается и по каналу 15 в корпусе цилиндра поступает в левую часть кольцевого пространства 19, давя на клапан. Как только поршень 16 при дальнейшем движении вперед вновь откроет выхлопное отверстие, давление в задней части А цилиндра, а также в правой части кольцевого пространства снижается и клапан 20 перемещается вправо, перекрывая кольцевое отверстие 17. Сжатый воздух начинает поступать в переднюю часть цилиндра по каналу 15, заставляя поршень двигаться влево. После перекрытия поршнем выхлопного отверстия воздух в задней части цилиндра сжимается и давит на клапан. Как только вновь откроется выхлопное отверстие давление воздуха в передней части цилиндра и, следовательно, в левой части кольцевого пространства снижается почти до нормального, а клапан под воздействием избыточного давления справа перемещается в крайнее левое положение. Ход клапана составляет всего 0,5—0,6 мм. Затем воздух вновь поступает в заднюю часть цилиндра и процесс повторяется. Ежеминутно поршень наносит около 2000 ударов по буру.

При движении поршня вперед (рабочий ход) он перемещается поступательно без поворота, а поворотный винт поворачивается на определенный угол, зависящий от шага спиральной нарезки. При обратном (холостом) ходе поршня собачки препятствуют повороту винта и поворачивается поршень. Вместе с поршнем поворачивается ведущая муфта, которая при помощи кулачков передает вращение поворотной муфте. Так как поворотная муфта соединена с буром, то последний также поворачивается. Следующий удар бур нанесет уже в новом месте забоя шпура.

Буровая пыль выносится из шпура водой, поступающей в шпур по промывной трубке и каналу бура. Расход воды составляет от 3 до 6 л/мин в зависимости от мощности перфоратора. В некоторых типах перфораторов вода через муфту подводится непосредственно к хвостовику бура. Применяется также отсос пыли через канал бура эжектором пылеуловителя.

Для уменьшения шума на выхлопном отверстии перфоратора устанавливаются глушители, а для защиты бурильщика от вибраций перфораторы снабжают виброгасителями.

Пневмоподдержка состоит из цилиндра и поршня, шток которого упирается в почву. Перфоратор шарнирно соединяется с верхней частью цилиндра. Подачей воздуха в цилиндр регулируется высота установки перфоратора, а углом наклона пневмоподдержки к горизонту — усилие подачи перфоратора на забой. Чем меньше этот угол, тем больше усилие подачи. Величина подачи цилиндра относительно штока — 800—1200 мм.

Пневмоподдержки П8, П11 и П13 при ходе поршня соответственно 800, 1100 и 1300 мм создают усилие раздвижки при давлении сжатого воздуха 0,5 МПа 1750 Н и имеют массу от 17 до 22 кг.

Колонковые перфораторы (масса 60—75 кг) предназначены для бурения шпуров диаметром до 65—85 мм. Значительная мощность перфораторов позволяет применять их для бурения скважин глубиной до 25—30 м. Такие скважины часто называют штанговыми шпурами, так как их бурят штанговым буровым инструментом.

Устройство и принцип действия колонковых перфораторов почти не отличаются от переносных.

В отечественных колонковых перфораторах (ПК-60, ПК-75) применяют воздухораспределительное устройство с мотыльковым клапаном и независимый от движения поршня поворот бура с помощью вмонтированного в переднюю часть перфоратора пневматического двигателя.

В новой модификации перфоратора ПК75А применена бесклапанная система воздухораспределения. Колонковые перфораторы устанавливают на распорных колонках. В этом случае для подачи перфоратора применяют цепные или винтовые автоподатчики. Распорная колонка вместе с бурильным молотком и автоподатчиком представляет собой бурильную установку. Распорная колонка устанавливается вертикально между кровлей и почвой выработки (или горизонтально между ее боками). С помощью

кронштейна к ней крепится автоподатчик с молотком. Автоподатчики обеспечивают с помощью пневматического двигателя (мощностью 0,5—4,8 кВт) усилие подачи 6—9,8 кН и ход подачи 1200—1400 мм. В промышленности используются колонковые бурильные установки КБУ-50 и КБУ-80 с перфораторами соответственно ПК-60 и ПК-80.

Колонковые перфораторы устанавливаются также на специальных платформах на колесно-рельсовом и пневмоколесном ходу с пневматическим и дизельным приводом. Такие устройства называются буровыми установками. Перфораторы с автоподатчиками монтируются на манипуляторах, позволяющих устанавливать их в пределах определенной площади забоя. На установках монтируют от одного до четырех перфораторов. Зона обруивания с одного положения установки составляет по высоте 2,9—7,1 м, по ширине 3,2—8,5 м. Конструкция некоторых установок (портальных) обеспечивает беспрепятственное движение под ними проходческого оборудования (погрузочных машин и вагонеток).

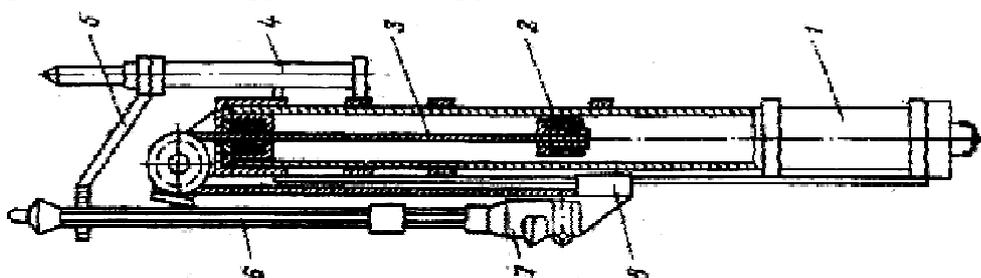


Рис. 3.2. Телескопный перфоратор с буровой колонкой ВК1В:  
1 – цилиндр; 2 – поршень;  
3 – канат; 4 – распорная колонка; 5 – буродержатель; 6 – бур; 7 – перфоратор; 8 – подвижная каретка.

Унифицированный ряд буровых установок типа УБШ состоит из 9 машин шести типоразмеров для использования их в различных условиях: УБШ101, УБШ208 (2УБН2П), УБШ207 (СБКН2М) и др.

Установка перфораторов на буровых каретках позволяет уменьшить затраты времени на вспомогательные операции, облегчить условия и значительно повысить производительность труда бурильщика:

Телескопные перфораторы (рис. 3.2) массой 38 - 48 кг служат для бурения восстающих шпуров диаметром 40—85 мм, а также скважин (штанговых шпуров) длиной до 12—15 м. Телескопный перфоратор, установленный на буровой колонке БК-1В, показан на рис. 3.2. Колонка состоит из пневматического канатно-поршневого податчика, подвижной каретки, на которой крепится перфоратор, и распорной пневматической колонки, с помощью которой податчик крепится между почвой и кровлей выработки.

Выпускаемые отечественной промышленностью перфораторы рассчитаны на давление воздуха 0,5—0,7 МПа. Их характеристика приведена в табл. 3.1.

Т а б л и ц а 3 . 1

Показатели	Перфораторы						
	переносные			колонковые		телескопные	
	ПП-36В	ПП-50	ПП-63В	ПК-60А	ПК-75А	ПТ-29М	ПТ-48А
Диаметр буровой коронки, мм	32—40	36—40	40—46	40—65	45—85	40	52—85
Мощность, кВт	1,6	2,2	2,2	5,25	8,1	1,9	3,9
Энергия удара, Дж	36	54	63	95	176	44	86
Частота ударов, с <sup>-1</sup>	38	37	30	45	37	40	43
Крутящий момент, Н·м	20	20	27	160	255	20,6	32
Ход поршня, мм	46	45	71	40	55	39	35
Диаметр поршня, мм	72	80	75	110	125	76	100
Максимальная длина шпуров, м	2	3	5	25	50	8	15
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	2,8	3,4	3,8	9	13	3,3	5,8
Масса, кг	24	30	33	60	75	38	48
Подача телескопа, мм	-	-	-	—	—	650	650
Диаметр воздушного шланга, мм	25	25	25	32	38	25	25

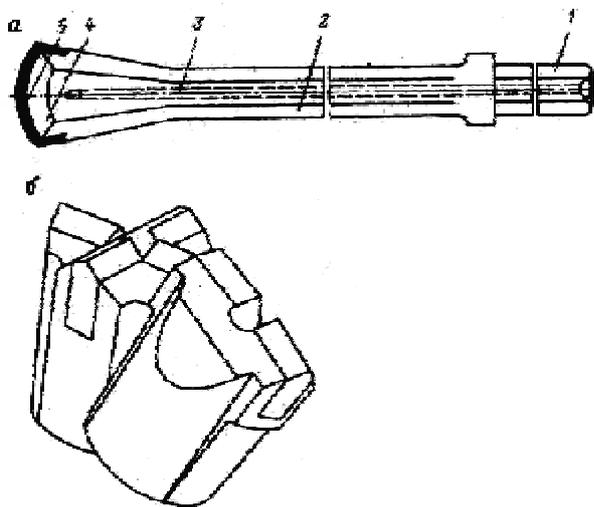


Рис.3.3. Сплошной стальной бур (а) и съемные коронки крестообразной и долоточной формы (б): 1 – хвостовик; 2 – стержень; 3 – канал для воды; 4 – головка; 5 – лезвие

**Буровой инструмент для перфораторов.** Разрушение породы при перфораторном бурении, представляющим собой стальной стержень с шестигранной или круглой формой поперечного сечения. Различают сплошные стальные буры с головкой, армированной пластинкой твердого сплава (рис. 3.3, а), и составные, состоящие из штанги и съемной буровой коронки, также армированной пластинками твердого сплава (рис. 3.3, б). Преимущественно применяют составные буры вследствие меньшего расхода буровой стали и более простого снабжения забоев буровым инструментом.

Сплошные буры и штанги изготавливают из углеродистой или легированной стали. Для бурения шпура определенной глубины требуется набор штанг (комплект) различной длины. Для забуривания шпура применяют самую короткую штангу длиной 400—600 мм. Каждая последующая штанга длиннее предыдущей на величину, определяемую удобством и безопасностью бурения или величиной хода автоподатчика (400—800 мм).

При бурении шпуров колонковыми или телескопными перфораторами применяют штанговый буровой инструмент, состоящий из забурника длиной - 400—600 мм, нескольких штанг длиной по 2—2,5 м и набора хвостовиков с разницей в длине 0,4—0,6 м. Соединение штанг между собой, с забурниками и хвостовиками осуществляют с помощью конусного соединения или соединительными муфтами с фасонной резьбой.

Широко распространены съемные буровые коронки крестообразной и долотчатой форм (см. рис. 3.3, б), армированные пластинками твердого сплава. Реже применяют коронки с другим расположением лезвий (Х-образным, Т-образным, прерывистым и т. п.). Пластинки изготавливают из сплава карбида вольфрама с кобальтом. Лезвия коронок затачивают под углом 90—120°. Величина этого угла зависит от крепости породы — чем она выше тем больше угол приострения. Долотчатые и крестообразные коронки выпускаются диаметром 28, 32, 36, 40, 46, 50 мм и более. Коронка крепится к штанге с помощью конусного соединения, имеющего угол конусности 4—7°, или резьбового соединения. Затупленные коронки затачивают на заточных станках. Расход твердого сплава на бурение 1 м шпура при коэффициенте крепости пород  $f = 14 \div 20$  и диаметре шпуров 40—50 мм колеблется в пределах 4—20 г.

На производительность бурения перфораторами оказывают влияние тип перфоратора, крепость пород, диаметр и длина шпуров, давление сжатого воздуха, организация буровых работ, направление шпуров, форма головки бура и другие факторы.

Обычно в характеристике перфоратора приведена скорость бурения (мм/мик) шпуров стандартного диаметра (42 мм) при давлении сжатого воздуха 0,5 МПа в породах определенной крепости. В некоторых классификациях горных пород также приводятся скорости бурения по различным породам при определенных условиях. Увеличение давления сжатого воздуха с 0,5 до 0,6 МПа увеличивает скорость бурения на 25—30%, а с 0,5 до 0,7 МПа — на 45—65 %.

С увеличением длины шпуров до максимального значения, определяемого типом перфоратора, скорость бурения уменьшается незначительно. При его превышении она резко падает.

Ориентировочно сменную производительность бурения (м) перфораторами можно определить по формуле

$$P = 60vTh$$

где  $v$  — скорость бурения, м/мин;  $T$  — продолжительность смены, ч;  $h$  — коэффициент, учитывающий чистое время бурения.

Коэффициент  $h$ , показывающий отношение времени бурения к общей продолжительности смены, равен 0,45—0,65. Чем больше длина шпуров и меньше скорость бурения, тем большую величину коэффициента  $h$  необходимо принимать.

На рудниках для определенных условий устанавливаются сменные нормы с учетом факторов, влияющих на производительность бурения. Среднесменная производительность бурения шпуров диаметром 36—46 мм составляет 25—70 м в зависимости от крепости породы; сменная производительность штангового бурения (при диаметре 70—80 мм) равна 12—28 м.

**Электросверла** относятся к машинам вращательного бурения. Они подразделяются на ручные и колонковые. Первые применяют при бурении шпуров по породам с коэффициентом крепости  $f = 2-4$ , вторые — при коэффициенте  $f$  до 8—10.

В ручном электросверле вращение от электродвигателя через редуктор передается буру, представляющему собой витой стержень с резцом на конце. Корпус сверла с рукоятками выполняется из легких сплавов. Подача сверла на забой осуществляется усилием бурильщика или с помощью пневмоподдержки. Ручные электросверла (ЭР-14Д2М, СЭР-19М и др.) имеют массу 16—24 кг, мощность двигателя 1—1,5 кВт, частоту вращения 5—16 с<sup>-1</sup>.

Колонковые сверла отличаются от ручных наличием приспособления для их установки, повышенной мощностью двигателя, усиленной конструкцией деталей сверла и механической подачей бура.

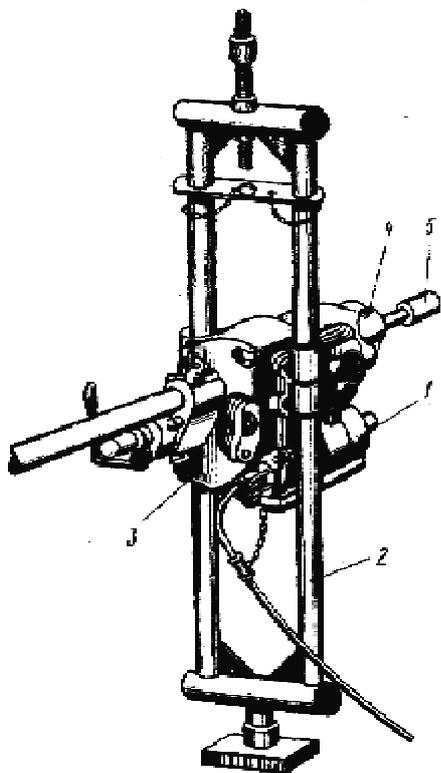


Рис. 3.4. Колонковое электросверло на распорной колонке.

Колонковое сверло (рис. 3.4) состоит из двигателя 1, распорной колонки 2, редуктора 3, механизма подачи 4, сообщающего штанге 5 поступательное движение на забой. Получили распространение также сверла с гидравлической подачей бурового инструмента, которая обеспечивает плавное регулирование осевого усилия и независимое вращение бура.

Колонковые электросверла имеют массу 88—130 кг, мощность электродвигателя 2—4,8 кВт, частоту вращения шпинделя 100—420 мин<sup>-1</sup>, усилие подачи 6—16 кН. Максимальный ход шпинделя составляет 850—2200 мм. Колонковые электросверла устанавливают также на съемных и несъемных манипуляторах, укрепленных на породопогрузочных машинах. При этом высота зоны обуривания составляет 3,25 м, а ширина — до 5 м. Применяются также самоходные буровые установки (БУЭ-2, КБМ-3 и др.) с 1—2 электросверлами.

Буровой инструмент для ручных и колонковых электросверл состоит из штанги и резца. Последний может быть съемным или выполнен заодно со штангой. При бурении без промывки применяют витые шнековые штанги, при бурении с промывкой — полые

шестигранные. Комплект состоит из нескольких штанг разной длины от 1 до 3 м.

Электросверла по сравнению с перфораторами имеют следующие преимущества: более высокий к.п.д. (70—75% по сравнению с 10—15% у перфораторов); более простой способ подачи энергии; лучшие условия труда бурильщика (отсутствие сотрясений, меньшее пылеобразование). Однако быстрый износ бурового инструмента ограничивает применение электросверл.

При **вращательно-ударном бурении** внедрение лезвия бура в породу под действием ударных нагрузок происходит при одновременном вращении инструмента и значительном осевом усилии. Отличие машин вращательно-ударного бурения от перфораторов состоит в независимом (от ударного механизма) вращении бурового инструмента, а также в наличии мощного напорного (подающего механизма) обеспечивающего осевое усилие подачи до 19 кН. При проведении выработок, а также при обурировании очистных забоев широко применяют бурильные установки на гусеничном и колесно-рельсовом ходу. Их техническая характеристика приведена в табл. 3.2.

Т а б л и ц а 3 . 2

Показатели	1СБУ-2К	СБУ-2М	СБУ-2БН	БУР-2	БУ-1
Число бурильных машин	2	2	2	2	1
Высота зоны бурения, м	6	4	4	4	3,2
Ширина зоны бурения, м	8	6	5,3	5,3	4,8
Максимальное усилие подачи, кН	12	19	12	19	19
Крутящий момент, Н·м	220	170-220	220	170-220	170-220
Частота ударов, мин <sup>-1</sup>	2600	3200-3500	2600	3200-3500	3200-3500
Энергия удара, Дж	85	35-40	85	35-40	35-40
Масса, т	13,9	6	6,2	5,7	2,3
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	20-25	20-25	20-25	20-25	10-12
Ход	Гусеничный			Колесно-рельсовый	

Установки вращательно-ударного бурения применяют также для бурения шпуров в очистных забоях. Некоторые из них снабжаются комплектами навесного оборудования, позволяющего механизировать другие процессы и операции (зарядание шпуров, установку анкерной крепи, настилку путей).

### 3.2. Оборудование для бурения скважин в подземных условиях

Скважины в подземных условиях бурят станками вращательно-ударного, ударно-вращательного (пневмоударного) и вращательного (шарошечного и алмазного) бурения.

Станки *вращательно-ударного* бурения принципиально не отличаются от подобных машин для бурения шпуров. Их применяют для бурения скважин по породам с коэффициентом крепости  $f = 8-20$ . Станки устанавливают на распорных колонках (КБУ-50 и КБУ-80) и на самоходных гусеничных или пневмо-колесных (ПБУ-80) тележках. Буровой инструмент состоит из буровой коронки, армированной твердым сплавом, и комплекта буровых штанг длиной 1—1,5 м, соединяемых друг с другом муфтами. Удаление буровой мелочи осуществляется водой или воздушно-водяной смесью.

В табл. 3.3 приводится характеристика станков вращательно-ударного бурения.

Т а б л и ц а 3 . 3

Показатели	КБУ-50	КБУ-80	ПБУ-80
Диаметр скважины, мм	50-65	65-85	65-75
Глубина бурения, м	25	30	40
Минимальные размеры поперечного сечения выработок, м	2,5x2,5	2,5x2,5	2,8x2,8
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с	0,17	0,21	0,25
Масса, кг	430	570	2300

**Пневмоударное бурение скважин.** При ударно-поворотном и ударно-вращательном бурении с увеличением глубины скважины более 10 — 18 м (в зависимости от мощности бурильной

машины) резко снижается скорость бурения, что вызвано ростом массы бурового инструмента. Этого удается избежать при бурении **пневмоударниками** (рис. 3.5), которые представляют собой пневматические машины ударного действия, передвигающиеся при бурении на штангах вслед за забоем в скважине.

В отличие от обычного перфоратора пневмоударник не имеет поворотного механизма, а необходимый поворот бурового инструмента (вместе с пневмоударником) осуществляется специальным двигателем через буровые штанги.

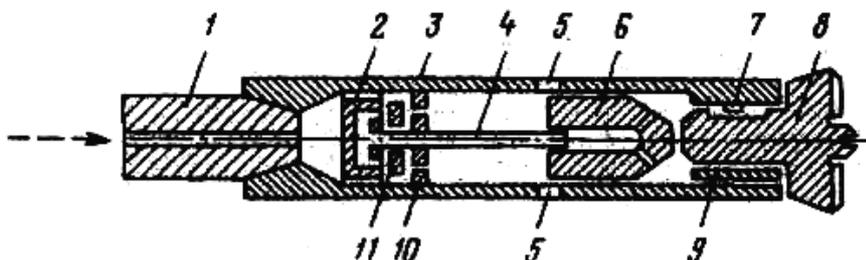


Рис. 3.5. принципиальная схема пневмоударника

Внутри цилиндрического корпуса 3 пневмоударника расположены ударник 6, золотниковая коробка 2, золотник 11, опорная шайба 10, хвостовик буровой коронки (долота) 8. Коронка удерживается шпонкой 7. Посредством переходника пневмоударник соединяется с буровой штангой 1. Штанги круглого сечения (длиной по 1,2 м) внутри имеют канал и соединяются одна с другой конической резьбой. При нахождении золотника в крайнем левом положении воздушно-водяная смесь через штанги и каналы в золотниковой коробке и опорной шайбе поступает в цилиндр пневмоударника и ударник движется вправо, нанося удар по коронке. Если золотник занимает крайнее правое положение, то воздушно-водяная смесь через трубку 4 и каналы в ударнике поступает в правую часть цилиндра, давит на ударник и возвращает его в исходное положение. Перемещение золотника происходит автоматически аналогично тому, как это осуществляется в перфораторах (на схеме не показан ряд каналов в воздухораспределительном устройстве).

Буровая мелочь из скважины удаляется воздушно-водяной смесью, поступающей из пневмоударника через выхлопные отверстия 5 и канал 9.

Отечественной промышленностью выпускается четыре типоразмера пневмоударников с диаметром коронок 105, 125, 155 и 200 мм. Ударная мощность их — от 2,2 до 5,8 кВт.

Наиболее распространенным станком пневмоударного бурения является станок НКР-100МА с пневмоударником П1-75. Выпускаются разновидности станков с электро- и пневмоприводом, с нормальным или повышенным усилием подачи.

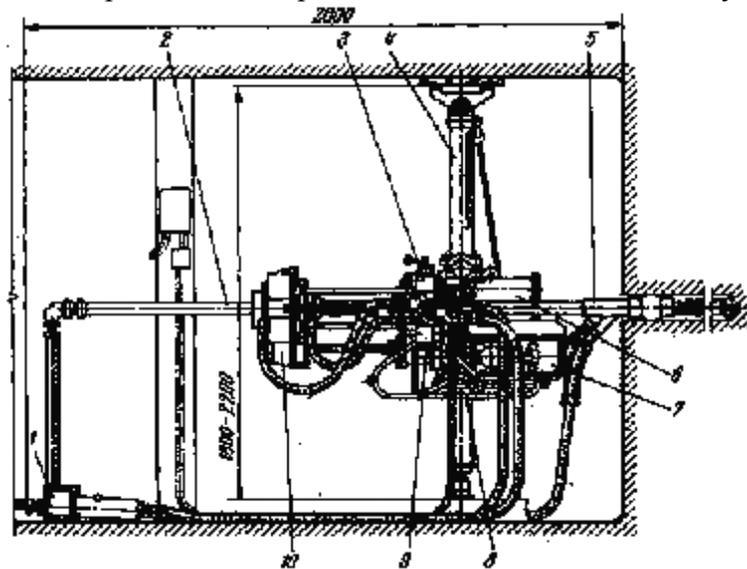


Рис. 3.6. Буровой станок НКР-100МА

Буровой станок НКР-100М (рис 3.6) устанавливается в выработке на распорной колонке 4. В зависимости от условий применяют три типа колонок: для горизонтального бурения, вертикального бурения и двухстоечные при работе с повышенным усилием подачи. Станок крепится к колонке хомутами. Подъем станка по стойке колонки осуществляют с помощью ручной лебедки.

Рама станка выполнена в форме салазок 8, на которых станок волоком передвигают по почве на небольшие расстояния. На салазках смонтированы электродвигатель 7, редуктор с пневмо-захватом 9, два пневмоцилиндра подачи 6, подающий патрон 10, пульт управления 3. К ставу буровых штанг 2 посредством муфт присоединяется шланг для подачи воздушно-водяной смеси. Поступающий сжатый воздух проходит через масленку 1. Буровой шлам из скважины удаляется через шламоотвод 5.

Подающий патрон представляет собой одноступенчатый редуктор. Он служит для подачи и вращения бурового снаряда, а также для извлечения его из скважины. Перемещение патрона по двум направляющим осуществляется пневматическими податчиками. Пневмоударник П1-75 крепится на конце бурового станка, состоящего из штанг длиной по 1, 2 м с наружным диаметром 63 мм.

При забурировании скважины до глубины 0,25—0,3 м применяют коронку диаметром 130 мм. Затем устанавливают обсадную трубу, в которую помещают шламоотвод, и приступают к бурению стандартной коронкой диаметром 105 мм.

Буровые станки типа НКР-100 предназначены для бурения скважин диаметром 105 мм в породах с коэффициентом крепости 4—16 по шкале проф. М. М. Протоdjeяконова. Они имеют ход податчика 365 мм. Сменная производительность станка составляет 15—40 м.

В табл. 3.4 приведена техническая характеристика станков пневмоударного бурения.

Т а б л и ц а 3 . 4

Показатели	НКР-100МА	НКР-100МВА	НКР-100МПА	НКР-100МВПА
Глубина бурения, м	50	80	50	80
Максимальное усилие подачи, кН	6	12	6	12
Частота вращения бурового става, мин <sup>-1</sup>	80	80	0—150	0—150
Тип двигателя	Электрический		Пневматический	
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с	0,11	0,11	0,2—0,25	0,2—0,25
Масса станка, кг	425	450	420	445

Помимо давления сжатого воздуха и крепости пород на производительность пневмоударного бурения влияют также глубина бурения, угол наклона скважины, скорость вращения бурового става, усилие подачи и расход воды.

С увеличением глубины скважины скорость бурения снижается, так как возрастает сопротивление выносу шлама из скважины, вследствие чего уменьшается перепад давления воздуха в пневмоударнике и в скважине у выхлопного отверстия. При замене затупившейся коронки с увеличением глубины скважины возрастает время на извлечение и подачу бурового снаряда. Практически производительность заметно снижается при глубине бурения более 20—25 м. При бурении горизонтальных и слабонаклонных скважин производительность на 10—30 % выше, чем при бурении нисходящих скважин.

**Шарошечное бурение** в подземных условиях имеет ограниченное применение. Наибольшее распространение оно получило при бурении взрывных скважин на открытых горных работах, а также при бурении скважин на нефть и газ.

Схема одношарошечного штыревого долота показана на рис. 3.7, а. В нижней части долота 1 закреплено на подшипниках от одной до четырех шарошек 2. Шарошки армированы зубками 3 из твердого сплава и свободно вращаются в корпусе долота. При вращении штанг и долота при большом осевом давлении на забой скважины шарошки окатываются по забою и зубками разрушают породу. Буровая мелочь выносится из скважины водой или воздухом 4, поступающим через пустотелые штанги.

Штыревые долота, армированные зубками твердых сплавов, применяют для бурения крепких пород. В породах средней крепости целесообразно применять зубчатые долота (рис. 3.7, б), которые разрушают породу в забое скважины стальными зубьями, выфрезерованными в теле шарошек. Станки шарошечного бурения можно использовать и в породах невысокой крепости ( $f < 6$ ), заменив шарошечные долота режущими.

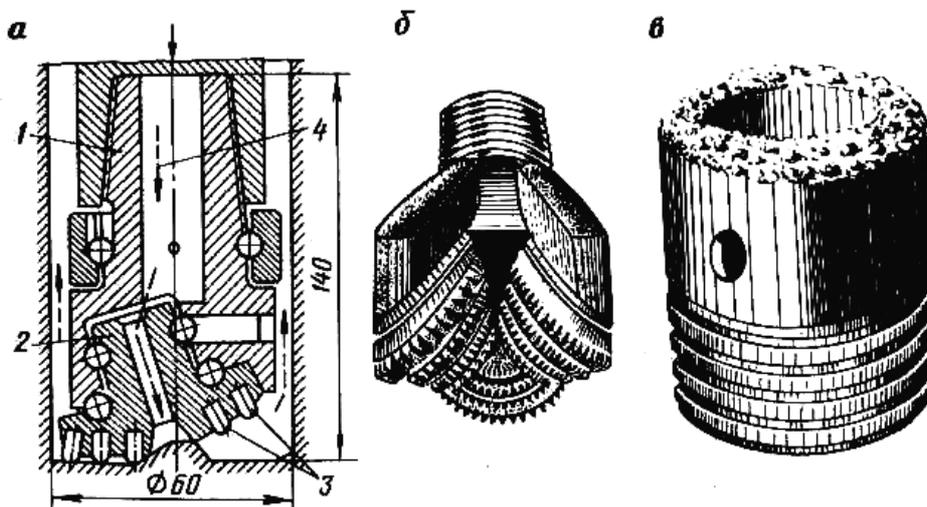


Рис. 3.7. Схема одношарошечного штыревого долота (а) и общий вид зубчатого трехшарошечного долота (б) и кольцевой алмазной коронки (в).

Станки для шарошечного бурения взрывных скважин на подземных работах выпускают самоходными (АБШ-3) или переносными, устанавливаемыми при бурении на распорных колонках (БШ-145М, БАШ-150, СБ-5). Самоходный буровой станок АБШ-3 оборудован гусеничным ходом с электрическим приводом и предназначен для бурения кругового веера скважин диаметром 97—157 мм на глубину до 100 м. Станком БШ-145 можно бурить скважины диаметром 145 мм и глубиной до 50 м в любом направлении.

ВНИПИРудмашем сконструирован станок БШ-200С для бурения в подземных условиях восходящих скважин диаметром до 250 мм и глубиной до 80 м в породах с коэффициентом крепости 6—20 по шкале проф. М. М. Протодяконова. Он состоит из двух самоходных агрегатов на гусеничном ходу. На одном из них смонтирован буровой станок, другой предназначен для перевозки и хранения буровых штанг. Конструкция станка обеспечивает полную механизацию его установки и переезда от одной скважины к другой, подачи буровых штанг, наращивания и демонтажа бурового става. Станок имеет усилие подачи 450 кН. Его среднесменная производительность при бурении скважины диаметром 250 мм в породах с коэффициентом крепости 15—20 составляет не менее 10 м. Расход воздуха 7 м<sup>3</sup>/мин, воды — 3 м<sup>3</sup>/ч. Масса станка 14,5 т.

При **алмазном бурении** порода разрушается кольцевым или сплошным забоем коронками, оснащенными алмазами (рис. 3.7, в). Разрушенная порода выносится из скважины водой. При бурении кольцевой коронкой оставшаяся внутри коронки порода (кern) поступает в колонковую трубу, периодически отрывается от забоя специальным kernорвателем и вместе с буровым снарядом извлекается из скважины.

Алмазное бурение позволяет проходить взрывные скважины небольшого и постоянного диаметра (30—60 мм), а также является одним из важнейших видов бурения глубоких геологоразведочных скважин.

### 3.3. Оборудование для бурения скважин на открытых горных работах

Диаметр взрывных скважин на карьерах значительно больше, чем в подземных условиях (до 350—400 мм), поэтому буровое оборудование для их проходки должно быть мощнее. Отличительной особенностью скважинной отбойки на карьерах являются также относительное однообразие в расположении скважин (вертикальное нисходящее и близкое к нему направление) и узкий интервал их глубины (10—25 м).

В карьерах применяют станки вращательного (шнекового и шарошечного), ударно-вращательного (пневмоударного) и огневого (термического) бурения.

**Шнековое бурение** применяют в мягких породах. Сущность его аналогична бурению электросверлами: разрушение породы производится резцами, армированными твердыми сплавами, а буровая мелочь выносится из скважины спиральными витками штанг шнекового типа. Скорость вращения бурового става 80—250 мин<sup>-1</sup>, усилие подачи 5—18 кН.

Самоходный станок 2СБР-125 предназначен для бурения скважин диаметром 125 мм и глубиной 30 м по породам с коэффициентом крепости 3—4 по шкале проф. М. М. Протодяконова. Сменная производительность станка 60—250 м, масса 10 т.

Для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 160 и 200 мм и глубиной до

24 м в более крепких породах (с f до б) выпускают станок СБР-160А-24 массой 25 т, смонтированный на гусеничном ходу. Сменная производительность станка достигает 200 м.

В рудной промышленности станки шнекового бурения распространения не получили.

**Шарошечное бурение** — основной вид бурения скважин в карьерах.

Отечественной промышленностью выпускаются несколько типов самоходных станков шарошечного бурения (2СБШ-200Н, СБШ-250МН, СБШ-320), предназначенных для бурения на карьерах скважин разного диаметра (от 200 до 320 мм) и имеющих в связи с этим конструктивные различия в массе, мощности, механизме вращения, способе подачи и подъема бурового инструмента ит. д.

Общая схема станка шарошечного бурения типа СБШ приведена на рис. 3.8.

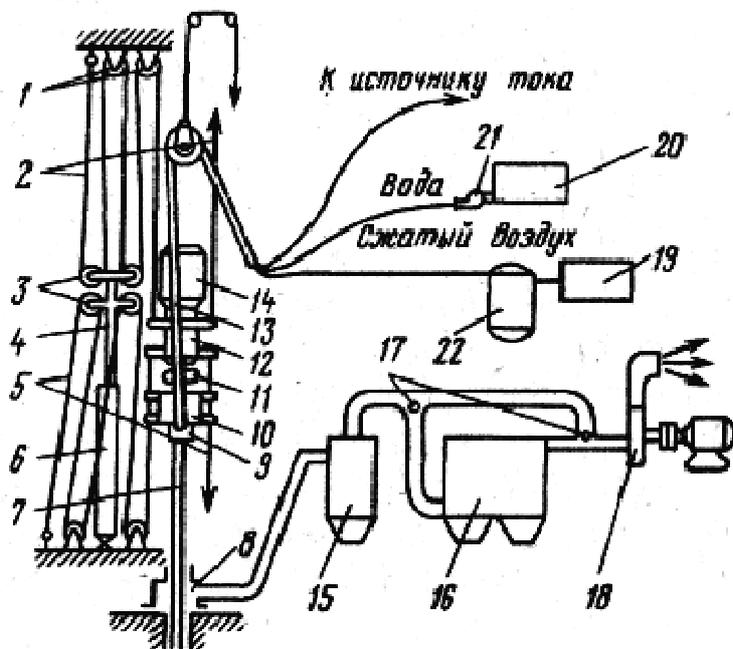


Рис. 3.8. Общая схема станка шарошечного бурения типа СБШ

Буровые штанги 7 приводятся во вращение асинхронным двигателем 14 через редуктор 12 и муфту 11, предохраняющую электродвигатель от осевых и радиальных вибраций. Питание электродвигателя и подача в скважину воздушно-водяной смеси осуществляются через гибкую гирлянду 13 с электрическим кабелем, воздушным и водяным шлангами. Вода и сжатый воздух подводятся к буровому инструменту через сальниковое устройство 9, расположенное ниже опорного узла 10. Чтобы гирлянда не провисала и не могло произойти ее повреждение при спуске и подъеме вращателя, применен натяжной механизм, который кинематически связан с механизмом подачи.

Вращатель и опорный узел заключены в общую каретку, которая перемещается по направляющим мачты. Мачта устанавливается с помощью цапф на подшипниках опорной рамы станка. Гидроцилиндрами мачту станка можно устанавливать в вертикальное и наклонное положение при бурении и в горизонтальное при транспортировании.

Механизм подачи (установленный также на мачте станка) состоит из двух гидроцилиндров 6 (на схеме показан только один), неподвижных 1 и подвижных 3 блоков и системы верхних 2 и нижних 5 канатов. Верхние канаты соединены с вращателем, нижние — с опорным узлом. При выдвигении штока 4 гидроцилиндра нижние канаты натягиваются, верхние — ослабляются; происходит подача бурового инструмента на забой. При обратном движении штока буровой инструмент поднимается из скважины. Четырехкратная полиспастная система позволяет при ходе поршня гидроцилиндра на 2 м перемещать буровой инструмент на расстояние 8 м, т.е. на длину одной штанги. Штанги наращиваются автоматически с помощью установленной на мачте поворачивающейся кассеты с комплектом штанг.

Вода к скважине подается насосом 21 из бака 20, сжатый воздух поступает под давлением 0,5—0,7 МПа из ресивера 22 компрессора 19. Буровая мелочь из скважины, прикрытой зонтом 8, отсасывается вентилятором 18 через циклон 15 и фильтры 16. Последние включаются заслонками 17 только при сухом бурении, так как влажная пыль быстро забивает ткани фильтров.

Т а б л и ц а 3.5

Показатели	2СБШ-200Н	СБШ-250МН	СБШ-320
Диаметр долота, мм	190; 214; 243	243; 269	320
Максимальная глубина бурения, м	40	32	18
Подача снаряда на забой	Гидравлическая с автоматическим перехватом	Канатно-гидравлическая	Канатная с гидроприводом
Максимальное усилие подачи, кН	300	300	600
Ход подачи, м	1	8	19,5
Способ удаления буровой мелочи	Сухое пылеулавливание	Воздушно-эмульсионное пылеулавливание	Воздушно-водяное пылеподавление
Установленная мощность, кВт	282	386	712
Размеры в рабочем положении, м:			
ширина	4,8	5	5,5
длина	9,2	8,6	12,5
высота	13,8	15,3	25,2
Масса, т	55	65	110
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,6	0,5
Преодолеваемый подъем, градус	—	12	12

Т а б л и ц а 3 . 6

Показатели	СБУ-100	СБУ-125	СБУ-160	СБУ-200
Диаметр скважины, мм	100; 105	105; 125	160	200
Глубина бурения, м	24	24	32	32
Угол наклона скважин, градус	60—105	60—90	60—90	60—90
Тип пневмоударника	П-105	П-125	П-160	П-200
Система подачи снаряда на забой	Пневмоцилиндром	Цепная от пневмодвигателя	Цепная от гидродвигателя	
Ход подачи, мм	1000	3700	4000	9000
Усилие подачи, кН	До 7,6	До 20	До 7,0	2—41
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с	0,1	0,12	0,2	0,3
Установленная мощность, кВт	18	42	142	256
Габариты, м:				
длина	3,65	4,25	5,20	7,86
ширина	1,8	3,0	3,5	4,5
высота	2,76	7,10	7,25	12,53
Масса, т	4	8,5	16,5	36

Все механизмы станка монтируются на платформе с гусеничным ходом. Станок устанавливается в горизонтальное положение гидравлическими домкратами.

Разработан станок СБШ-250-20, позволяющий вести бурение скважин без наращивания штанг.

Сменная производительность станков 30—80 м. Характеристика станков шарошечного бурения приведена в табл. 3.5.

**Пневмоударное бурение** скважин в карьерах осуществляется станками типа СБУ, характеристика которых приведена в табл. 3.6.

На базе станка СБУ-125 созданы станки СБУ-125ХЛ, СБУ-125С, СБУ-125А-32, СБУ-125А-52. Последний позволяет бурить скважины длиной до 52 м.

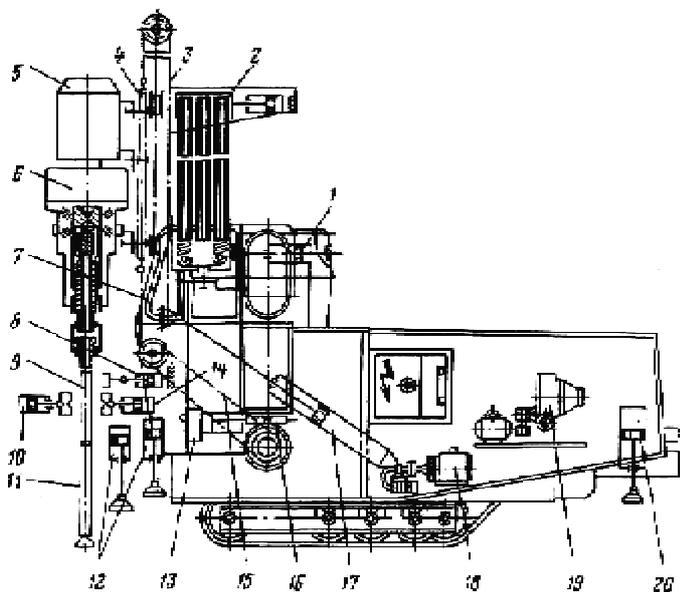


Рис. 3.9. Схема станка СБУ-125

Станок СБУ-125 смонтирован на гусеничной тележке с приводом от электродвигателя (рис. 3.9). Штанги 9 с пневмоударником 11 приводятся во вращение электродвигателем 5 через редуктор 6. Вращатель установлен на плите 4, перемещающейся вдоль мачты станка. Подача на забой и подъем вращателя осуществляются от пневмодвигателя 13 механизма набора через червячный редуктор 16 и цепные передачи 15 и 3. В нижней части мачты установлены цилиндры 10 и 14 гидрозажима, удерживающего на весу буровой став во время спуско-подъемных операций, и гидроключ 8 для свинчивания и развинчивания штанг бурового става. На мачте установлено кассетное устройство 2, барабан которого вмещает восемь штанг длиной по 2,5 м. Это устройство служит для механической подачи штанг при спуско-подъемных операциях. В момент подачи на ось скважины очередной штанги барабан двумя цилиндрами подачи 1 поворачивается на 1/8 оборота и стопорится фиксатором.

Поднимают мачту гидроцилиндром 17. Во время бурения станок устанавливается в горизонтальное положение домкратами 12 и 20. Необходимое давление в гидросистеме создается электродвигателем 18 маслonaпорной станции.

Буровая мелочь из скважины удаляется воздушно-водяной смесью, подаваемой через став штанг и пневмоударник, с последующим отсосом пыли от устья скважины вентилятором 19. Питание станка сжатым воздухом осуществляется от передвижной компрессорной станции или общекарьерной воздушной сети. Станок управляется из кабины 7, в которой установлен пульт управления процессами бурения и передвижения станка.

При **огневом (термическом) бурении** скважин горные породы разрушаются нагретой до 2200°C газовой струей, истекающей на забой скважины из реактивной горелки. К камере сгорания реактивной горелки (рис. 3.10, а) по трубам внутри пустотелых штанг подводятся керосин и газообразный кислород. Продукты сгорания выбрасываются из сопел горелки со сверхзвуковой скоростью (1800 м/с) и нагревают породу. Так как горелка вращается вокруг оси, то нагрев породы чередуется с охлаждением ее водой, поступающей на забой скважины. Вследствие этого происходит растрескивание («шелушение») породы, а высокая кинетическая энергия газовых струй обеспечивает отрыв растрескавшихся частиц породы. Продукты сгорания и образующийся в скважине водяной пар выносят разрушенную породу из скважины на поверхность. В небольших масштабах огневое бурение применяют только при очень крепких породах.

Выпускается станок СБТМ-20 **термомеханического бурения**. Обычный режим бурения этим станком — огневой. Если же скорость термического бурения падает, то включают специально смонтированный на буровом стае ударный механизм. Нагретый термобуром поверхностный слой породы сравнительно легко разрушается коронкой, установленной в головной части термобура.

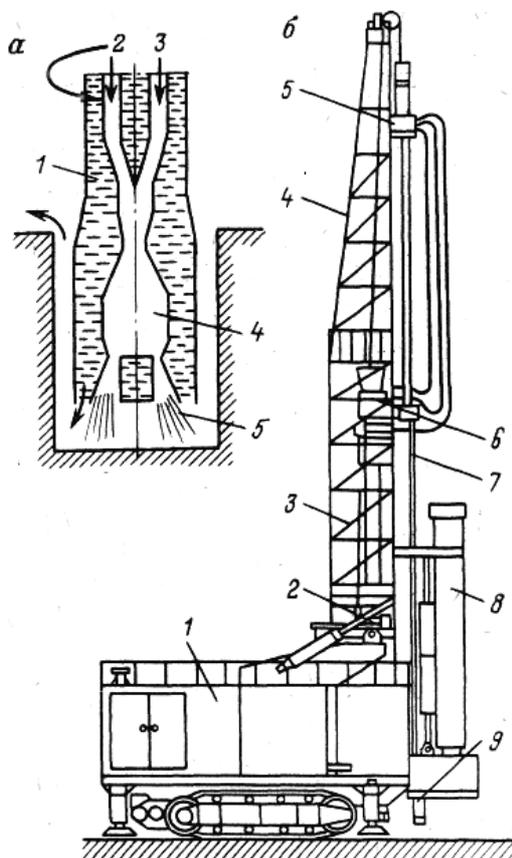


Рис. 3.10. Огневое бурение скважин: *а* – схема реактивной горелки (1 – вода; 2 – керосин; 3 – кислород; 4 – камера сгорания; 5 – газовая струя); *б* – схема бурового станка СБШ-250МНР (1 – машинное отделение; 2 – электролебедка; 3, 4 – соответственно нижняя и верхняя части мачты; 5 – люнет; 6 – вращатель; 7 – штанги; 8 – парогазоотвод; 9 – реактивная горелка)

На горнорудных предприятиях КМА и Кривбасса применяется комбинированная технология бурения скважин, при которой скважины диаметром 250 мм, пробуренные станками шарошечного бурения, расширяются станками огневого бурения до диаметра 450—500 мм. Такая технология позволяет повысить в целом эффективность буровзрывных работ. Для подобной технологии на базе серийно выпускаемого станка СБШ-250МН выпущены и на Михайловском ГОКе испытаны станки СБШ-250МНР для шарошечного бурения и огневого расширения скважин.

Для термического расширения скважин на станке СБШ-250МНР установлено дополнительное оборудование (рис. 3.10, б). Буровой став для термического расширения скважин смонтирован посредством направляющих на передней части мачты. Мачта выполнена из двух жестко соединенных между собой секций. Нижняя секция — усовершенствованная конструкция мачты базового станка, верхняя секция выполнена в виде надставки к мачте. В нижней части мачты размещено оборудование для шарошечного бурения (вращатель с буровым снарядом, механизм свинчивания и развинчивания штанг и др.). В машинном отделении установлены винтовой компрессор, емкости для рабочих компонентов (вода, топливо) огневого бурения, электрогидравлическая аппаратура и пульт управления.

#### Техническая характеристика станка СБШ-250МНР

Диаметр шарошечного долота, мм	_____	243;269
Максимальная глубина шарошечного бурения, м	_____	32
Диаметр скважины после расширения, мм	_____	450-500
Максимальная глубина скважины с расширением, м	_____	19,5
Скорость подачи терморасширительного снаряда, м/мин:		
рабочая	_____	До 0,2
маневровая	_____	10
Расход горючего, л/ч	_____	До 120
Установленная мощность, кВт	_____	423
Высота, м:		
с поднятой мачтой	_____	23,7
с опущенной мачтой	_____	7,4
Масса станка, т	_____	76

Бурение и расширение скважин ведется следующим образом. После выбуривания

скважины на проектную глубину шарошечный буровой снаряд поднимается из скважины и фиксируется внутри мачты. Затем станок задним ходом перемещается от скважины на 0,5 м и над ней устанавливается терморасширительный снаряд. Работающий огневой расширитель на маневровой скорости опускается до забоя скважины, а затем на рабочей скорости движется снизу вверх, расширяя скважину до заданного диаметра и на заданную длину.

При работе станков СБШ-250МНР по железистым кварцитам Михайловского ГОКа в породах с коэффициентом крепости 18—20 достигнуты следующие показатели.

Диаметр скважины после расширения, мм	_____	450
Глубина скважины, м	_____	17,5
Высота расширенной полости, м	_____	10
Техническая скорость шарошечного бурения, м/ч	_____	10
Стойкость шарошечного долота, м	_____	55-60
Усилие подачи на забой, кН	_____	250
Продолжительность, мин:		
бурения скважины	_____	До 110
расширения скважины	_____	40
Скорость подъема снаряда при расширении скважины, м/ч	_____	7-10

В стадии экспериментальных исследований и промышленных испытаний находятся электрофизические (ультразвуковой, высокочастотный, плазменный, электроимпульсный), гидравлические и другие способы бурения и разрушения горных пород.

Основным способом бурения взрывных скважин на открытых работах является шарошечный (80% всего объема бурения), а на подземных — ударно-вращательный.

Число буровых станков определяется в зависимости от производительности участка, блока или карьера  $Q$  (м<sup>3</sup>/сут) по формуле

$$N = \frac{kQ}{nPM}$$

где  $k$  — коэффициент, учитывающий необходимый резерв станков (1,2—1,25);  $n$  — число смен работы станков в течение суток;  $P$  — сменная производительность станка, м;  $M$  — выход горной массы с 1 м скважины, м<sup>3</sup>.

Выход горной массы с 1 м скважины определяют делением объема взрываемого блока или слоя на суммарную длину скважин, пробуренных в этом блоке или слое. При равномерном расположении скважин выход горной массы можно определить делением объема породы, приходящейся на одну скважину, на полную длину последней.

### 3.4. Общие сведения о взрыве и взрывчатых материалах

**Взрывчатыми** называют вещества, способные под влиянием внешнего воздействия быстро разлагаться с образованием большого количества сильно нагретых газов. Эти газы, имеющие в момент взрыва высокое давление, разрушают породу. Таким образом, взрыв характеризуется высокой скоростью протекания реакции, образованием газообразных продуктов и выделением тепла.

Взрывчатые вещества (ВВ), применяемые в горной промышленности, представляют собой однородные химические соединения (аммиачная селитра, тротил, гексоген и др.) или механические смеси (аммонит, динамит и др.).

Скорость взрывчатого разложения измеряется сотнями и тысячами метров в секунду. Так, аммониты разлагаются со скоростью 2000—3000 м/с, нитроглицерин — 8400 м/с, а дымный порох — 400—800 м/с. Частным случаем взрыва является *детонация* — разложение с постоянной и максимальной для данных условий скоростью, измеряемой тысячами метров в секунду. При определенных условиях (низкая плотность, повышенная влажность) некоторые ВВ разлагаются с небольшой скоростью (несколько метров в секунду). Такое разложение называют *выгоранием* ВВ. При выгорании ВВ образование газов происходит медленно и разрушения породы не наблюдается.

Чем выше скорость взрывчатого разложения, тем лучше дробление породы. В горном деле применяют ВВ с ярко выраженными дробящими свойствами — *бризантные*. ВВ с относительно низкой скоростью разложения (например, порох) называют *метательными*.

**Б р и з а н т н о с т ь** ВВ измеряется в миллиметрах и определяется величиной сжатия свинцового цилиндра определенных размеров при взрывании на нем 50 г ВВ.

**Р а б о т о с п о с о б н о с т ь** ВВ устанавливают взрыванием 10 г испытываемого ВВ в канале свинцового цилиндра. Величина приращения объема цилиндра, выраженная в кубических сантиметрах, характеризует работоспособность ВВ.

Бризантность и работоспособность — основные показатели, характеризующие мощность ВВ. Кроме них в характеристику ВВ входят плотность (чем больше плотность ВВ, тем выше его эффективность, так как шпур или скважина будет вмещать больше ВВ), влагостойкость (способность не терять взрывчатых свойств при наличии воды или в воде), физическая и химическая стойкость (способность ВВ сохранять неизменными свои свойства), чувствительность, которая определяется величиной энергии, необходимой для взрыва ВВ.

Эта внешняя энергия называется **начальным импульсом**. Начальный импульс может быть тепловым (пламя, накал проводника электрическим током), механическим (удар, трение) и взрывным (энергия взрыва другого ВВ). ВВ по-разному реагируют на различные виды импульсов. Так, зажженный тротил в небольших количествах спокойно сгорает, тогда как гремучая ртуть от искры детонирует. Чем выше чувствительность ВВ, тем легче вызвать взрыв, но тем опаснее будет данное ВВ в обращении. Взрыв является реакцией окисления. Кислород, необходимый для этой реакции, входит в состав самого ВВ. В горнорудной промышленности обычно применяют ВВ с близким к нулевому **кислородным балансом**, т.е. ВВ, содержащие столько кислорода, сколько его необходимо для полного окисления горючих элементов ВВ. При избытке кислорода (положительный кислородный баланс) или его недостатке (отрицательный кислородный баланс) образуется повышенное количество вредных газов (оксида углерода или оксидов азота).

### **3.5. Характеристика некоторых взрывчатых веществ**

ВВ, используемые при взрывных работах в качестве основного заряда, называют *промышленными*. По физическому состоянию они бывают твердыми (порошкообразными, гранулированными и прессованными) и пластичными. Разновидностью пластичных являются водонаполненные (льющисся) ВВ. Допуск ВВ к применению разрешается Госгортехнадзором СССР.

По условиям использования в горной промышленности ВВ подразделяют на следующие три группы:

допущенные к применению только на открытых работах. При взрыве они обычно выделяют большое количество вредных газов. Цвет отличительной полосы или оболочек патронов (пачек) — белый;

допущенные к применению на открытых и подземных работах, кроме шахт и рудников, опасных по газу и пыли. При взрыве они выделяют не более 40 л вредных газов на 1 кг ВВ. Цвет отличительной полосы и оболочек патронов (пачек) — красный;

допущенные к применению в шахтах и рудниках, опасных по газу и пыли, — так называемые предохранительные ВВ. Они обладают пониженной температурой взрыва. Цвет отличительной полосы или оболочек патронов (пачек) — синий, желтый или зеленый.

ВВ выпускают в патронированном и россыпном виде. Патроны ВВ имеют цилиндрическую форму, оболочка патронов изготавливается из парафинированной бумаги. Диаметр патронов 28, 32, 36, 45, 60 и 90 мм. Масса патронов 100, 150, 200, 250, 300 г и более. Патроны упаковывают в пачки, которые укладывают в деревянные ящики. Россыпные ВВ помещают в бумажные или полиэтиленовые мешки. Масса ящиков и мешков с ВВ 30—40 кг. Водонаполненные ВВ можно помещать в полиэтиленовые ампулы.

**Иницирующие ВВ** применяют в капсулях-детонаторах, электродетонаторах и детонирующем шнуре, к ним относятся *г р е м у ч а я р т у т ь*, *а з и д с в и н ц а*, *т е н е р е с*. Эти ВВ взрываются от искры и легких ударов. Их обычно используют в сочетании с менее чувствительными, но более мощными вторичными иницирующими ВВ — *т е т р и л о м*, *т э й о м* и др.

Основными составными частями промышленных ВВ являются аммиачная селитра, тротил и жидкие нитроэферы (нитроглицерин и нитроглицоль).

**А м м и а ч н а я с е л и т р а** — белый или желтоватый кристаллический порошок с

положительным кислородным балансом, обладающий относительно слабыми взрывчатыми свойствами и малой чувствительностью к внешним воздействиям (удару, трению и огню). Аммиачная селитра гигроскопична, при хранении слеживается (уплотняется), она выпускается в виде порошка, гранул или чешуек. При определенных способах приготовления (введение раствора сернокислого железа с последующей обработкой гранул смесью жирных кислот и парафина) получают водоустойчивую аммиачную селитру марки ЖВ.

**Т р о т и л** (т о л или т р и н и т р о т о л о л) — кристаллический порошок желтого цвета. Тротил малочувствителен к удару и трению, влагоустойчив, обладает хорошей стойкостью. Он относится к сильным бризантным ВВ. В чистом виде тротил применяют на открытых работах для заряжания обводненных скважин. Его используют в качестве добавок в аммиачно-селитренные ВВ. Гранулированный тротил называют **г р а н у л о т о л о м**.

**Н и т р о г л и ц е р и н** и **н и т р о г л и к о л ь** при обычных условиях — бесцветные тяжелые маслянистые жидкости, чувствительные к механическим воздействиям, мощные по взрывчатым свойствам; не гигроскопичны. На базе нитроглицерина и нитрогликоля изготавливают **д и н а м и т ы**. В нашей стране ввиду опасности в обращении динамиты не применяют.

Наиболее распространенными являются **аммиачно-селитренные ВВ**. Они имеют невысокую чувствительность к внешним воздействиям и поэтому безопасны в обращении, относительно недороги, достаточно мощны. Последнее позволяет использовать их при разрушении пород различной крепости. К ним относятся аммониты и аммоналы.

**А м м о н и т ы** — порошкообразная смесь аммиачной селитры с тротилом (в патронированном и россыпном виде). В предохранительные аммониты добавляют пламегасители. Аммониты с добавкой алюминиевой пудры называют **а м м о н а л а м и**.

Аммонит № 6ЖВ выпускают в порошке и в патронах диаметром 32 мм (масса 200—250 г), 60 мм (1400 г) и 90 мм (3000 г), а аммонал М-10 — в патронах диаметром 32 мм.

Смесь гранулированной аммиачной селитры и тротила называют **граммонитами** (гранулированными аммонитами). К наиболее распространенным относится **граммонит 79/21** (79% — аммиачной селитры, 21% тротила).

Простейшими аммиачно-селитренными ВВ являются **г р а н у л и т ы** — смеси гранулированной аммиачной селитры с жидким горючим, обсыпанные древесной мукой или алюминиевой пудрой для предотвращения потерь жидкого горючего при хранении ВВ и его транспортировании. Выпускают гранулиты марок АС-8В, АС-4В, АС-4. В отличие от гранулита заводского изготовления и **г д а н и т** готовят на месте его применения пропитыванием селитры дизельным топливом.

**А к в а н и т ы** (водонаполненные ВВ) представляют собой смесь гранулированной аммиачной селитры, тротила и загустителя с водой. Их консистенция зависит от температуры (по мере охлаждения акваниты густеют). Выпускают акванит АРЗ-8Н.

**А к в а т о л ы** — смеси гранулированной аммиачной селитры и гранулолола с концентрированным раствором аммиачной селитры. В скважинах эти ВВ затвердевают.

**Д е т о н и т ы** — порошкообразные ВВ, сходные по составу с аммоналами, но с добавками нитроглицерина (нитрогликоля). Детонит М выпускают в патронах диаметром 28, 32, 36 мм (массой соответственно 150, 200 и 250 г).

Для возбуждения детонации многие малочувствительные ВВ (игданит, гранулолол, гранулит, граммонит) требуют применения промежуточных детонаторов из порошкообразного или пресованного аммонита, детонита, тротиловых или тротило-тетриловых шашек-детонаторов.

Предохранительные ВВ применяют на шахтах, опасных по газу или пыли. Эти ВВ содержат в своем составе пламегасители, понижающие температуру взрыва. В качестве пламегасителей используют хлористый натрий, хлористый калий и др. Иногда ВВ помещают в патроны из предохранительных оболочек. К предохранительным ВВ относятся аммониты АП-5ЖВ и ПЖВ-20, угленит 12ЦБ и др. Характеристика, условия применения различных ВВ по крепости и обводненности пород, видам работ, а также возможность механизированного их заряжания указываются в специальной литературе.

Промышленные ВВ характеризуются следующими обобщенными показателями: плотность 0,9—1,5 г/см<sup>3</sup>; работоспособность 280—480 см<sup>3</sup>; бризантность 12—27 мм. К наиболее мощным ВВ относятся акванит, скальный аммонит, алюмотол, к ВВ средней мощности —

гранулит АС-4, аммонит № 6ЖВ, граммонит 79/21. Относительно маломощными являются игданит, ифзаниты (акватол Т-20).

### 3.6. Производство работ при различных способах взрывания

Взрывание зарядов подразделяют на огневое (и электроогневое), детонирующим шнуром и электрическое.

**Огневое взрывание** применяют для взрывания зарядов в шпурах как на подземных, так и на открытых работах. При этом используют **з а ж и г а т е л ь н ы е т р у б к и**, состоящие из капсюля-детонатора и вставленного в него отрезка огнепроводного шнура (рис. 3.11, а).

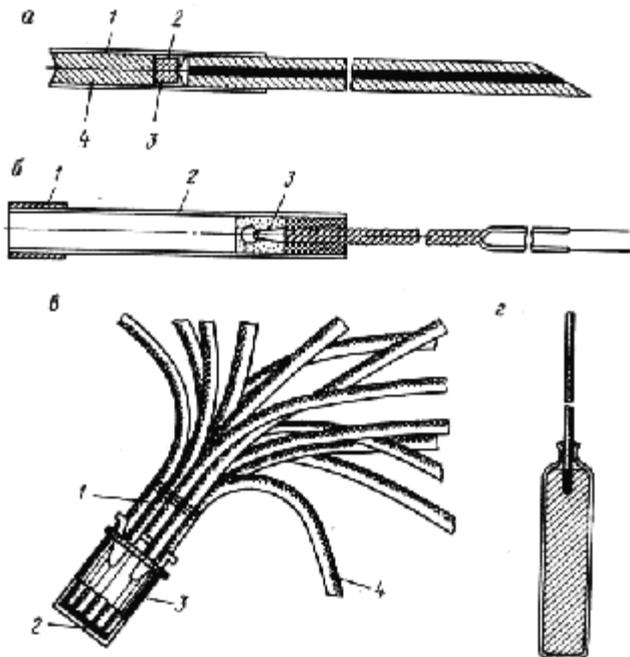


Рис 3.11. Зажигательная трубка (а), электрозажигатель (б), зажигательный патрон (в) и патрон-боевик (г)

Капсюль-детонатор (см. рис. 3.11, а) состоит из металлической или бумажной гильзы 1, внутри которой находятся чашечка 2 с первичным инициирующим ВВ 5 и вторичное инициирующее ВВ 4. Чашечка в центре имеет отверстие диаметром 2,5 мм. Длина капсюля-детонатора 45—51 мм, наружный диаметр 7—8 мм, внутренний 6,5 мм. В конце капсюля-детонатора имеется полусферическая выемка (кумулятивная), обеспечивающая концентрацию энергии при взрыве и полноту детонации взрываемого ВВ.

В горнорудной промышленности наибольшее распространение имеют азидотетриловые капсюли-детонаторы, в которых в качестве первичного инициирующего ВВ используется азид свинца, а вторичного — тетрил или тэн. Капсюли-детонаторы выпускаются упакованными в коробки по 100 шт. в каждой.

Огнепроводный шнур состоит из сердцевины, заполненной дымным порохом, и нескольких оболочек из льняной или хлопчатобумажной ткани с влагоизолирующими покрытиями. Применяют шнур марок ОША и ОШЭ. Диаметр шнура 5 — 6 мм, скорость горения 1 см/с. Огнепроводный шнур выпускается отрезками длиной по 10 м, которые свернуты в круги, круги связывают в бухты по 25 кругов и упаковывают в деревянные ящики.

Огнепроводный шнур поджигают спичкой (при единичном заряде), тлеющим фитилем или зажигательным патроном.

Зажигательный тлеющий фитиль состоит из хлопчатобумажных или льняных нитей, пропитанных специальным горючим составом. Толщина фитиля 6 — 8 мм. Зажигают его спичкой. Скорость горения (тления) 0,5 — 1 см/мин.

Зажечь шнур можно также электрозажигательной трубкой ЭЗТ-2 (рис. 3.11, б), которая состоит из бумажной гильзы 2 со вставленным в нее электровоспламенителем 3. Вставленный в электрозажигатель огнепроводный шнур удерживается обжатием металлической втулки 1. Такой способ взрывания, при котором воспламенение огнепроводных шнуров вызывают электрическим током, называется *электроогневым*. При этом способе взрывания используют также зажигательные патроны с вмонтированными в них электровоспламенителями.

Зажигательный патрон применяют для одновременного поджигания

нескольких огнепроводных шнуров. Он представляет собой бумажную гильзу 3, открытую с одного конца (рис. 3.11, в). На дне гильзы помещается воспламеняющийся состав 2 из пороховой мякоти. В гильзу вставляют пучок огнепроводных шнуров 1. Пороховая мякоть и от нее огнепроводные шнуры воспламеняются от короткого (15—25 см) огнепроводного шнура 4, вставленного в патрон и поджигаемого спичкой, тлеющим фитилем или электрозажигателем.

При взрывных работах в забоях подземных выработок длину зажигательных трубок принимают равной 2—3 м. Трубки такой длины будут гореть 200—300 с. Этого времени бывает достаточно для зажигания всех шнуров и отхода взрывника в безопасное место. Правила безопасности запрещают применять зажигательные трубки длиной меньше 1 м.

Перед заряданием шнуры очищают от буровой мелочи продувкой сжатым воздухом. Затем непосредственно в забое готовят п а т р о н ы - б о е в и к и (рис. 3.11, в). Каждый из них представляет собой обычный патрон ВВ со вставленной зажигательной трубкой. Для приготовления патрона-боевика разворачивают оболочку на одном конце патрона, деревянной палочкой делают углубление и вставляют в него капсулю-детонатор зажигательной трубки. Затем оболочку патрона затягивают шпагатом вокруг огнепроводного шнура.

Патроны ВВ досылают в шпур з а б о й н и к о м — деревянным или алюминиевым стержнем длиной 2—3 м (в зависимости от длины шпура). Патроны в шпуре нажатием забойника разминают, чем достигается более полное заполнение шпура ВВ.

Патрон-боевик обычно располагают предпоследним от устья шпура, осторожно его досылая, но не разминая. Шпур заполняют ВВ от 1/3 до 2/3 длины. Незаряженную часть шпура заполняют з а б о й к о й — негорючим материалом, обычно из смеси песка с глиной, который в виде сплошных цилиндров досылают в шпур забойником. После зарядания взрывник поджигает шнуры в определенной последовательности и уходит в безопасное место.

В процессе взрывных работ подаются с и г н а л ы (свистком). Предупредительный сигнал (один продолжительный) свидетельствует о необходимости удаления всех людей, не занятых взрыванием, в безопасное место. У мест возможных подступов к месту зарядания выставляются посты охраны. После этого взрывники приступают к заряданию. По боевому сигналу (два продолжительных) взрывники зажигают шнуры. Третий сигнал — отбой (три коротких) подается после осмотра места взрыва и означает окончание взрывных работ.

При наличии невзорвавшихся зарядов («отказов») допуск рабочих в забой не разрешается до полной их ликвидации одним из установленных способов.

Для контроля времени взрывники пользуются часами. На открытых работах при огневом взрывании применяют к о н т р о л ь н у ю т р у б к у , представляющую собой укороченную не менее чем на 60 см зажигательную трубку. Эту трубку поджигают перед зажиганием остальных шнуров и взрыв ее капсуля-детонатора означает, что отведенное на поджигание шнуров время истекло, и взрывник обязан немедленно покинуть забой.

Заключительная операция — зажигание шнуров непосредственно в забое — опасна, если отход взрывника в безопасное место затруднителен. Поэтому огневое взрывание запрещается в выработках с углом наклона более 30°. При электроогневом взрывании шнуры зажигают из безопасного места; оно разрешено во всех случаях, кроме шахт, опасных по газу и пыли.

**При взрывании детонирующим шнуром** используется шнур, состоящий из сердцевины, изготовленной из высокобризантного ВВ (тэна), и наружной оболочки (оплетки) из хлопчатобумажных нитей с изолирующим влагонепроницаемым слоем (марок ДША, ДШВ). Выпускаются также водостойкие эластичные шнуры в полимерной оболочке (ДШЭ-12). Диаметр шнура 5—6 мм. В отличие от темного по цвету огнепроводного шнура детонирующий шнур имеет белый цвет с красной нитью. Выпускается он в бухтах длиной по 50 и 100 м. Детонирующий шнур служит для передачи детонации заряду ВВ от капсуля-детонатора или электродетонатора. Скорость его детонации 6000—7500 м/с.

Детонирующий шнур широко применяется при взрывании зарядов ВВ в глубоких скважинах на открытых и подземных горных работах. При массовых взрывах в карьере одновременно взрывают заряды ВВ в нескольких десятках, а иногда и сотнях скважин, расположенных вдоль уступа в один ряд или более. При диаметре скважины 200—250 мм и глубине ее 12—14 м заряд ВВ на одну скважину составляет 200—240 кг. В скважину опускают конец детонирующего шнура с узлом-боевиком затем через воронки засыпают ВВ в соответствии

с расчетным зарядом. При зарядании малочувствительными ВВ на конце спускаемого в скважину детонирующего шнура закрепляют шашку-детонатор или в скважине размещают небольшое количество более чувствительного ВВ. Оставшуюся часть скважины заполняют забоечным материалом (забойкой). В качестве забойки используют отходы (хвосты) обогатительных фабрик или иную сыпучую породу.

При рассредоточенных зарядах между частями заряда ВВ размещают забойку или оставляют воздушные промежутки с помощью опускаемых в скважину бумажных патронов или мешков из-под ВВ. Число воздушных промежутков (1 — 3) и их высота (0,15 — 0,4 высоты заряда) в каждом отдельном случае определяются опытным путём. Иногда воздушный промежуток оставляют между зарядом ВВ и забойкой. Для механизации зарядания и забойки скважин применяют самоходные зарядные и забоечные установки. Вблизи устья скважины вдоль уступа прокладывают магистральные нити детонирующего шнура, к которым привязывают концы детонирующих шнуров, выходящих из скважин. Длина места соединения шнуров должна быть не менее 10 см.

К магистральному детонирующему шнуру на расстоянии 10—15 см от конца привязывают капсюль-детонатор зажигательной трубки. Длину зажигательной трубки принимают равной 2—3 м. После взрыва капсюля-детонатора зажигательной трубки мгновенно происходит взрыв детонирующего шнура и всех зарядов ВВ в скважинах.

Если требуется взрывание скважин детонирующим шнуром в определенной последовательности, то применяют пиротехническое реле КЗДШ-69. Пиротехническое реле КЗДШ-69 представляет собой трубку, в которую вставлен замедляющий элемент. На концах трубки закреплены отрезки детонирующего шнура длиной 150 и 350 мм. На трубке нанесена стрелка, указывающая направление детонации, и цифры, обозначающие интервал замедления. При взрывании одного шнура другой взрывается через несколько тысячных долей секунды. Взрывание зарядов ВВ с таким замедлением называется **короткозамедленным**. Реле КЗДШ-69 выпускают с замедлениями от 10 до 200 мс. Последовательным соединением нескольких реле могут быть получены более продолжительные замедления.

Одна из возможных схем монтажа взрывной сети при короткозамедленном взрывании трех рядов скважин приведена на рис. 3.12. После взрыва зажигательной трубки взрывается первый к откосу ряд скважин, затем — второй ряд, а через 20 мс — третий.

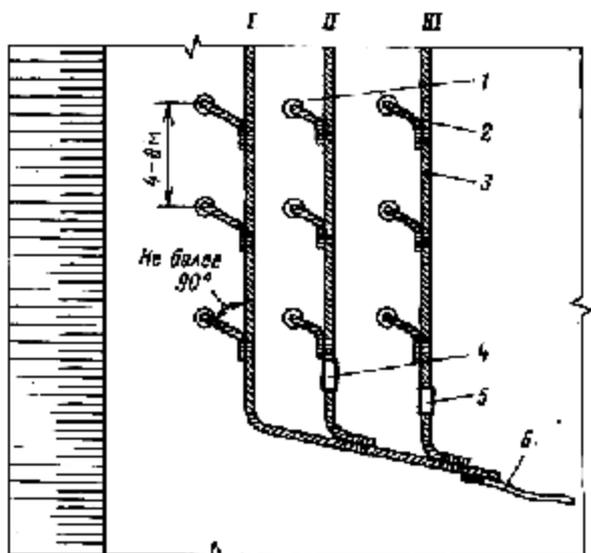


Рис. 3.12. Схема монтажа взрывной сети при короткозамедленном взрывании трех рядов скважин: 1 — скважина; 2 — отрезок детонирующего шнура, идущего в скважину; 3 — магистральный детонирующий шнур; 4, 5 — реле КЗДШ-6 с замедлением соответственно 10 и 20 мс; 6 — зажигательная трубка.

Короткозамедленное взрывание скважин применяют и на подземных работах. Его преимущества перед мгновенным взрыванием: меньшее сейсмическое (сотрясательное) действие взрыва и лучшее качество дробления породы.

При **электрическом взрывании** применяют электродетонаторы мгновенного, замедленного и короткозамедленного действия.

Электродетонатор мгновенного действия напоминает собой обычный капсюль-детонатор, в который вставлен электровоспламенитель, состоящий из воспламеняющего состава, мостика накаливания и изолированных проводников. Электровоспламенитель удерживается в гильзе пластиковой пробкой. При прохождении тока через мостик накаливания из тонкой константановой или нихромовой проволоки вспыхивает

воспламеняющий состав и происходит взрыв ВВ электродетонатора.

В электродетонаторе замедленного или короткозамедленного действия между воспламеняющим составом и первичным инициирующим ВВ находится замедляющий состав. Эта электродетонаторы имеют диапазон замедления от 25 до 10 000 мс. Степень замедления указывается на гильзе или на бирке, которая крепится к проводникам.

Процесс заряжания шпуров при электрическом взрывании аналогичен огневому способу. Патроны-боевики изготавливают в забое таким же способом, только вместо зажигательной трубки в патрон ВВ вставляют электродетонатор.

Для подвода электрического тока к электродетонаторам монтируют взрывную сеть из изолированных медных проводов. Магистральную сеть выполняют из проводов с площадью поперечного сечения 1—1,5 мм<sup>2</sup>. При большой протяженности электровзрывной сети используют гибкий кабель с резиновой изоляцией. Монтаж электровзрывной сети ведут в направлении от забоя к источнику тока, тщательно выполняя все соединения проводов между собой.

Электродетонаторы к электропроводной сети подсоединяют по параллельной, последовательной и смешанной схемам, выбор которых зависит от числа одновременно взрываемых детонаторов, характера источника тока и сопротивления электросети.

При последовательном соединении концы проводов соседних электродетонаторов соединяют между собой, а свободные концы крайних электродетонаторов сращивают с магистральными проводами, ведущими к источнику тока (осветительной электросети или к взрывным машинкам). При последовательном соединении не допускается большая разница в сопротивлениях детонаторов, так как в противном случае возможно преждевременное взрывание отдельных электродетонаторов, вызывающее разрыв сети и массовые «отказы».

Простота монтажа сети и возможность взрывания от маломощного источника тока — основные достоинства этого способа.

Параллельное соединение, при котором каждый из проводников электродетонатора соединен с одним из магистральных проводов, требует мощного источника тока. Однако при этом взрыв отдельных электродетонаторов не вызывает разрыва остальной электровзрывной сети.

Смешанное соединение, сочетающее достоинства параллельного и последовательного способов, широко применяется при взрывных работах. При нем электродетонаторы в отдельных группах соединяют последовательно или параллельно.

Сила тока  $I$ , поступающая в каждый отдельный электродетонатор, должна быть не менее 1 А при числе одновременно взрываемых электродетонаторов до 100, не менее 1,3 А — при числе одновременно взрываемых зарядов 300 и не менее 2,5 А — при взрывании с использованием переменного тока.

Если пренебречь сопротивлением участков проводов между группами (обычно отсутствующих или очень коротких при взрывании в одном забое), сила тока в одном детонаторе может быть определена по формуле

$$I = \frac{U}{(Rn + rm)}$$

где  $U$  — напряжение источника тока, В;  $R$  и  $r$  — соответственно общее сопротивление подводящих проводов и одного электродетонатора, Ом;  $n$  — число групп или детонаторов в группе, соединенных параллельно;  $m$  — число групп или детонаторов в группе, соединенных последовательно.

При этом общее число детонаторов  $N = nm$ . Для последовательного соединения  $n = 1$ , для параллельного —  $m = 1$

После окончания монтажа электровзрывной сети проверяют ее сопротивление омметром. Фактическое сопротивление должно отличаться от расчетного не более чем на 10 %. После боевого сигнала старший взрывник включает рубильник, соединяющий взрывную сеть с источником тока, или поворачивает ключ электровзрывной машинки. Рабочих допускают в забой только после его осмотра взрывником и ликвидации «отказов».

Электродетонаторы применяют также для взрывания детонирующего шнура в скважинных зарядах на открытых и подземных работах. При этом электродетонаторы мгновенного или короткозамедленного действия соединяют с детонирующим шнуром так же, как и

зажигательную трубку. Проводники от электродетонаторов соединяют с источником тока и замыкание цепи производят из безопасного места.

Электровзрывание допускается на всех видах горных работ, в том числе в шахтах, опасных по газу и пыли. Препятствием к применению электровзрывания является наличие «блуждающих токов» значительной величины в местах производства взрывных работ. «Блуждающими» называют электрические токи на отдельных участках горных пород. Они возникают там, где имеется откатка контактными электровозами, а также при утечке токов из шахтной электросети. При определенной величине блуждающих токов (более 0,15—0,18 А) возможны взрывы электродетонаторов при соприкосновении неизолированных участков проводов электровзрывной сети с горными породами. Во избежание этого монтаж взрывной сети необходимо вести с соблюдением правил безопасности (изоляция проводов, короткое замыкание проводов на период монтажа и пр.).

**Хранение взрывчатых материалов** (ВМ) осуществляют в специальных складах, которые устраивают в соответствии с требованиями Единых правил безопасности при взрывных работах. По назначению склады подразделяют на базисные и расходные.

**Базисные склады** служат для снабжения взрывчатыми материалами расходных складов. Они располагаются на поверхности и состоят из нескольких хранилищ ВМ. Предельная вместимость отдельных хранилищ в зависимости от вида ВМ колеблется от 20 до 60 т.

**Расходные склады** служат для раздачи ВМ взрывникам. Их сооружают непосредственно на горных предприятиях (на поверхности или под землей). Подземные расходные склады бывают камерного и ячейкового типа. В складах первого типа для хранения ВМ устраивают камеры. В каждой камере хранится до 2 т ВВ. В складах второго типа ВМ хранится в нишах (ячейках), устраиваемых в стенках подземных выработок. В каждой ячейке допускается хранение не более 400 кг.

Подземные камерные склады располагают на расстоянии не менее 100 м от стволов и околоствольных выработок. Для ячейковых складов это расстояние должно быть не менее 60 м.

**Доставку ВМ** от расходных складов к местам работы производят взрывники и проинструктированные рабочие, а также в специальных вагонетках электровозами. На поверхности для доставки ВМ используют автомобильный и железнодорожный транспорт. При ручной переноске ВМ размещают в специальных сумках. Один взрывник может переносить не более 12 кг ВВ при совместной переноске со средствами взрывания и 20 кг при переноске без средств взрывания. При переноске ВВ в заводской упаковке на расстояние не более 300 м и при удобном пути норма может быть повышена до 40 кг.

### 3.7. Методы взрывных работ и расчет зарядов.

Большинство зарядов ВВ располагают в шпурах и скважинах. Крупные заряды ВВ (измеряемые сотнями и тысячами килограммов) размещают в специальных камерах. Иногда заряды располагают на поверхности разрушаемого массива. В зависимости от принятого способа размещения зарядов различают следующие методы взрывных работ: шпуровой, скважинных зарядов, камерных зарядов, наружных (накладных) зарядов.

#### Шпуровой метод.

Он имеет широкое распространение при проведении выработок. На открытых работах шпуровой метод является вспомогательным, применяют его для вторичного дробления крупных кусков (негабаритов) и для выравнивания неровностей в подошве уступов.

Для эффективного дробления породы в пределах проектного контура выработки необходимо соблюдение следующих условий: число шпуров должно соответствовать размерам выработки и крепости породы; схема расположения шпуров должна соответствовать форме выработки и физико-механическим свойствам породы; взрывание шпуров должно вестись в определенной последовательности, зависящей от принятой схемы их расположения.

Массу заряда ВВ (кг) на забой можно определить по формуле

$$Q_z = qSl\eta$$

где  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;  $l$  — длина шпуров, м;  $\eta$  — коэффициент использования шпура (к. и. ш.).

Удельный расход ВВ принимают по практическим данным исходя из площади

поперечного сечения выработки, крепости породы и мощности ВВ. В зависимости от этих факторов величина  $q$  колеблется от 1 до 3 кг/м<sup>3</sup>. Значения  $q$  приводятся в справочниках по взрывным работам.

Коэффициент использования шпура (к. и. ш.) показывает отношение подвигания забоя за один взрыв к длине шпуров. Как правило, величина  $h$  меньше единицы и составляет 0,85—0,9. Произведение  $Slh$  показывает объем породы, отбитой за один взрыв.

Диаметр шпура принимают в зависимости от площади поперечного сечения выработки и крепости породы. Чем больше крепость, тем больший диаметр шпуров следует принимать. Если принять большой диаметр шпуров в выработках с незначительной площадью поперечного сечения, то общее число шпуров может оказаться недостаточным для оконтуривания выработки.

Число шпуров можно определить по формуле

$$N = \frac{qSh}{5d^2 r}$$

где  $d$  — диаметр шпура, дм;  $\rho$  — плотность заряжения (плотность ВВ в шпуре), кг/дм<sup>3</sup>.

Плотность заряжения составляет 0,7 — 1 плотности ВВ. Большие значения принимают при механизированных способах заряжения.

Длина шпуров  $l$  зависит от ряда факторов, в том числе от крепости пород и ширины выработки  $B$ . Ориентировочно можно принимать  $l = (0,5 — 1) B$ .

Все шпуры по назначению и последовательности взрывания подразделяют на врубовые, вспомогательные и отбойные. Врубовые шпуры чаще всего располагают в центральной части забоя и взрывают в первую очередь. Взрыванием этих шпуров создают дополнительную обнаженную плоскость, улучшающую показатели взрывов остальных шпуров. Отбойные шпуры размещают по периметру выработки и взрывают в последнюю очередь. Между врубовыми и отбойными шпурами располагают вспомогательные шпуры. Число вспомогательных шпуров зависит от размеров поперечного сечения выработки и изменяется в широких пределах. В выработках с небольшой площадью поперечного сечения вспомогательные шпуры не бурят.

Врубовые шпуры «работают» в наиболее трудных условиях — при одной обнаженной плоскости. Поэтому их длину принимают на 10—15% больше длины вспомогательных и отбойных, а расстояния между ними делают меньше. Схема расположения врубовых шпуров во многом определяет эффект взрыва и должна приниматься с учетом целого ряда факторов (длины шпуров, крепости пород, формы и размеров поперечного сечения выработки и т. д.).

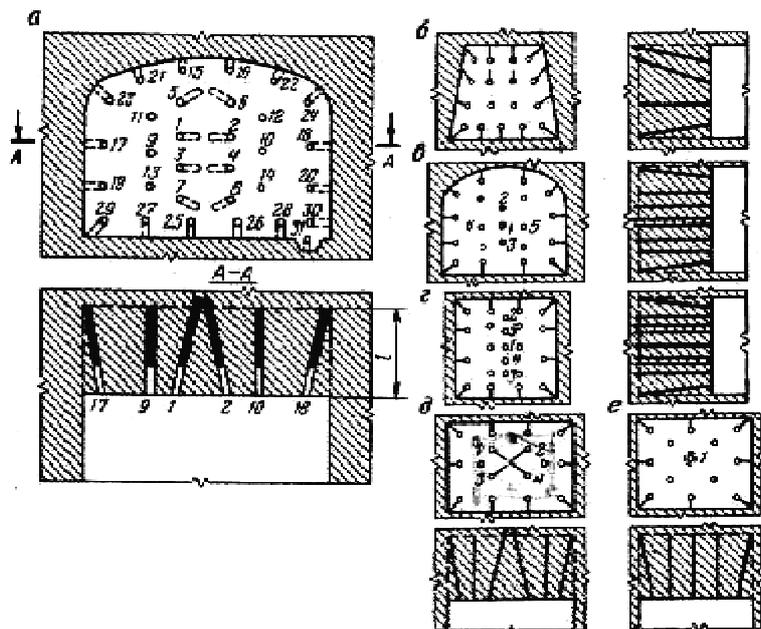


Рис. 3.13. Схемы расположения шпуров при различных врубах

На рис. 3.13, *a* приведена схема расположения шпуров при вертикальном

к л и н о в о м в р у б е в откаточном штреке сводообразной формы: 1 — 8 — врубовые шпуры, 9 — 14 — вспомогательные, 15 — 30 — отбойные, 31 — шпур для образования водосточной канавки. Шпуры взрываются в порядке их нумерации. Этот порядок достигается при небольшом числе шпуров последовательным поджиганием шнуров. Так как длина всех зажигательных трубок одинакова, шпуры будут взрываться в той последовательности, в какой их поджигали.

При большом числе шпуров (более 16) применяют зажигательные патроны. В этом случае подготовка зажигательных трубок перед их помещением в патрон осуществляется следующим образом. Взрывник после окончания заряжания всех шпуров собирает шнуры в пучок так, что конец каждого последующего шнура не доходит до конца предыдущего на 2 — 3 см. Перевязав собранный пучок шнуров в двух местах шпагатом, взрывник перерезает шнуры между обвязками. Отрезанные концы шнуров подлежат сдаче на склад ВМ и в дальнейшем уничтожаются. К подготовленному таким образом пучку шнуров крепят зажигательный патрон, при зажигании которого все шнуры воспламеняются одновременно. При этом шпуры будут взрываться последовательно, так как длина огнепроводных шнуров принимается различной: наименьшую длину имеет зажигательная трубка, входящая в первый шпур, наибольшую — входящая в последний шпур.

При электровзрывании последовательность взрывания врубовых, вспомогательных и отбойных шпуров достигается применением электродетонаторов короткозамедленного и замедленного действия с различными степенями замедления.

Вертикальный клиновой вруб применяют в однородных породах или с вертикальным наштостованием и трещиноватостью. При горизонтальной слоистости или трещиноватости используют г о р и з о н т а л ь н ы й к л и н о в о й в р у б , в котором ось вруба располагается горизонтально. В таких же условиях применяют верхний вруб (рис. 3.13, б).

Широкое распространение получили прямые вruby, в которых врубовые шпуры расположены перпендикулярно к плоскости забоя. В п р и з м а т и ч е с к о м в р у б е (рис. 3.13, в) центральный шпур 1 не заряжают и он выполняет роль дополнительной обнаженной поверхности при взрывании врубовых шпуров 2—5. Щ е л е в о й в р у б (рис. 3.13, г) включает 5 — 8 шпуров (1—5), пробуренных в одной плоскости. В этом врубе также не заряжают ряд шпуров (4, 5). Прямые вruby применяют в крепких породах, обычно при небольшой площади поперечного сечения выработки.

Ц е н т р а л ь н ы й п и р а м и д а л ь н ы й в р у б (рис. 3.13, д) состоит из четырех шпуров (1—4), пробуренных с наклоном к оси выработки. Он используется в крепких однородных породах.

Разновидностью прямого вруба является котловой вруб (рис. 3.13, е), представляющий один котловой шпур 1. Для образования «котла» в конце шпура взрывают небольшое количество ВВ. Эту операцию называют прострелкой шпура. Для образования большой камеры шпур простреливают 2—3 раза. Образовавшийся «котел» заряжают зарядом ВВ массой в несколько килограммов. Применение котлового вруба позволяет уменьшить число врубовых шпуров и увеличить к. и. ш.

При выборе схемы расположения шпуров необходимо учитывать также способ установки перфоратора в забое, отдавая предпочтение такой схеме, при которой обеспечивается наименьшее число перемещений установочных приспособлений и перфораторов.

### **Метод скважинных зарядов.**

Он широко применяется на открытых и подземных работах. В карьерах скважины используют как на проходке траншей, так и при добычных и вскрышных работах. В зависимости от типа бурового станка применяют вертикальные и наклонные скважины, располагая их вдоль уступа в один (рис. 3.14, а) или несколько рядов (рис. 3.14, б).

Чтобы подошва уступа после взрыва не имела неровностей, скважины бурят ниже ее на величину перебура  $l_n$ , равную 0,5 — 3 мв зависимости от крепости пород и величины расчетной линии сопротивления по подошве (л. с. п.)  $W_l$ . Чем больше л. с. п., тем больше перебур. Величина  $W_l$  зависит от крепости пород, диаметра скважины и мощности ВВ. Обычно ее принимают по практическим данным (при диаметре скважин 200—250 мм  $W_l$  равна 6—10 м, при диаметре скважин 100—120 мм — 3—5 м). Принимая ту или иную величину  $W_l$  при вертикальных скважинах, необходимо учитывать расстояние  $b$  от оси

скважины до верхней бровки уступа. Оно должно быть таким, чтобы гусеницы станка при бурении находились не ближе 3 м от бровки уступа.

Расстояние  $a$  между скважинами в ряду принимают в зависимости от  $W_I$ , т. е.

$$a = (0,6 - 1,4) W_I.$$

Кратчайшее расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности  $W$  называют линией наименьшего сопротивления (л. н.с). При расчетах  $W = W_I \sin \alpha$ .

Наклонные скважины располагают параллельно откосу уступа. Как показала практика, они обеспечивают лучшее качество дробления породы и более ровную поверхность подошвы уступа.

Многорядное расположение скважин применяют как при вертикальном, так и при наклонном их расположении. Скважины обычно располагают в шахматном порядке. Расстояние  $c$  между рядами скважин принимают равным  $(0,85 - 1) a$ . Величину заряда одной скважины  $Q$  определяют умножением удельного расхода ВВ  $q$  на объем породы, отрывааемой взрывом заряда этой скважины:

$$Q = q W_I H a$$

Величина удельного расхода устанавливается по специальным таблицам в зависимости от крепости породы и мощности ВВ. Для скважин диаметром 150—220 мм удельный расход ВВ ( $\text{кг}/\text{м}^3$ ) ориентировочно можно определить по формуле

$$q = \frac{70}{P} \sqrt[3]{f}$$

где  $P$  — работоспособность ВВ,  $\text{см}^3$ .

После определения величины заряда ВВ делают проверку на размещение его к скважине. Высота заряда в скважине

$$l = \frac{Q}{8d^2 r}$$

где  $d$  — диаметр скважины,  $\text{дм}$ ;  $r$  — плотность заряжения,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Длина забойки  $l_3 = L - t$  должна находиться в пределах  $(0,6 - 0,9) W_I$  ( $L$  — длина скважины с перебором,  $\text{м}$ ). Если это условие не соблюдается, изменяют параметры сетки скважин ( $W_I, a$ ) в сторону уменьшения или увеличения. Заниженный расход ВВ на взрывание не обеспечивает необходимого качества дробления породы; при завышенном расходе ВВ (кроме перерасхода ВВ) происходит сильный выброс породы, что осложняет ее погрузку экскаваторами.

При нормальном взрыве развал горной массы  $B$  (см. рис. 3.14,  $a$ ) составляет 1,5—2 высоты уступа  $H$ , а выход негабарита (крупных кусков, требующих вторичного дробления) не превышает 2—4% общего объема взрываемого блока.

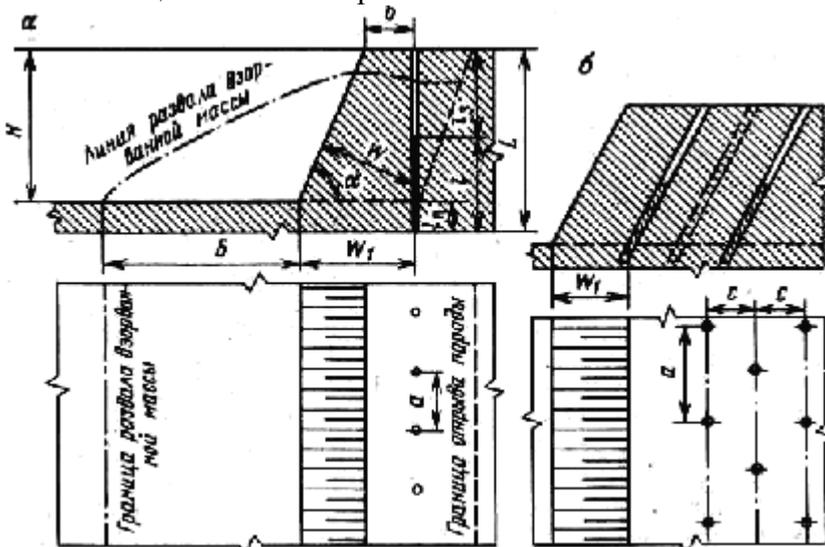


Рис. 3.14. Схемы однорядного вертикального ( $a$ ) и многорядного ( $b$ ) расположения скважин на уступе

Вторичное дробление негабарита осуществляют шпуровыми или накладными зарядами. При шпуровом методе в негабарите (объем 1 — 6  $\text{м}^3$ ) пробуривают 1 — 2 шпура глубиной, равной половине поперечника негабарита. Шпур заряжают порошкообразным или патронированным ВВ. Масса заряда в шпуре составляет 100 — 400 г. Взрывание зарядов — огневое или детонирующим шнуром. При накладных зарядах на поверхности негабарита размещают 1 — 3 кг ВВ, вставляют в заряд зажигательную трубку или детонирующий шнур,

засыпают забойкой и взрывают.

Уменьшить расход ВВ при шпуровом методе можно применением микрочарядов. В этом случае в шпур, заполненный жидкостью, помещают заряд массой 20—50 г высокобризантного ВВ в водостойчивой оболочке. Гидровзрывной способ позволяет в 8 — 10 раз уменьшить расход ВВ и снизить радиус разлета кусков породы. Значительное снижение расхода ВВ и разлета породы при взрыве обеспечивается при замене обычных накладных зарядов специальными прессованными зарядами ВВ с кумулятивными выемками. Выпускают кумулятивные заряды с массой от 180 до 4000 г, способные разрушать негабариты размером в поперечнике от 0,5 до 2,8 м.

Дробление негабаритов можно осуществлять и невзрывными методами: механическими пневмобутобоями, электрическим током (с помощью установок типа УРН), термическим способом. При их применении устраняется необходимость в прекращении погрузки породы и отвода оборудования на период взрывных работ по дроблению негабаритов. Однако широкого распространения они не получили (кроме бутобоев).

**Заряжание скважин на открытых работах.** Все ВВ, применяемые на открытых горных работах (за исключением аммонита № 6ЖВ), допущены к механизированному заряжению.

В зависимости от выполняемых операций различают транспортно-зарядные машины для доставки и заряжания гранулированных ВВ, зарядчики для заряжания шпуров и скважин россыпными гранулированными ВВ, смесительные установки для приготовления простейших ВВ.

Зарядная машина СУЗН-5А (модернизированная модель МЗ-3) смонтирована на базе автомобиля КраЗ-256Б, на шасси которого установлены бункер, пульт управления, шнеки с регулируемыми приводами, питатель со шлангом, компрессор для пневматического транспортирования ВВ, гидросистема. Бункер перегородкой разделен на два отсека. Управление процессом заряжания выполняется из кабины водителя. Зарядный шланг отпускают до забоя скважины. По мере заряжания ВВ шланг с помощью барабана извлекается с определенной скоростью из скважины. Машина предназначена для гранулированных ВВ заводского изготовления и приготовления в процессе заряжания простейших ВВ.

### Техническая характеристика зарядной машины СУЗН-5А

Вместимость бункера, м <sup>3</sup>	8,6
Техническая производительность, кг/с	4,6
Способ загрузки бункера	Самотечный
Способ выгрузки ВВ из бункера	Шнековый
Диаметр зарядного шланга, мм	50
Дальность транспортирования ВВ по гибкому шлангу, м	До 25
Сменная производительность, т	32

Более совершенный вариант этой машины СУЗН-5АМ с автоматическим дозатором обеспечивает сменную производительность 40 т.

Зарядная машина МЗ-4 смонтирована на шасси автомобиля типа БелАЗ и имеет грузоподъемность 25 т. Выпускаются зарядные машины и других конструкций (МЗ-8, МЗ-12, МЗ-1).

Для забойки скважин применяют мелкий щебень, песок, хвосты обогащения крупностью до 25 мм. Транспортирование забоечного материала к месту взрывания и подача его в скважины осуществляются забоечными машинами (СУЗН-1В, ЗС-1Б и др.). Забоечная машина СУЗН-1В смонтирована на шасси автомобиля МАЗ-5036, имеет вместимость бункера 4,3 м<sup>3</sup> и обеспечивает производительность забойки 90 т/ч.

**Заряжание скважин в подземных условиях.** Нисходящие скважины заряжают порошкообразным или патронированным ВВ. Патроны ВВ при диаметре скважин 105—110 мм имеют диаметр 75—90 мм и длину 0,5 м. Перед заполнением скважины ВВ в нее опускают детонирующий шнур. Шнур проходит по всей скважине и конец его выходит из устья на длину, необходимую для последующего монтажа взрывной сети. Если заряжание ведут патронированным ВВ, детонирующий шнур привязывают к первому патрону и опускают его в скважину. Забойкой заполняют скважину на расстоянии 1,5 — 3 м от ее устья.

При ручном заряжании горизонтальных скважин патроны ВВ посылают в скважину забойниками — деревянными стержнями диаметром 30 — 40 мм и длиной 1,2 — 1,5 м.

Одновременно в скважину посылают два-три патрона. Забойники из скважины извлекают с помощью каната, привязанного к первому посланному в скважину забойнику. Ручной способ заряжания малопроизводителен, не обеспечивает высокой плотности заряжания и неприемлем для заряжания скважин (кроме нисходящих) непатронированными (сыпучими) ВВ.

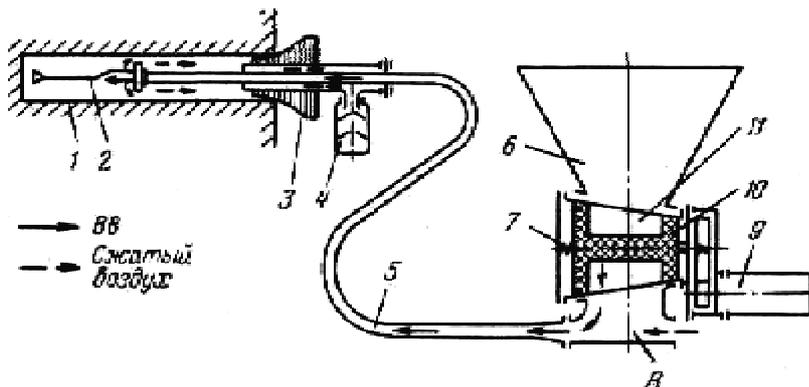


Рис. 3. 15. Схема зарядной установки типа УЗС

Создано несколько установок для механизированного заряжания скважин патронированными и сыпучими ВВ. Зарядная установка УЗС-1500 (ЗМБ-1) предназначена для заряжания россыпными гранулированными ВВ скважин диаметром 50—150 мм с углом наклона 0—180°. Установка позволяет транспортировать ВВ на расстояние до 250 м при разности высотных отметок до 70 м. ВВ загружается в бункер 6 вместимостью 70 л (рис. 3.15). После продувки гибкого зарядного трубопровода 5 включается пневмодвигатель 9, вращение от которого через редуктор передается на дозирующий барабан 10. Ячейками 11 этого барабана ВВ переносится в смесительную камеру 8, в которой оно подхватывается сжатым воздухом и подается по зарядному трубопроводу в скважину 1. Для герметичности питателя дозирующего барабана последний в процессе работы плотно поджимается к конусу пружиной 7. Устье перекрывается пробкой 3 переменной диаметра из резиновых пластин.

При заряжании трубопровод подается в скважину до упора щупа 2. В процессе заполнения скважины конец зарядного трубопровода постепенно отодвигается от уложенного в скважине ВВ, а отработанный воздух проходит через фильтрующий мешок 4, где осаждаются пыль и выносимые из скважины мелкие частицы ВВ.

Плотность заряжания гранулита и граммонита достигает  $1,15 \text{ г/см}^3$ , производительность установки 1500—3000 кг/ч, масса 100 кг.

Зарядная установка УЗС-600 (ЗМБ-2) на рельсовом ходу имеет массу 550 кг и обеспечивает производительность до 6000 кг/ч.

Для приготовления, доставки и заряжания ВВ выпускаются также универсальные зарядные машины на рельсовом ходу УЗДМ-1 и ЗМБС-2.

Для механизированного заряжания шпуров применяют кассетные зарядчики (для патронированного ВВ) и секторные пневмозарядчики «Курама» (ЗЭП-1 для горизонтальных и слабонаклонных шпуров и ЗЭП-В—для вертикальных). Зарядчик обслуживается одним рабочим. Время заряжания одного шпура диаметром 34—60 мм и длиной до 3 м — несколько секунд.

### Метод камерных зарядов.

**Камерным** называют заряд ВВ, размещаемый в подземной выработке — камере, которая проводится обычным способом. В карьерах камерные заряды служат для отбойки пород в карьерах, а также для их сброса или выброса при проходке траншей и при вскрышных работах.

В подземных условиях камерные заряды применяют для обрушения больших массивов руды или вмещающих пород. При этом для размещения зарядов в основном используют ранее пройденные подготовительные выработки.

Метод камерных зарядов по сравнению со скважинным характеризуется следующими недостатками: большими затратами на проведение выработок; значительным выходом негабаритов, сложностью заряжания и забойки. Поэтому камерные заряды для дробления породы в карьерах используют при невозможности применения метода скважинных зарядов (например, при неровной верхней площадке, не позволяющей установить буровые станки), а также при обрушении бортов карьеров.

В основании уступа проводят штольнеобразные выработки, в конце которых устраивают камеры для размещения зарядов ВВ. Объем камеры зависит от величины заряда. ВВ

в камерах размещают в мешках. Патрон-боевик делается из мощного ВВ, заключенного в жесткую оболочку. После заряжания штольню заполняют забойкой, которая подается скрепером или конвейером. Взрывание зарядов — электрическое с дублированием детонирующим шнуром.

Сущность взрывания на выброс и сброс заключается в применении усиленных зарядов ВВ, энергией которых порода не только дробится, но и отбрасывается за пределы образуемой взрывом выемки. Заряды при этом располагают в камерах, пройденных обычно из шурфов.

При проходке траншей методом взрывания на выброс заряды ВВ располагают вдоль трассы траншеи в два ряда. Если один из зарядов взорвать с замедлением, то 70—80% породы будет выброшено за один борт.

В отечественной и зарубежной практике проведено несколько мощных взрывов на выброс и сброс (в том числе при строительстве плотин), когда масса отдельных зарядов ВВ достигала несколько сотен тонн. Применение взрывов на выброс позволяет ускорить темпы проведения работа при благоприятных условиях (дешевое ВВ, соответствующий рельеф поверхности) уменьшить их стоимость.

## 4. ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК\*

### 4.1. Понятие о горном давлении

Горные породы внутри земной коры находятся в состоянии напряженного равновесия, вызываемого действием сил гравитационного и тектонического характера. Из-за отсутствия свободных пространств внутри массива без влияния внешних сил породы не могут перемещаться, изгибаться или изменять свою форму.

При проведении в толще пород горных выработок вокруг них происходит перераспределение напряжений, в процессе которого породы стремятся перейти в новое состояние равновесия и претерпевают те или иные деформации. Напряжения или силы, возникающие внутри массива горных пород вследствие проведения выработки и вызывающие деформации окружающих выработку горных пород, называются *горным давлением*

Характер и величина горного давления зависят от физико-механических свойств горных пород, глубины заложения выработки от поверхности, формы и размеров ее поперечного сечения, положения выработки в пространстве и других факторов.

Под действием горного давления породы в кровле пройденной горизонтальной или наклонной выработки первоначально прогибаются. Затем, когда прогиб достигает известного предела (временного сопротивления на изгиб), в них образуются трещины, вначале незаметные, а затем все увеличивающиеся и разветвляющиеся. По мере расширения трещин происходят нарушение связи между частицами пород, выпадение отдельных ее кусков и обрушение кровли. После обрушения пород кровля выработки часто принимает форму свода. Наиболее правильная форма свода наблюдается в однородных породах, равномерно разбитых трещинами. Трещиноватые сланцы при обрушении образуют уступную форму свода, а пластичные и вязкие породы не обрушаются, а прогибаются.

Для сохранения заданной формы и размеров выработок в неустойчивых породах необходимо возведение крепи, которая, воспринимая горное давление, замедляет процесс прогиба и препятствует обрушению пород. Горное давление, воспринимаемое выработкой, достигает максимального значения не сразу после ее проведения. Вначале оно возрастает и называется *первичным*. Через некоторое время нарастание давления прекращается, оно остается по величине постоянным и называется *вторичным* или *установившимся*.

Наибольшее распространение получила гипотеза свода, развитая в работах проф. М. М. Протодяконова. По этой гипотезе при проведении горизонтальной выработки существовавшие до того в породах напряжения перераспределяются, взаимно уравновешиваясь по некоторой сводчатой линии. М. М. Протодяконов указал, что кривая свода естественного равновесия близка к параболе (рис. 4.1), высота которой или высота свода (м)

$$b = \frac{a}{f}$$

где  $a$  — полупролет выработки, м;  $f$  — коэффициент крепости пород.

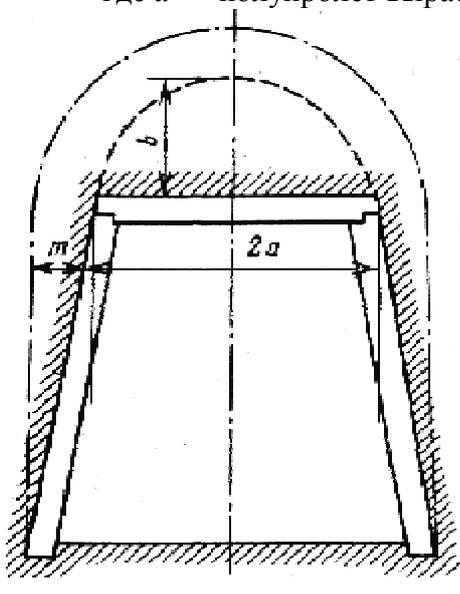


Рис. 4.1. Схема к гипотезе свода естественного равновесия

\* Раздел написан совместно с М. П. Клоковым.

Порода внутри этого свода оказывается неуравновешенной и давит на крепь. Величина давления на крепь определяется весом породы.

Свод естественного равновесия своими пятнами опирается на массив по бокам выработки. При недостаточной прочности боковых пород происходит сползание призм породы шириной  $m$ , которые оказывают на крепь боковое давление. При этом полупролет свода естественного равновесия будет больше полупролета выработки на ширину сползающих призм.

При наличии в почве выработки глин и некоторых глинистых сланцев происходит их выдавливание внутрь выработки. Это явление носит название *пучения пород*, которое усиливается при набухании пород в присутствии влаги. Для предотвращения деформации выработки, пройденной, в таких породах, крепь необходимо устанавливать по всему периметру выработки.

Достаточно точный теоретически обоснованный метод определения величины горного давления на крепь вертикальных стволов до настоящего времени еще не разработан. Проф. М. М. Протоdjаконов предлагал определять величину давления на стенки ствола от веса сползающих пород вокруг него под углом естественного откоса с образованием воронки (перевернутого конуса). Механические напряжения в породах вокруг выработок возрастают с глубиной их расположения, т. е. увеличивается напряженное состояние породного массива. В результате на глубине 300—600 м иногда наблюдаются так называемые *динамические проявления горного давления* в виде стреляния пород, толчков и горных ударов. *Стреляние* проявляется в отскакивании от напряженного массива отдельных кусков породы, сопровождающемся резким звуком. *Толчок* или горный удар внутреннего действия — это разрушение пород в глубине массива без выброса их в выработку. Внешние его проявления — резкий звук, сотрясение массива, осыпание породы с поверхности выработки, а при сильных толчках воздушная волна. *Горный удар* представляет собой быстро протекающее разрушение горных пород, проявляющееся в виде их выброса в выработки с нарушением крепи, смещением оборудования и сопровождающееся резким звуком, образованием пыли, воздушной волной и сотрясением массива горных пород.

Самопроизвольные массовые сдвиги пород представляют опасность при ведении подземных работ. За движением, оседанием и обрушением горных пород под влиянием пройденных в них выработок ведут постоянные маркшейдерские наблюдения.

Величина горного давления в выработках определяется различными приборами (динамометрами и др.). Результаты исследовательских работ учитываются при выборе способов управления горным давлением, форм сечения выработок, типа крепи и ее размеров.

## 4.2. Материалы горной крепи

Для крепления горных выработок применяют дерево, металл, бетон, железобетон, естественные и искусственные камни. В качестве вяжущего вещества используют цемент различных марок.

*Дерево* — доступный и дешевый крепежный материал, обладающий достаточно высокой прочностью при небольшой плотности, упругостью, легко и быстро обрабатывающийся. Его недостатки — подверженность гниению, горючесть.

Для горной крепи применяют сосну, ель, лиственницу и пихту в виде круглого и распиленного материала.

К круглому лесу относятся *стойки* длиной 0,5 — 4,5 м и диаметром от 11 до 39 см, к пиленому — *пластины* (половинки распиленных по оси бревен), *брусья* (пиломатериалы, толщина которых более половины их ширины), *доски* толщиной 40—80 мм и *обаполы* или *горбыли* — крайние части бревна, распиленного на брусья или доски.

В стволах шахт со свежей струей воздуха крепь из сосны служит 15 — 20 лет, из лиственницы — значительно большее время. В выработках, по которым проходит отработанный воздух, сосновая крепь служит от 3 мес. до 5 лет.

Крепь предохраняют от загнивания пропитыванием специальными растворами химических веществ (*антисептиками*), что увеличивает срок ее службы в 2 — 3 раза. В качестве антисептиков применяют слабые (3—7%-ные) растворы фтористого натрия или хлористого цинка.

*Металл* — один из наиболее совершенных крепежных материалов, обладающий высокой прочностью, огнестойкостью, хорошо воспринимающий растягивающие усилия. Применяют его

для крепления как капитальных, так и подготовительных выработок.

Для крепления выработок используют сталь в виде проката различных профилей (двутавровых и швеллерных балок, балок желобчатой формы, рельсов, уголковой и круглой арматурной стали и др.) и чугун для тубингов. Для соединения элементов и деталей конструкций крепи применяют также готовые металлические изделия — болты, штыри, винты и др.

Недостатки металла как крепежного материала: подверженность коррозии под действием влаги, газов и кислотных шахтных вод; высокая стоимость. Защиту металла от коррозии в шахтных условиях осуществляют покрытием поверхности металла антикоррозийными красками и лаками, а также цементно-песчаным раствором.

**Бетон** — искусственный строительный материал, который получается в результате затвердевания смеси из вяжущего вещества с водой и заполнителей (песка, гравия, щебня), взятых в определенном соотношении. В качестве вяжущего вещества используется цемент, который представляет собой серый порошок, получаемый в результате тонкого измельчения обожженной до спекания минеральной сырьевой смеси известняка, глины и ряда добавок (доменного гранулированного шлака, гипса и др.).

Густую смесь цемента и воды называют цементным тестом. Вследствие взаимодействия цемента с водой происходит его схватывание в течение от 30 мин до 12 ч, которое переходит в процесс затвердевания.

Прочность цемента характеризуется его маркой, которая показывает временное сопротивление на сжатие кубика со стороной 7 см, изготовленного за 28 сут до испытания из смеси, состоящей из одной части цемента, трех частей песка и небольшого количества воды. Для приготовления бетона используют цемент марок 300, 400, 500 и 600.

Песок для приготовления бетона выбирается крупностью зерен от 0,15 до 5 мм, без органических примесей. Размер щебня или гравия 5 — 60 мм. Вода должна быть чистой, без илистых частиц, кислот, вредных солей, жировых и растительных остатков.

Состав бетона на практике характеризуют отношением 1:П:Щ. Оно означает, что по массе или объему на одну часть цемента приходится П частей песка и Щ частей щебня или гравия. Для шахтной крепи наиболее часто применяют бетоны состава 1:2:3; 1:3:5; 1:4:6.

Отношение массы воды к массе цемента, использованных для приготовления бетонной смеси, называется водоцементным фактором. Чем больше это отношение, тем ниже прочность бетона. Если для приготовления бетона добавляется вода в количестве 6 — 6,5 % массы сухих составляющих, то получается жесткий бетон; при 6,5 — 8% — пластичный, при 8—10% и более — литой. Наибольшую прочность имеет жесткий бетон. Прочность бетона определяется временным сопротивлением на сжатие кубика со стороной 20 см через 28 сут после изготовления. Для крепления горных выработок применяют жесткий бетон марок 110, 200, 300, 400, 500 и 600 (предел прочности на сжатие соответственно 11, 20, 30, 40, 50 и 60 МПа).

Бетон имеет высокую прочность при действии сжимающих нагрузок, обладает долговечностью, огнестойкостью, устойчивостью против действия воды и воздуха, а также относительно невысокой стоимостью. К его недостаткам относятся значительная объемная масса, хрупкость при ударе, незначительная сопротивляемость растягивающим и изгибающим усилиям (в 8—10 раз меньше прочности на сжатие), трудоемкость возведения бетонной крепи. Плотность бетона повышают путем уплотнения смеси при укладке с помощью специальных устройств — вибраторов.

**Железобетон** представляет собой бетон, армированный металлом. В железобетоне выгодно используются свойства обоих материалов: бетон хорошо воспринимает сжимающие усилия и предохраняет сталь от ржавления, а сталь — растягивающие. Из железобетона возводят обычно крепь сложной формы.

**Искусственные камни** — штучный крепежный материал, изготавливаемый заводским способом (бетониты и строительный кирпич). Бетониты массой от 20 до 35 кг имеют прямоугольную и клиновидную форму и изготавливаются из обычного бетона. Бетониты прямоугольной формы применяют для кладки прямых стен в горизонтальных и наклонных выработках, клиновидной формы — для сооружения криволинейных конструкций крепи.

Бетониты позволяют облегчить и ускорить процесс возведения крепи по сравнению с монолитным бетоном. В отличие от крепи из монолитного бетона крепь из бетонитов способна

воспринимать давление горных пород сразу же после ее возведения.

Новые крепежные материалы, которые начинают находить применение на шахтах, представляют собой химические составы на основе **синтетических смол**.

**Пластбетон** — безводный материал, состоящий из вяжущего материала, песка и щебня. Вместо цемента в нем используют синтетические смолы (эпоксидную, фурфурол-ацетоновую и др.) и химические добавки (сульфобензойная кислота, полиамин и др.). Пластбетон отличается высокой прочностью, химической стойкостью и водонепроницаемостью.

**Стеклопластики** состоят из затвердевших полиэфирных, фенольных, эпоксидных и других полимерных смол, армированных стекловолокном. Элементы крепи из этих материалов изготовляют методами прессования или литья. Стеклопластики прочны, не подвергаются коррозии, огнестойки, имеют невысокую плотность.

Химические составы на основе полиэфирных, фенольных и формальдегидных смол используются в качестве закрепляющих составов для анкерной крепи, а также для упрочнения неустойчивых пород.

### 4.3. Конструкции горной крепи

Процесс возведения крепи в подземных выработках называется креплением. Различают постоянную и временную крепь. **Постоянной** называют крепь, установленную на весь срок существования выработки. **Временную** крепь применяют для поддержания выработки до возведения постоянной крепи.

Конструкции крепи зависят от типа, назначения, формы и размеров поперечного сечения выработки, величины горного давления и материала, применяемого для крепи.

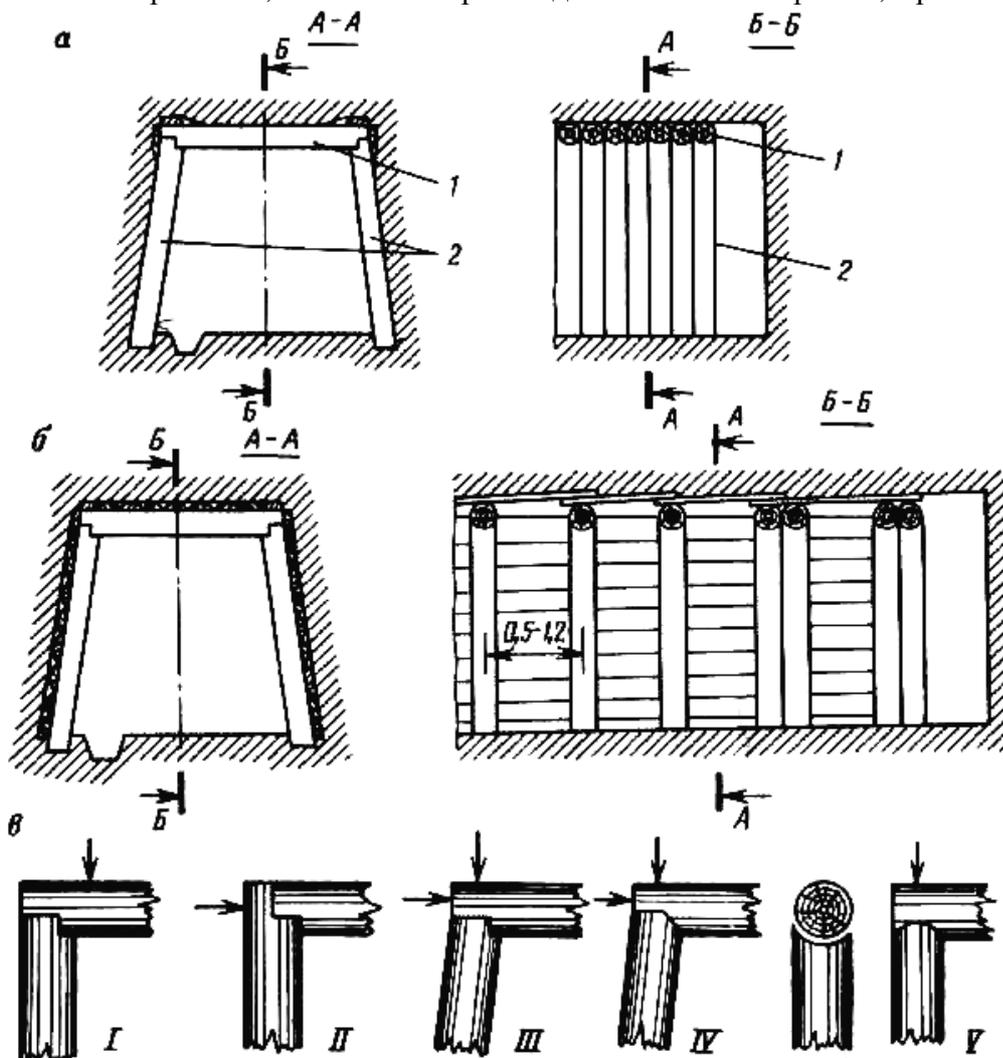


Рис. 4.2. Деревянная крепь горизонтальных выработок.

#### Крепь горизонтальных и наклонных выработок.

Основным видом деревянной крепи для горизонтальных выработок является **крепежная рама** трапецевидной формы. Она может быть полной и неполной. Неполная крепежная рама

(рис. 4.2, а) состоит из верхняка 1 и двух стоек 2. В полной крепежной раме стойки устанавливают на горизонтальный элемент — лежень.

Полные крепежные рамы устанавливают при наличии горного давления со стороны почвы и при слабых породах почвы для предотвращения вдавливания в нее стоек. При отсутствии бокового давления крепежные рамы иногда имеют прямоугольную форму. Угол наклона стоек в раме трапециевидной формы составляет 75—80°.

Элементы крепежной рамы изготавливают из круглого леса диаметром 15 — 30 см. Такие рамы применяют в выработках с небольшим сроком службы (до 2—5 лет), пройденных в породах средней крепости, испытывающих умеренное горное давление.

Крепежные рамы устанавливают в сплошную или вразбежку. Крепление в сплошную (см. рис. 4.2, а) применяется в неустойчивых породах и при значительном горном давлении, а крепление вразбежку (рис. 4.2, б) — в породах средней устойчивости при малом сроке службы выработки. В последнем случае расстояние принимается равным 0,5—1,2 м. При этом для предохранения от вывалов кровлю и бока выработки затягивают горбылями, досками или круглым лесом. Пустоты между кровлей или боками выработки и крепью заполняют (забучивают) мелкими кусками породы, называемыми забуткой, для равномерного распределения горного давления на крепь. Крепежные рамы устанавливают строго перпендикулярно к плоскости кровли и продольной оси выработки. Установленную раму расклинивают в местах соединения стоек с верхняком клиньями, забиваемыми между крепью и породами кровли и боков выработки.

Стойки неполной крепежной рамы помещают в специальные углубления в почве — лунки глубиной 10—20 см (их глубина зависит от крепости пород). Назначение лунок — не допустить смещения нижних концов стоек внутрь выработки. На закруглениях выработок рамы ставят по направлению радиусов закругления.

В крепежных рамах стойки с верхняком соединяют в лапу и в паз (рис. 4.2, в). Наиболее распространено соединение в лапу. В крепежной раме прямоугольной формы применяют замки в лапу с прямым вырезом, размеры которого обеспечивают наибольшую опорную поверхность в замке действию давления со стороны кровли (I) или сбоку (II). В крепежной раме трапециевидной формы чаще всего делают замок в лапу, обеспечивающий сопротивляемость крепи при давлении как сверху, так и сбоку (III, IV). Соединения должны быть плотными для большей прочности и устойчивости крепи. При соединении в паз конец верхняка не заделывают, а вырезают в торце стойки паз в виде выемки с радиусом, немного большим, чем радиус поперечного сечения верхняка (V). Соединения в паз часто применяют во временной крепи.

Стойки с лежнями соединяют чаще всего в лапу. Капитальные и подготовительные горизонтальные и наклонные выработки крепятся **металлической крепью** в виде арочных и кольцевых рам, а также анкерной крепью.

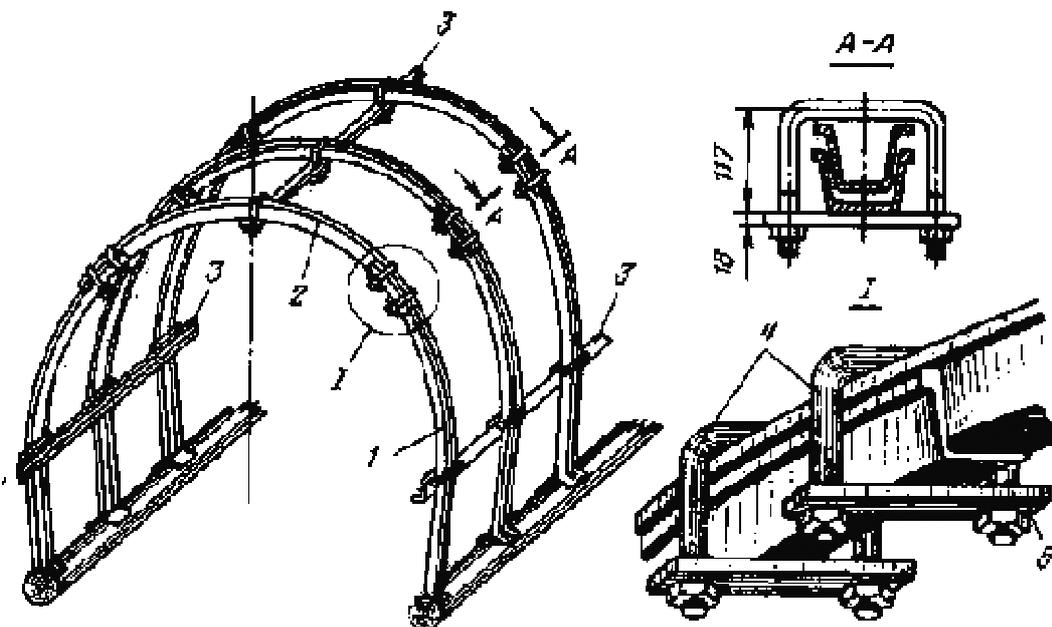


Рис. 3.4. Арочная податливая крепь

**Арочная крепь** состоит из отдельных арок жесткой или податливой конструкции. Для

изготовления крепи применяют двутавр, швеллер или специальный профиль стали.

А р о ч н а я п о д а т л и в а я к р е п ь (рис. 4.3) состоит из двух стоек 1, изогнутых в верхней части, и верхнего сегмента 2, концы которого соединены со стойками хомутами 4 с планками 5 и гайками. Податливость крепи достигается за счет вдвигания концов элементов арки друг в друга. Арки устанавливают вразбежку, соединяя соседние тремя металлическими планками — стяжками 3. Бока и кровлю выработки в промежутках между арками затягивают деревянными или железобетонными стяжками. Податливость крепи регулируют степенью зажатия хомутов. После того как горное давление установится, гайки хомутов затягивают до отказа, и арки работают как жесткие. Первоначальные размеры податливой крепи должны быть увеличены на величину податливости. Арочная податливая крепь широко применяется на шахтах Криворожского железорудного, Никопольского марганцевого бассейнов и др.

**Кольцевую крепь** применяют в подготовительных выработках в условиях всестороннего горного давления.

**Анкерная крепь** конструктивно отличается от выше рассмотренных видов крепи тем, что ее устанавливают внутри массива горных пород (в шпурах), стягивая отдельные слои или блоки пород. Анкерная крепь состоит из отдельных стержней (штанг), закрепленных в шпурах и удерживающих нижние слои (куски) породы в кровле выработки от сдвижения и обрушения (рис. 4.4). При необходимости анкерную крепь устанавливают также в боках выработки.

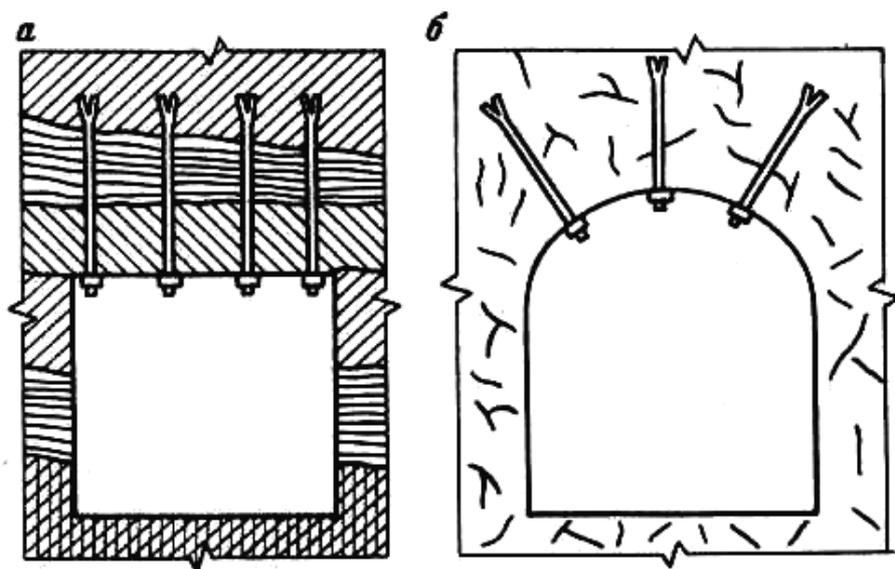


Рис. 4.4. Схема установки анкерной крепи а — в слоистых; б — в трещиноватых породах

В настоящее время создано более двухсот различных конструкций анкерной крепи: металлической, железобетонной, деревянной, сталеполимерной. По способу закрепления различают анкеры двух типов: с закреплением в донной части шпура и с закреплением по всей длине штанги.

Простейшим анкером первого типа является **клинощелевой**. Он представляет собой стальной стержень диаметром 19 — 25 мм и длиной 1 — 3 м. На верхнем конце стержня имеется продольная щель шириной 3 — 5 мм, длиной 150 — 200 мм, на нижнем — резьба. Перед вводом анкера в шпур в продольную щель вставляют металлический клин длиной 120 — 180 мм. Анкер с вставленным клином вводят в шпур до конца и расклинивают ударами телескопного перфоратора через буровую штангу, на которую надета специальная насадка. После расклинивания на анкер надевают опорную плиту с шайбой и затягивают гайку с силой до 30—50 кН.

Конец анкера при расклинивании внедряется в стенки шпура и прочно удерживается внутри массива пород, а опорная плита с помощью штанги поддерживает породу в кровле выработки. В трещиноватых отслаивающихся породах между опорными плитами и кровлей устанавливают металлические или деревянные подхваты с затяжкой кровли деревом или металлической сеткой.

Клино-щелевые анкеры повторно не используются, так как извлечение их из шпура затруднительно. В отличие от них анкеры с распорной головкой можно использовать многократно.

Конструкции многих распорных металлических анкеров неудобны тем, что их установка

требует дополнительных инструментов (например, для первоначального закрепления замка в анкерах АД-1, АР-2 нужна установочная труба) и сопряжена с дополнительными затратами времени.

Этот недостаток устранен в с а м о з а к л и н и в а ю щ е й с я а н к е р н о й к р е п и ШК-3 (рис. 4.5, а). Она состоит из стержня 6 с резьбой на одном конце 9 и плоским клином 2 на другом. Две полумуфты 5 с помощью полу галтелей 12 крепятся в пружине 4, опирающейся на выступы 5. Для фиксации полумуфт от смещения вокруг оси штанги при их движении по клину внутренний желоб 11 в верхней части муфт имеет параллельное сужение 1. Верхняя часть полумуфт снабжена выступами 10 для лучшего сцепления их с породой после установки. На нижний конец штанги надевается опорная плита 7 и навинчивается гайка 8.

Анкер в собранном виде вставляется в устье шпура. При этом полумуфты, упираясь в стенки шпура, сжимают пружину и опускаются вниз по клину, сближаясь между собой до тех пор, пока расстояние между их наружными поверхностями не станет равным диаметру шпура. Анкер начинает входить в шпур и устанавливается на нужной глубине. Затем затягивают гайку; опускаясь вниз, клин распирает полумуфты и прочно фиксирует штангу в шпуре. Продолжительность установки одного анкера 10—15 с.

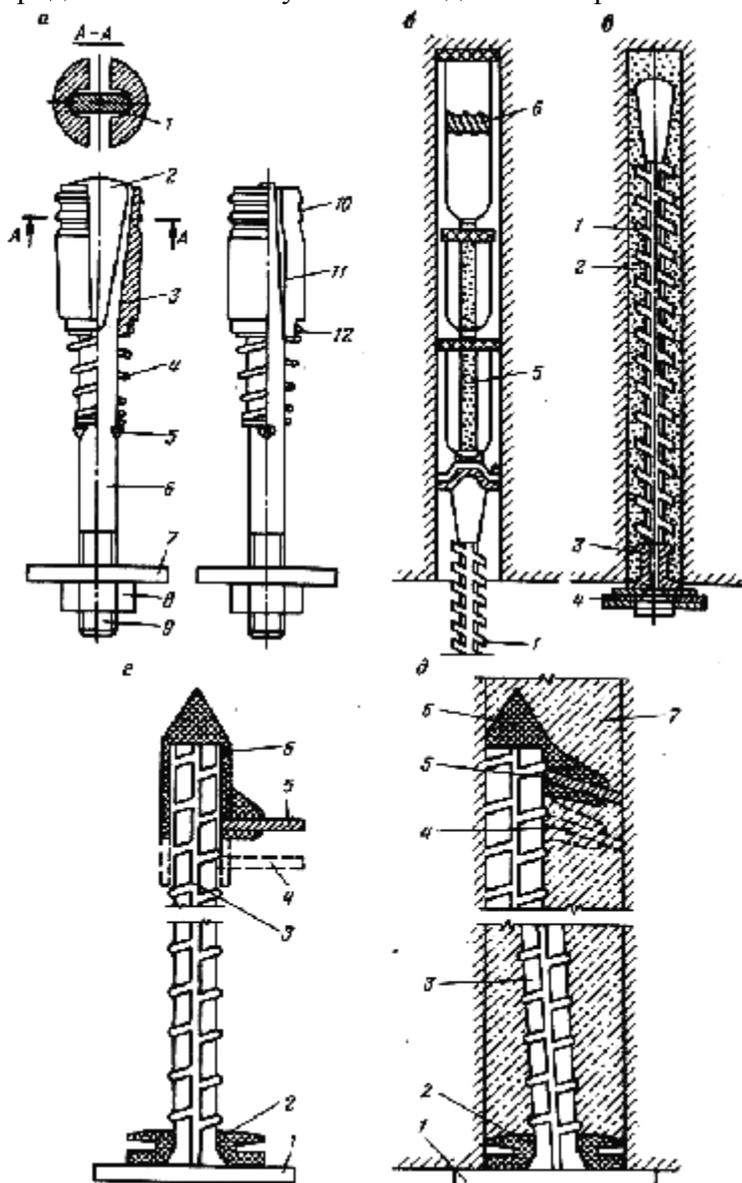


Рис. 4.5. Конструкции анкерной крепи: а — самоаклинивающейся ШК-3; б, в — сталепolyмерной СПШ соответственно в момент и после установки; г, д — железобетонной с распорным замком соответственно до и после установки

В последние годы получает применение анкерная крепь повышенной несущей способности с закреплением по всей длине шпура или значительной его части: сталепolyмерная и железобетонная.

Сталепolyмерная крепь (рис. 4.5, б, в) состоит из стального стержня 1 из арматурной стали, быстрозатвердевающего полимерного состава 2, пробки 3 и опорной плиты 4. В шпур сначала вводят одну или несколько ампул 5, снабженных парашютами 6 для удержания их в скважине. Ампула, наружная полиэтиленовая оболочка которой имеет диаметр 25—36 мм и длину

320—400 мм, содержит полиэфирную смолу. Внутри ампулы располагается стеклянная трубка с отвердителем. Давлением и вращением стержня оболочка ампул нарушается, содержимое их перемешивается и заполняет пространство между стержнем и породой. Анкеры на основе полиэфирной смолы ПН-1 через час после установки имеют несущую способность 60—80 кН, а через сутки она возрастает в 1,5 раза.

Эффективно применение фосфогипсового закрепителя, так как по прочности он не уступает закрепителям на основе синтетических смол, но значительно дешевле их.

Анкерная крепь с химическим закреплением по сравнению с замковыми анкетами более проста по конструкции и установке, имеет большую прочность закрепления даже в слабых породах. Ее недостаток — повышенная стоимость.

Более дешевой является железобетонная анкерная крепь. На рис. 4.5, з, д показана конструкция такой крепи, применяемая в шахтах Миргалимсайского месторождения. Она состоит из профильного стержня 3 с опорной шайбой 1, эластичного каркаса б со стальными пластинами 5, бетонного раствора 7 и пробки 2. В каркасе могут устанавливаться дополнительные пластины 4. Скважина предварительно заполняется цементным раствором, затем в нее вводится стержень с каркасом и пробкой. При движениях стержня вверх пластины вместе с эластичным выступом отклоняются вниз, не препятствуя его перемещению. После установки анкера пластины расклинивают его при возникновении растягивающих штангу сил. Проверка показала, что несущая способность анкера сразу же после установки составляет 10—25 кН. Увеличение числа распорных пластин повышает первоначальную несущую способность в 1,5—1,8 раза. Через сутки несущая способность железобетонной анкерной крепи достигает обычных норм (80—100 кН).

Применяют также комбинированные анкеры: верхняя часть стержня закрепляется в шпуре полимерным составом, а нижняя — цементным. При этом подача полимерных составов в скважину осуществляется по схеме, сходной с подачей цементного раствора.

По сравнению с другими видами крепи анкерная крепь более экономична, не загромождает сечение выработок, проста в установке.

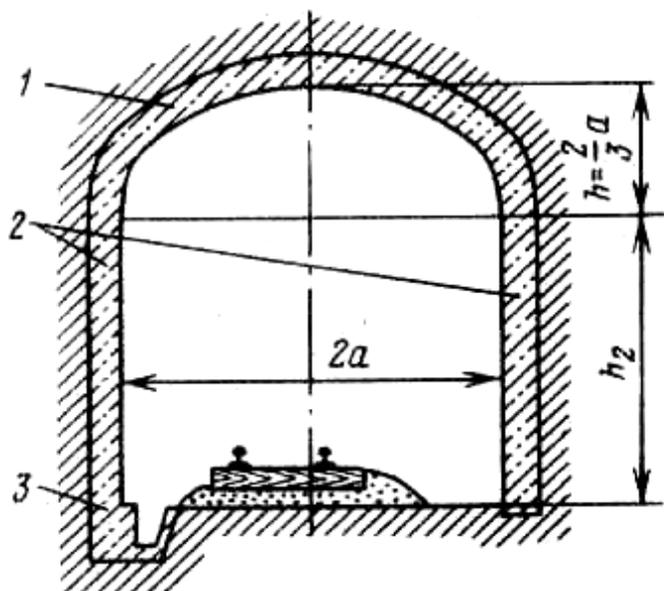


Рис. 4.6. Выработка с Коробовым сводом, закрепленная бетонной крепью: 1 — свод; 2 — стенки; 3 — фундамент; а — полупролет ширины выработки;  $h_2$

Выработки, закрепленные **бетонной крепью**, имеют обычно сводчатую форму (рис. 4.6). Верхнюю часть свода называют замком, а поверхности опирания свода на стены — пятами. Толщина стен 18—50 см.

На практике применяют обычно круговые и коробовые своды. Круговые своды, имеющие подъем  $h = a$ , называются полуциркульными, а своды, у которых  $h < a$ , — пониженными.

При прочных породах и значительной ширине выработок применяют трехцентренный коробовый свод (части его описываются из трех разных центров), а в неустойчивых породах — полуциркульный свод. Фундаменты заглубляют в почву выработки на расстояние 25 — 30 см, а со стороны водоотливной канавки — на расстояние 50 — 70 см. Ширину фундамента в крепких породах принимают равной толщине стен, а в слабых — больше на 15 —

25 см. При наличии бокового давления стенам крепи придают криволинейную форму, а при давлении со стороны почвы делают обратный свод.

При возведении бетонной крепи для придания ей необходимой формы и временного поддержания незатвердевшего бетона применяют деревянную или металлическую опалубку. Бетонную смесь подают за опалубку бетононасосами. Бетонная крепь используется для крепления капитальных выработок с большим сроком службы, расположенных в зонах установившегося горного давления.

Для предохранения стенок выработок, пройденных в устойчивых породах, от выветривания, а также для заделки трещин в бетонной крепи применяют торкрет-бетон, состоящий из цемента, песчаного заполнителя крупностью не более 5 мм и воды (10—12% от массы смеси). Торкрет-бетон наносится на поверхность стенок и свода сжатым воздухом слоем толщиной 5—30 мм, прочно схватывается с породами и затвердевает.

Широко применяют набрызг-бетонную крепь. В качестве заполнителя для набрызг-бетона используют немолотый гранулированный шлак, песок, щебень крупностью до 25 мм. Состав набрызг-бетона 1:2; 1:3; 1:3,5. Для ускорения схватывания добавляется жидкое стекло, а для увеличения сопротивляемости сейсмическим нагрузкам — капроновое волокно толщиной 0,02—0,3 мм или стекловолокно (5—6% массы цемента).

Набрызг-бетон готовят в специальных смесительно-загружающих установках, из которых под действием сжатого воздуха через сопло его наносят под углом 90° на закрепляемую поверхность. Толщина первоначального слоя 20—30 мм, конечная — до 300—400 мм. Время схватывания 3—5 мин. Перед набрызгом поверхность выработок тщательно обирают от заколов и обмывают водой для лучшего прилипания смеси.

Набрызг-бетонная крепь имеет большую механическую прочность, чем монолитный бетон того же состава. Ее применение позволяет механизировать процесс крепления, увеличить производительность труда и снизить стоимость крепи. Набрызг-бетон широко используют в сочетании с анкерной крепью.

Возведение сборной железобетонной крепи механизуется применением различных крепеукладчиков. В выработках с углом наклона до 40—45° применяют те же конструкции крепи, что и в горизонтальных. Рамы устанавливают перпендикулярно к почве выработки и ее продольной оси. Если породы кровли склонны к сползанию, то рамы устанавливают с наклоном 5° в сторону восстания. Если крепь несплошная, то между рамами по кровле, а иногда и по почве устанавливают распоры, располагаемые против замков рам. Выработки с углом наклона более 40—45° крепят как вертикальные.

### Крепь вертикальных выработок.

Для крепления шахтных стволов используют дерево, металл, бетон, железобетон и бетониты.

Деревянную крепь применяют для крепления стволов, пройденных в породах средней и выше средней крепости и имеющих прямоугольную форму поперечного сечения, при сроке службы их не более 10—15 лет. Различают сплошную венцовую и подвесную крепь.

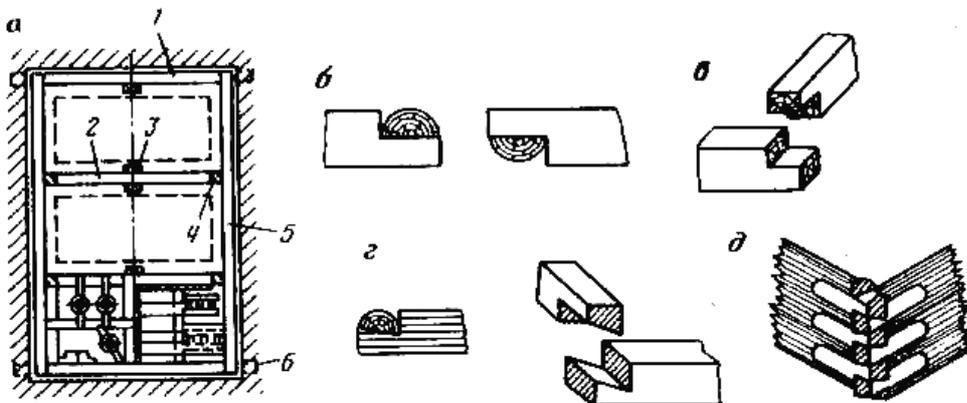


Рис. 4.7. Поперечного сечения ствола, закрепленного сплошной венцовой крепью (а), и соединение элементов венцовой крепи в прямую (б, в) и косую одностороннюю (г) и двустороннюю (д) лапы.

**Сплошная венцовая (срубовая) крепь** (рис. 4.7, а) состоит из прямоугольных венцов, укладываемых непосредственно один на другой. Каждый венец включает четыре элемента из круглого леса или брусьев: два длинных 5 и два коротких 1, соединенных друг с другом обычно в

лапу (рис. 4.7, б—д). Детали крепи заготавливают на поверхности.

Венцовую крепь возводят снизу вверх звеньями высотой не более 10—12 м. Возведение крепи начинают с установки опорного венца, отличающегося от рядовых венцов тем, что короткие его стороны имеют пальцы б, которые заводят в лунки, предварительно разделяемые по длинной стороне ствола. Опорный венец укладывают строго горизонтально, пальцы его плотно забутовывают или бетонируют. На опорный венец укладывают рядовые венцы, вертикальность укладки которых проверяют отвесами. Рядовые венцы тщательно расклинивают. Опорные венцы воспринимают часть веса рядовых венцов, лежащих на них, а действие другой их части погашается силами трения и сцепления крепи с породой стенок ствола.

Элементами армировки ствола являются прогоны 4, расстрелы 2, проводники 3 (см. рис. 4.7, а).

**П р о г о н ы** — деревянные брусья сечением 150x150 или 200x200 мм и длиной 6—8 м, укрепляемые вертикально по длинной стороне венцов. К венцам прогоны присоединяют винтами или заершенными костылями.

**Р а с с т р е л ы** — горизонтальные распорки, заводимые соответственно обработанными концами в гнезда прогонов и предназначенные для крепления проводников подъемных сосудов. Расстояние между расстрелами по вертикали, 1,5—2 м.

**П р о в о д н и к и** — элементы армировки, прикрепляемые к расстрелам, служат для направления движения подъемных сосудов. При венцовой крепи проводниками являются деревянные брусья примерно с такими же размерами, что и прогоны. Проводники соединяются с расстрелами болтами с потайными головками, а друг с другом — по длине в лапу, в прямой или косой зуб.

Сплошную венцовую крепь применяют также для крепления восстающих и шурфов.

Венцы **подвесной крепи** изготавливают из брусьев прямоугольного или квадратного сечения и располагают на расстоянии 0,8—1,5 м один от другого. Каждый венец подвешивают к вышерасположенному венцу с помощью металлических подвесок из стали диаметром 20—30 мм. Подвески пропускают через отверстия, просверленные в брусьях длинных сторон венца, и крепят шайбами и гайками. Между венцами по углам и вдоль длинной стороны устанавливают стойки. Венцы расклинивают, а стенки ствола затягивают досками. Расстрелы непосредственно примыкают к длинным брусьям. Высота звена крепи 20—25 м. Возводится крепь сверху вниз. Опорный венец устраивается после возведения всего звена крепи.

Подвесную крепь применяют в вертикальных стволах, проходимых в крепких породах.

Стволы с круглой формой поперечного сечения крепят бетонной, железобетонной или металлической крепью. **Бетонная крепь** в стволе (рис. 4.8, а) представляет собой сплошной монолитный цилиндр с **о п о р н ы м и в е н ц а м и** (рис. 4.8, б, в), устраиваемыми обычно через каждые 30—60 м; применяют бетонную крепь и без опорных венцов.

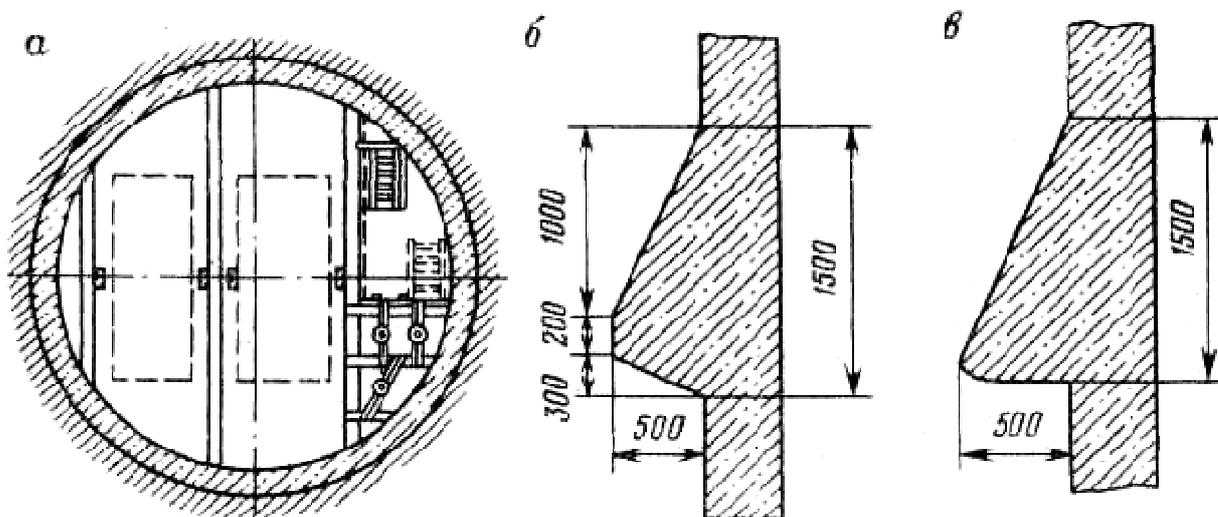


Рис. 4.8. Поперечное сечение ствола, закрепленного бетоном (а), и формы опорных венцов при слабых (б) и крепких (в) в породах

При проходке ствола иногда используют **временную крепь**, состоящую из составных металлических колец, подвешиваемых по мере подвигания забоя в направлении сверху

вниз. Кольца временной металлической крепи (рис. 4.9) изготавливают из швеллерных балок № 16—20. Расстояние между кольцами временной крепи обычно 1—1,5 м. Для подвешивания колец используют крючья из круглой стали диаметром 25—32 мм. Между кольцами для большей жесткости устанавливают стойки — распорки из металлических труб. Пространство между кольцами и стенками затягивают досками.

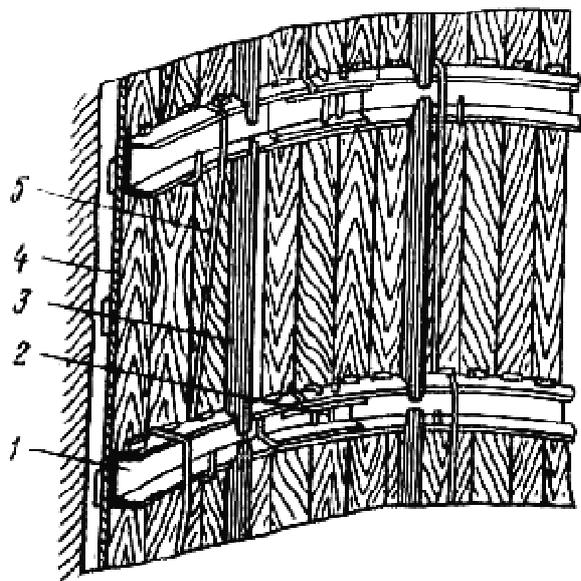


Рис. 4.9. Временная крепь вертикального ствола: 1 — швеллер; 2 — штырь; 3 — металлическая распорка; 4 — затяжка из доски; 5 — крюк

По окончании проходки ствола на высоту звена делают опорный венец, для чего в наиболее устойчивых породах устраивают круговой вруб, заполняемый при возведении крепи бетоном. Ширина опорного венца принимается равной 0,5—1 м, высота — 1—1,5 м, угол конусности — 25—35°. Расстояние между опорными венцами устанавливается в зависимости от устойчивости пород. Опорные венцы обычно возводят с Подвешного проходческого полка. При укладке бетона в опорный венец заделывают крючья для подвески первого кольца временной крепи следующего (нижнего) звена крепи. Над опорным венцом возводят бетонную крепь. Кольца временной крепи постепенно убирают. Если при этом имеется опасность обрушения породы, то временную крепь не убирают, а оставляют в бетоне.

Вместо колец временной крепи в трещиноватых породах используют анкерную крепь с затяжкой стенок металлической сеткой. Толщина бетонной крепи 30—50 см. Применение металлической передвижной опалубки для бетонной крепи позволяет возводить ее вслед за проходкой и обходиться без временной крепи. Расстрелы при бетонной крепи обычно металлические из швеллерных или двутавровых балок № 20—30, проводники — из рельсов Р-38.

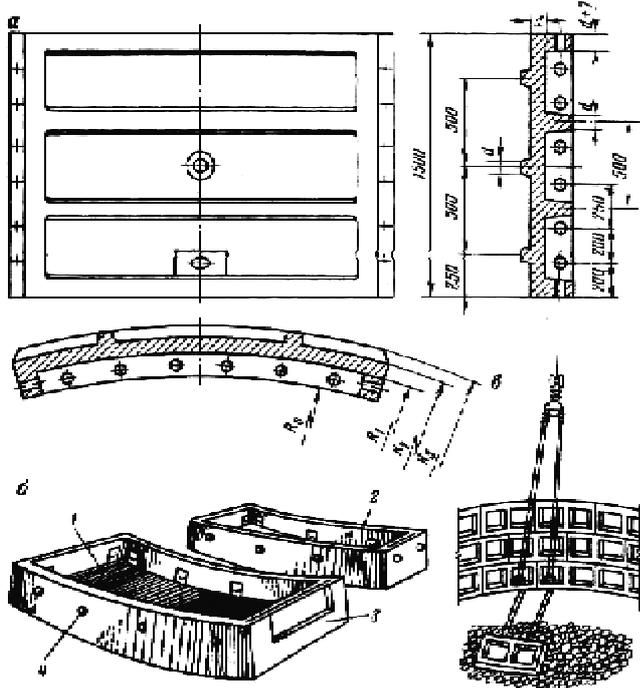


Рис. 4.10. Чугунные (а) и железобетонные (б) тубинг и схема их установки в стволе (в)

В сложных горно-геологических условиях, а также в тех случаях, когда необходимо, чтобы крепь воспринимала нагрузку сразу же после ее возведения, применяют **чугунные** или (реже) **железобетонные тубинги** (рис. 4.10, а, б). Из тубингов составляют кольца крепи, а из колец - сплошной металлический или железобетонный цилиндр крепи ствола.

В тубингах сегменты 1 окаймлены по периметру двумя круговыми 2 и двумя радиальными 3 ребрами с отверстиями 4 для соединения смежных тубингов. На внутренней (а иногда и на внешней) стороне сегмента располагают вертикальные и горизонтальные ребра жесткости.

Чугунные тубинги выпускают для стволов диаметром в свету 6 — 9 м; число тубингов в кольце 11 — 17; толщина стенок и ребер тубинга ( $d$ ) 20 — 80 мм, масса 750—2700 кг.

Высота железобетонного тубинга 1000—1200 мм, толщина ребер 250—350 мм; масса 600—1500 кг.

В каждом тубинге имеется отверстие для нагнетания через него цементного раствора за крепь. Тубинги устанавливают по вертикали сверху вниз по мере проходки ствола (реже — снизу вверх).

При возведении крепи сверху вниз тубинги подвешивают на тросах к ранее установленной крепи с помощью тихоходных лебедок (рис. 4.10, в). Тросы продевают через крайние отверстия в тубингах, уже подвешенном к крепи и подвешиваемом. Подвешенный на тросах к стенке ствола тубинг крепят болтами, устанавливаемыми в средние отверстия, после чего убирают тросы и устанавливают болты в крайних отверстиях. Для обеспечения водонепроницаемости швы между отдельными чугунными тубингами зачеканивают, а между железобетонными тубингами заделывают паклей на цементном растворе. После навески нескольких колец заделывают щели между нижним кольцом и стенками ствола и производят подачу быстротвердеющего цементного раствора через отверстия в тубингах.

Крепление бетонитами применяют в тех же условиях, что и бетонную крепь, но без возведения опалубки.

## 4.4. Проведение горизонтальных выработок

### Форма и размеры поперечного сечения горизонтальных выработок.

Горизонтальные выработки чаще всего имеют трапециевидную и сводчатую формы поперечного сечения. Площадь поперечного сечения горизонтальных выработок определяют в зависимости от их назначения, размеров транспортного оборудования (вагонеток, электровозов и т.д.), числа рельсовых путей, способа передвижения людей, количества пропускаемого воздуха. Зазоры между крепью и подвижным составом принимают в соответствии с Правилами безопасности (ПБ).

Ширина двухпутной выработки с поперечным сечением трапециевидной формы в свету (рис. 4.11) определяется на уровне наиболее выступающей верхней кромки подвижного состава по формуле

$$B = 2a + b + c + n,$$

где  $a$  — наибольшая ширина подвижного состава;  $b$  — зазор между подвижным составом и крепью (по ПБ он должен быть не менее 0,25 м при деревянной, металлической и рамных конструкциях железобетонной крепи и 0,2 м при сплошной бетонной и железобетонной крепи);  $c$  — зазор между встречными составами (по ПБ он должен быть не менее 0,2 м);  $n$  — ширина прохода для людей на уровне верхней кромки транспортного оборудования.

$$n = n_1 + (1,8 - h) \operatorname{ctg} \alpha,$$

где  $n_1$  — зазор на уровне 1,8 м от головки рельса для свободного прохода людей (по ПБ он должен быть не менее 0,7 м, с учетом размещения в выработках трубопроводов его обычно принимают равным 1 м);  $h$  — высота подвижного состава;  $\alpha$  — угол наклона стоек крепи к почве выработки ( $80^\circ$ ).

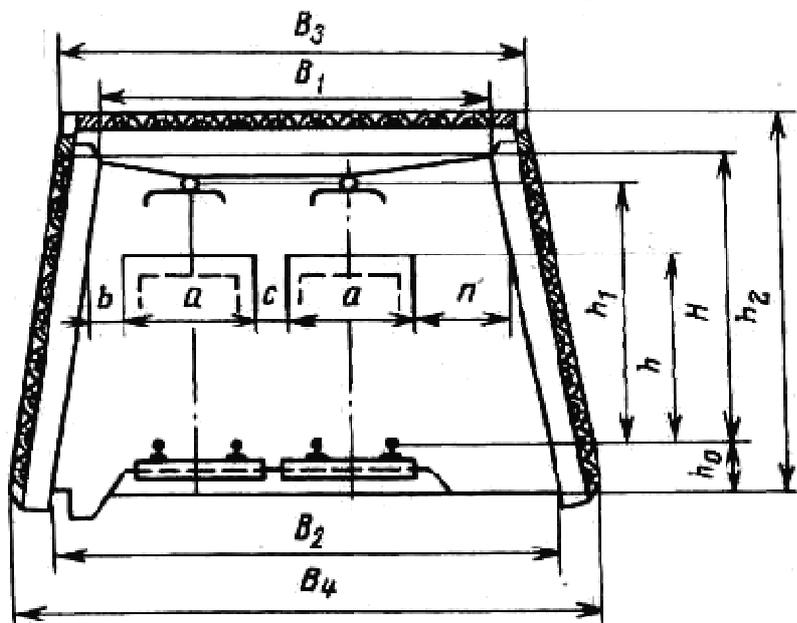


Рис. 4.11. Схема к определению размеров поперечного сечения горизонтальной выработки

На закруглениях свободный проход для людей, а также расстояние между осями путей увеличивают в зависимости от радиуса закругления и жесткой базы подвижного состава. Для выработок с радиусом закругления 10—15 м уширение принимается равным 200—300 мм. В околоствольных дворах в местах посадки людей ширина свободных проходов с обеих сторон должна быть не менее 0,7 м.

Высота выработки определяется исходя из высоты верхнего строения пути  $h_0$  (320—350 мм), высоты подвески контактного провода от головки рельсов  $h_1$  и расстояния между контактным проводом и крепью или кровлей выработки.

Контактный провод должен быть подвешен от головки рельса на высоте не менее 2 м в основных выработках и не менее 2,2 м в выработках околоствольного двора. Расстояние от контактного провода до верхняка крепи должно быть не менее 0,2 м.

Высота выработки в свету (м)

$$H = h_0 + h_1 + 0,2.$$

Высота выработки вчерне  $h_2$  будет больше высоты  $H$  на толщину крепи (верхняка) и толщину затяжки 50—60 мм.

Ширину выработки в свету поверху ( $B_1$ ) и по низу ( $B_2$ ) определяют в зависимости от величины  $B$  с учетом наклона стоек крепи. Для определения ширины выработки вчерне ( $B_3$  и  $B_4$ ) к соответствующим размерам в свету ( $B_1$  и  $B_2$ ) добавляют толщину стоек и затяжки.

Площадь поперечного сечения выработки в свету и вчерне устанавливают в зависимости от соответствующих размеров как площадь трапеции.

Площадь поперечного сечения выработки в проходке находят путем увеличения площади сечения вчерне на 5—8% (за счет излишне вынудой породы).

В сводчатой выработке высота вертикальной стенки от головки рельса до пяты свода принимается равной 1800 мм.

При коробовом своде его высота составляет 1/3 ширины выработки вчерне.

Площадь поперечного сечения выработки с коробовым сводом (см. рис. 4.6):

$$\text{в свету } S = B (h_2 + 0,26B);$$

$$\text{вчерне } S = B_1 (h_2 + 0,26B_1),$$

где  $B$  и  $B_1$  — ширина выработки соответственно в свету и вчерне. Полученную площадь поперечного сечения выработки в свету проверяют на способность пропускать необходимое количество воздуха для проветривания при скорости его движения  $v$ , допускаемой ПБ, по формуле

$$v_\phi = \frac{Q}{S} \leq v$$

где  $v_\phi$  — фактическая скорость воздуха, м/с;  $Q$  — подача воздуха, м<sup>3</sup>/с;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки в свету, м<sup>2</sup>.

Методы подсчета необходимого количества воздуха приведены ниже.

**Способы проведения горизонтальных выработок.** В зависимости от устойчивости и водоносности пересекаемых пород различают обычные и специальные способы проведения выработок. Обычные способы проведения применяют при небольшом притоке воды в устойчивых и пластичных породах, допускающих значительное обнажение забоя и боков выработки, а специальные способы проведения — в весьма неустойчивых породах (песках и пльвунах), а также в крепких породах при большом притоке воды. В последнем случае выработки проводят с предварительным тампонируванием пород, применением специальных видов крепи или методом замораживания.

Проведение выработок в крепких породах осуществляют буровзрывным способом, в мягких — с использованием проходческих комбайнов. В зависимости от площади поперечного сечения выработок их проводят сплошным или уступным забоем. Сплошным забоем проводят выработки с площадью поперечного сечения не более 12—16 м<sup>2</sup> по однородным породам, уступным — выработки с большей площадью поперечного сечения или по неоднородным породам.

**Процессы и операции проходческого цикла.** При проведении выработок процессы делятся на основные и вспомогательные. Основные выполняются в забое выработки и непосредственно связаны с выемкой породы или руды, а также креплением. К вспомогательным относятся операции, обслуживающие основные.

При проведении выработок по крепким породам к основным процессам относятся бурение шпуров, их зарядание и взрывание, проветривание забоя, приведение забоя в безопасное состояние, — погрузка породы и возведение постоянной крепи.

Вспомогательные процессы при проведении выработок — наращивание труб сжатого воздуха, вентиляционных и водоподающих труб, устройство рельсовых путей, водоотливных канавок и т. п.

Основные проходческие процессы и операции, повторяющиеся в одной и той же последовательности за определенный промежуток времени, называют *циклом*, а организацию работ при этом — *циклической*.

Время выполнения одного цикла называется его продолжительностью. Цикл характеризуется определенным подвиганием выработки. Чем больше будет сделано циклов в месяц, тем больше будет скорость проведения выработки. Графическое изображение последовательности и времени выполнения проходческих операций называется *циклограммой*.

Вспомогательные операции обычно выполняют параллельно с основными. Они не влияют на продолжительность цикла, но обязательно увязываются с основными операциями. Циклограммы разрабатывают с расчетом достижения наибольшей скорости проведения выработки. Чем она выше, тем меньше затраты на проведение выработки и больше темпы подготовки запасов полезного ископаемого для очистной выемки.

**Комплект шпуров, их глубина.** Скорость проведения выработок зависит от правильного выбора числа и длины шпуров, а также схемы их расположения в забое. Методы расчета числа шпуров, величины заряда ВВ приведены выше. В практике длина шпуров в среднем принимается равной 0,5—1 ширины выработки (до 3—4 м),

Продолжительность цикла зависит от длительности основных процессов (бурения шпуров, погрузки породы, крепления), а продолжительность последних — от длины шпура. Поэтому целесообразно определять длину шпуров  $l$  (м) в зависимости от принятой продолжительности цикла  $T$  (ч) по формуле

$$l = \frac{T - t}{\frac{N}{v_b n_b} + \frac{S_h}{P_y n_y} + \frac{h}{P_k n_k r}}$$

где  $t$  — продолжительность зарядания, взрывания шпуров и проветривания забоя (0,25 — 1 ч);  $N$  — общее число шпуров на забой;  $v_b$  — норма бурения на один перфоратор, м/ч;  $n_b$ ,  $n_y$ ,  $n_k$  — соответственно число бурильщиков, погрузочных машин и крепильщиков;  $S_h$  — площадь забоя, м<sup>2</sup>;  $\eta$  — коэффициент использования шпура (к. и. ш.);  $P_y$  — норма на погрузку породы (в массиве) погрузочной машиной, м<sup>3</sup>/ч;  $P_k$  — производительность труда крепильщика, рам/ч;  $r$  — расстояние между крепежными рамами, м.

При использовании анкерной крепи последнее слагаемое в знаменателе формулы будет

иметь вид

$$\frac{nh}{P_k r}$$

где  $n$  — число анкеров в ряду;  $P_k$  — производительность труда крепильщика, анкер/ч;  $r$  — расстояние между рядами анкерной крепи, м.

Для сокращения продолжительности бурения шпуров при скоростном проведении выработок часто увеличивают число одновременно работающих перфораторов. Наиболее высокие скорости в отечественной практике достигнуты при одновременной работе 5—8 перфораторов. Площадь забоя на один перфоратор при этом составляла 1,9—1,12 м<sup>2</sup>. При проведении выработок с площадью поперечного сечения более 9 м<sup>2</sup> иногда частично совмещают процессы погрузки породы и бурения шпуров.

Использование буровых кареток с колонковыми перфораторами вместо ручных обеспечивает уменьшение трудоемкости бурения и времени обуривания забоя. Благодаря обслуживанию одним проходчиком двух и более перфораторов сокращается численность проходческого звена.

**Погрузка породы.** После взрывания забоя производят его оборку ломami или отбойными молотками и затем приступают к погрузке взорванной породы. Этот процесс является одним из наиболее трудоемких при проведении горных выработок.

Для механизации погрузки породы применяют различные погрузочные машины или другие погрузочные средства в комбинации с разнообразными устройствами для обмена вагонеток. Погрузочные машины, используемые при проведении горизонтальных выработок, делят:

- по принципу действия — на периодического и непрерывного действия;
- по роду потребляемой энергии — на пневматические и электрические;
- по конструкции ходовой части — на машины с колесным и гусеничным ходом.

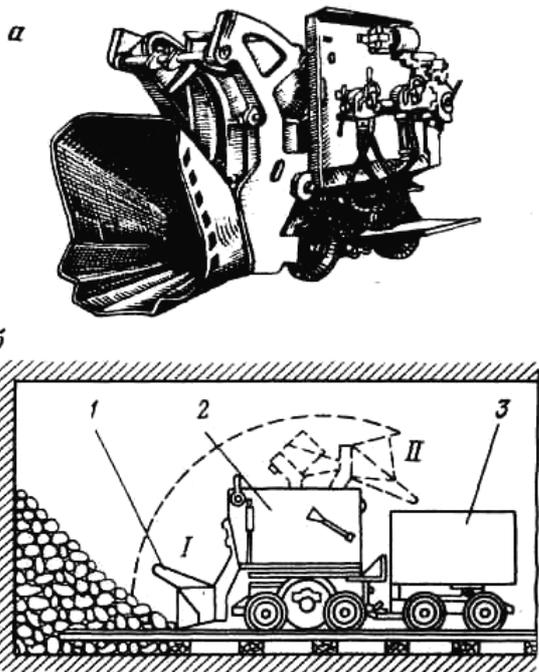


Рис. 4.12. Погрузочная машин ППН-3А периодического действия: а — общий вид; б — схема работы в забое

Модернизированная погрузочная машина ППН-3А (рис. 4.12), выпускаемая криворожским заводом «Коммунист», состоит из тележки на колесах для передвижения по рельсовому пути, рабочей платформы на поворотном круге, кулисы с ковшем, силового оборудования из двух пневматических двигателей (ходового и подъемного), пульта управления. Механизм передвижения создает напорное усилие при внедрении ковша в горную массу и служит для маневрирования машины на расстояние 20—30 м. Механизм поворота позволяет поворачивать платформу вместе с рабочим органом и приводом механизма подъема на угол до 37° в обе стороны для черпания горной массы по бокам выработки. Возврат платформы в исходное положение происходит автоматически при подъеме ковша. При работе машину 2 (см. рис. 4.12, б) устанавливают на расстоянии 1—1,5 м от навала горной массы, ковш I опускают на почву. При движении машины вперед происходят внедрение ковша в породу (положение I) и его заполнение.

После загрузки ковш поднимается вверх и порода выгружается в вагонетку 3, находящуюся сзади машины (положение II). Затем механизм подъема переключают и ковш под действием собственного веса опускается в исходное положение.

Погрузочная машина ППН-1 имеет ковш меньшей вместимости и предназначена для проведения выработок с меньшей площадью поперечного сечения. На ее базе разработана погрузочная машина ППН-1Э с электрогидроприводом. Управление этой машиной осуществляется дистанционно.

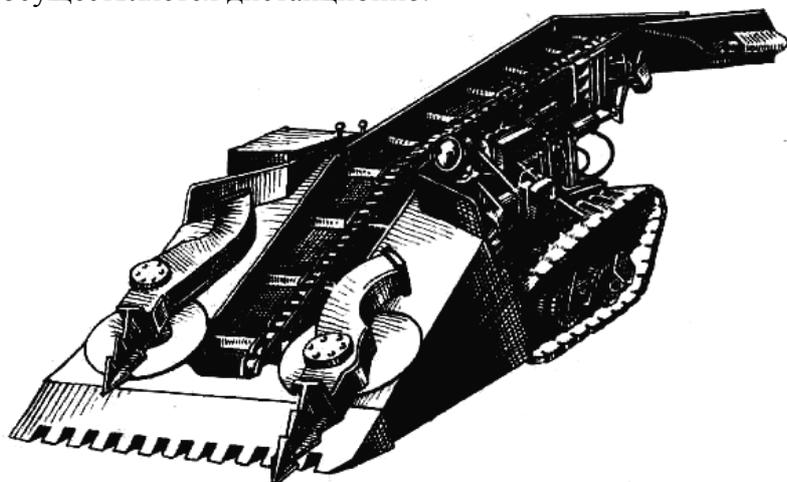


Рис 4.13. Погрузочная машина непрерывного действия типа ПНБ

Погрузочная машина типа ПНБ (рис. 4.13) состоит из гусеничной тележки, рабочего органа (нагребающие лапы и приемный скребковый конвейер), стрелы конвейера, электрооборудования гидросистемы, пульта управления и системы орошения. При работе машину поддают к навалу горной массы, внедряя в него носок заборной части. Нагребающие лапы захватывают куски породы и перемещают их на скребковый конвейер, который грузит горную массу в вагонетки. По мере уборки породы машину перемещают, производя погрузку по всему фронту забоя.

Машины непрерывного действия усовершенствованных конструкций ПНБ-3Д2 и ПНБ-4Д созданы на базе хорошо зарекомендовавших себя погрузочных машин ПНБ-3Д и ПНБ-4. Они отличаются увеличенной технической производительностью, большим сроком службы ответственных узлов и деталей, повышенными усилиями на нагребающих лапах и устойчивостью.

Техническая характеристика погрузочных машин приведена в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Показатели	ППН-1 (ППН-1С)	ППН-3А (ППН-3)	ПНБ-3Д2 (ПНБ-3Д)	ПНБ-4Д (ПНБ-4)
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	0,25 (0,2)	0,55	-	
Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин	1,2 (1)	1,75(1,6)	5(3,5)	8(6,3)
Общая установленная мощность, кВт	22 (17,6)	42,5 (35,3)	134 (134)	264 (170)
Фронт погрузки, мм	2200	3200	По ширине забоя	По ширине забоя
Ширина колеи, мм	600; 750	600; 750; 900		
Максимальная крупность погружаемых кусков породы, мм	400	600	800	800
Скорость передвижения, м/мин:				
рабочая	—	—	10	10
маневровая			20	20
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /с	0,17	0,33	—	—
Габариты, м:				
длина	2,25	(3,2)	9,5 (9)	10
ширина	1,15(1,25)	1,5(1,5)	2,7	2,7
высота (в транспортном положении)	1,5	1,8	1,9	1,9(2)
Масса, т	3,8(3,5)	6,8(6,8)	27 (26)	36 (36)

Для сокращения при проведении выработок числа забойных машин применяют буропогрузочные машины (агрегаты), исключая необходимость обмена бурильных и погрузочных машин в забое. С этой целью на погрузочных машинах устанавливают манипуляторы с бурильными машинами. Буро-погрузочный агрегат 2БА-ПНБ-3Д оснащен двумя навесными манипуляторами.

При проходке горизонтальных выработок могут применяться также погрузочно-доставочные (погрузочно-транспортные) машины, характеристика которых приведена ниже. При рельсовом транспорте производительность машины во многом зависит от принятого способа обмена груженых вагонеток на порожние.

Для обмена груженых вагонеток на порожние используют тупиковые заезды, накладные маневровые плиты, передвижные конвейеры-перегрузжатели и т. д. При обмене вагонеток с использованием тупикового заезда от хвоста состава отцепляют порожнюю вагонетку и тягальной лебедкой закатывают ее в тупик. Затем к электровозу прицепляют груженую вагонетку, которую электровоз отводит вместе с составом за тупиковый заезд. В голову состава из тупика подают под погрузку порожнюю вагонетку. Такие маневры повторяют с каждой вагонеткой. После установки под погрузку последней вагонетки состав с гружеными вагонетками отправляется на разгрузку или ближайшую разминовку для обмена состава. Продолжительность обмена одной вагонетки 3—4 мин.

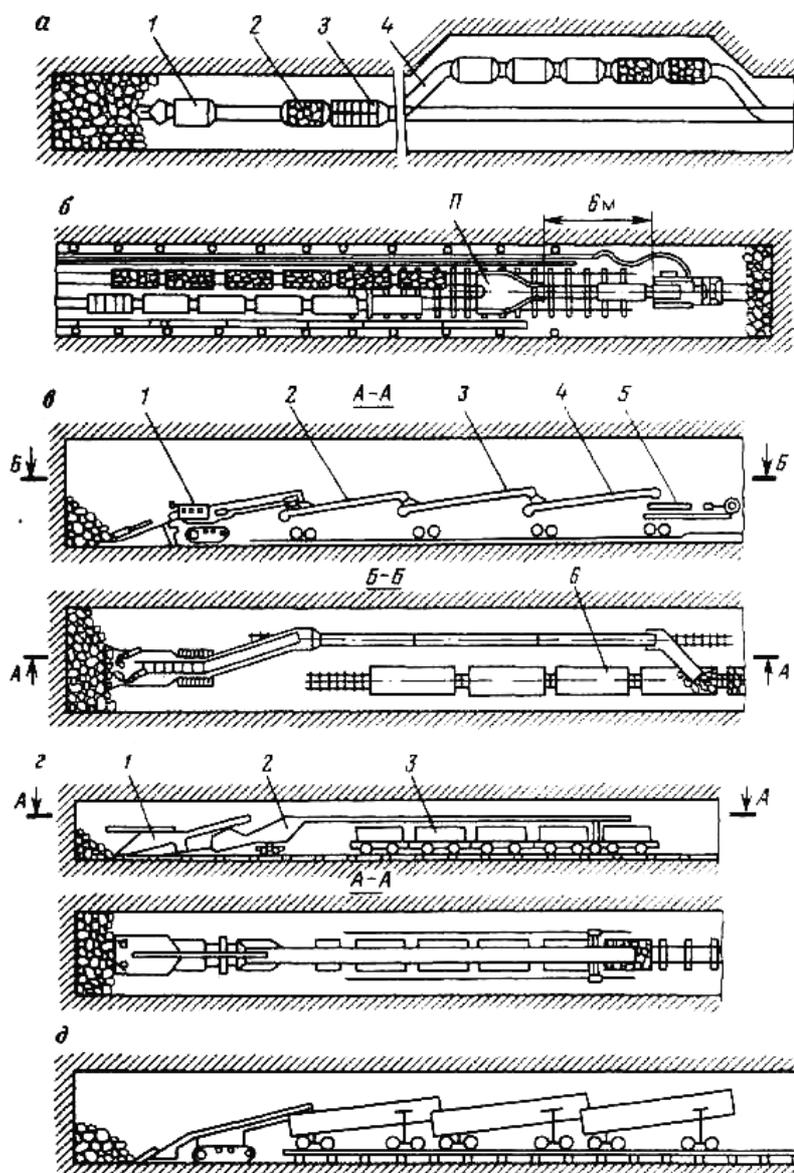


Рис. 4.14. Схемы обмена вагонеток

Обмен вагонеток упрощается, если в выработке через каждые 60—100 м устраивается замкнутая разминовка (рис. 4.14, а). В этом случае электровоз 3, следуя в голову состава, заходит на разминовку 4, где вагонетки отцепляют. Затем электровоз заходит в хвост состава и подает вагонетки к погрузочной машине 1. Крайнюю вагонетку отцепляют для

загрузки и электровоз вновь устанавливает состав с порожними вагонетками на раз-миновку. Грузеная вагонетка 2 транспортируется на разминовку и состав вновь подается к забою, где отцепляют для загрузки следующую вагонетку. Процесс повторяется до полной загрузки состава, после чего электровоз, находясь в голове состава, движется от забоя к месту разгрузки вагонеток.

Обмен вагонеток в двухпутной выработке с помощью маневровой накладной плиты П показан на рис. 4.14, б. Маневровые накладные плиты изготовляют из листовой стали толщиной 8—10 мм. К листу приваривают легкие рельсы, образующие симметричный стрелочный перевод. Накладные плиты укладывают у забоя так, что они перекрывают все четыре рельса постоянного или временного пути и обеспечивают возможность удобной смены вагонеток. Электровоз при замене вагонеток переходит с одного пути на другой.

Маневровые плиты передвигаются вслед за продвижением забоя с помощью погрузочной машины, что позволяет значительно уменьшить затраты времени на обмен вагонеток. Маневровые плиты применяют при грузоподъемности вагонеток не более 2 т.

Наибольшая производительность погрузки достигается при использовании конвейеро-перегрузателей. На рис. 4.14, в показано расположение оборудования в забое при погрузке на секционный перегружатель. Длина секции конвейера 9—10 м, ширина 1000—1100 м. Ширина ленты 800 мм, скорость движения ленты 1,2 м/сек. Производительность конвейера 3,5 м<sup>3</sup>/мин.

Порода от погрузочной машины 1 через секции 2, 3 и 4 перегружателя и питатель 5 подается в вагонетки б состава, располагаемого на параллельном пути.

Портальный перегружатель УПЛ-2М (рис. 4.14, г) применяется в выработках с площадью поперечного сечения в свету не менее 6,5 м<sup>2</sup>. Перегружатель 2 работает в комплексе с машинами 1 типа ПНБ и ППН. Он устанавливается на дополнительном рельсовом пути с шириной колеи 1800 м и длиной 15—16 м. Длина перегружателя 23 м, под ним размещаются пять вагонеток 3 грузоподъемностью по 3 т. Перемещение перегружателя производят погрузочной машиной.

Подвесной перегружатель ППЛ-1 применяется при проведении выработок с металлической арочной крепью. Он подвешивается к крепи с помощью монорельса, который наращивается по мере проведения выработки переносом его хвостовой части.

В комплексе с проходческими комбайнами применяют мостовые перегружатели длиной 20—35 м, опирающиеся на колеса и лыжи. Передвижка их к забою осуществляется комбайнами.

При погрузке на перегружатели вместимость состава принимается обычно равной объему породы, взрываемой в забое за цикл. Недостатком перегружателей является трудность их применения при проведении криволинейных выработок.

Высокие показатели погрузки достигаются при использовании для транспортирования породы бункер-поезда (рис. 4.14, д), состоящего из шарнирно соединенных между собой секций (вагонеток) без торцовых стенок. Кузова секций образуют бункер, в который грузят породу. Вместимость бункера принимается равной объему породы, полученной после взрывных работ, поэтому в процессе погрузки обмен составов не производится и погрузочная машина работает без перерыва. Перемещение породы вдоль бункера и ее разгрузку производят скребковым конвейером, проходящим по днищам секций.

Вагоны ВПК-7 и ВПК-10 (вагон проходческий с донным конвейером) состоят из передней и задней тележек, кузова, скребкового конвейера, гидро- и пневмосистемы. Два пневмопривода, конвейера расположены с обеих сторон кузова. Задняя часть кузова при соединении вагонов поднимается на высоту 0,8—0,85 м.

В местах загрузки и разгрузки вагонов высота подвески контактного провода должна быть не менее 2800 мм. Ниже приведена характеристика этих вагонов.

Вагоны	ВПК-7	ВПК-10
Полезная вместимость, м <sup>3</sup>	7	10
Максимальная грузоподъемность, т	20	28
Колея, мм	600; 750; 900	750; 900
Продолжительность разгрузки вагона, мин.	1-1,5	2-3
Расход воздуха при работе конвейера, м <sup>3</sup> /мин	20-23	20-2

Габариты, м:			
длина	_____	8,3	110,1
ширина	_____	1,35	1,5
высота	_____	1,65	1,65
высота при поднятом кузове	_____	2,5	2,44
Высота разгрузки, м	_____	1,3	1,3
Масса, т.	_____	10	12,5

При погрузке породы в забое укладываются накладные выдвигные рельсы и временные пути. При подвигании выработки на длину нормального звена рельса временные рельсовые пути снимаются и заменяются звеном постоянного пути. Работы по настилке рельсового пути часто совмещаются с бурением шпуров. Нарращивание трубопроводов выполняется в такое время, когда не требуется подача в забой сжатого воздуха или воды.

**Производительность погрузочной машины** ковшового типа (м<sup>3</sup>/ч разрыхленной породы):  
при погрузке в несколько составов и замене вагонеток

$$P = \frac{h60q}{t_1 + t_2 \frac{q}{Q} + t_3 \frac{q}{Qn}}$$

при погрузке с заменой вагонеток, но в один состав

$$P = \frac{h60q}{t_1 + t_2 \frac{q}{Q}}$$

при погрузке с непрерывной подачей породы на конвейер

$$P = \frac{h60q}{t_1}$$

Где  $h$  — коэффициент использования погрузочной машины во времени (0,75—0,80);  $q = q_k k_2$  — фактическая вместимость ковша, м<sup>3</sup> ( $q_k$  — теоретическая вместимость ковша, м<sup>3</sup>;  $k_2$  — коэффициент наполнения ковша, равный 0,5—0,7);  $t_1$  — продолжительность одного цикла черпания и разгрузки (берется из технической характеристики машины);  $t_2$  — длительность обмена груженой вагонетки на порожнюю (определяется типом маневрового приспособления);  $Q = Q_B k_1$  — фактическая вместимость вагонетки, м<sup>3</sup> ( $Q_B$  — теоретическая вместимость вагонетки, м<sup>3</sup>;  $k_1$  — коэффициент наполнения вагонетки, равный 0,9—0,98);  $t_3$  — продолжительность маневров по обмену груженого состава на порожний, мин;  $n$  — число вагонеток в составе, одновременно подаваемых под погрузку.

**Механизация работ по креплению выработки.** Наряду с бурением шпуров и погрузкой породы возведение постоянной крепи является длительным и трудоемким процессом проходческого цикла. Наиболее трудно механизировать возведение арочной металлической крепи из-за большого числа составляющих ее элементов.

При установке рамной крепи применяют следующие средства механизации:

крепеустановщик КП-30, предназначенный для возведения сборной железобетонной крепи в горизонтальных и наклонных выработках с площадью поперечного сечения 5—16 м<sup>2</sup>, а также для доставки и настилки рельсового пути. Перемещается он вдоль выработки по направляющим, закрепленным на ранее установленных элементах рамной крепи;

крепеподъемник ПТК-1, представляющий собой раздвижную стойку с лебедкой для подъема элементов крепи;

забутовочную машину МЗ-3, предназначенную для заполнения забутовочным материалом пустот за крепью. Машина может подавать забутовочный материал с помощью сжатого воздуха на расстояние до 150 м по горизонтали и на 6 — 8 м по вертикали;

агрегат АМК-1,3, служащий для монтажа арочной металлической крепи с установкой затяжки.

Для возведения крепи из железобетонных плит и тюбингов используют крепеукладчики УТ-1 и К-100 и тюбингоукладчик ТУ-3.

При возведении бетонной крепи широкое применение нашли комплексы из передвижной металлической опалубки ОМП и бетоноукладчика БУК-2.

Опалубка ОМП состоит из отдельных металлических щитов, соединенных с помощью шарниров в секции шириной 1 м. Для перестановки секций применяются подвесные (к монорельсу) и навесные (на погрузочную машину) перестановщики. Бетоноукладчик БУК-2 представляет собой платформу с установленными на ней бетононагнетателем и гидравлической системой управления грейфером для загрузки его бетоном.

Для торкретирования выработок применяют машины различных конструкций (БМ-60, БМ-68, УМТ-2, ПБМ и др.). Для крепления выработок набрызг-бетоном создан комплекс «Монолит-1», обеспечивающий производительность по бетону 2,5 м<sup>3</sup>/ч.

При проведении горизонтальных выработок используют также путеукладочные комплексы ПГИ-2 и ПП-750 и канавокопатели

**Организация работ при проведении горизонтальных выработок.** Скорость проведения горизонтальных выработок зависит от организации труда, механизации работ и квалификации проходчиков. Проходческие бригады комплектуются из наиболее опытных рабочих, которые могут выполнять все процессы и операции проходческого комплекса. Комплексную бригаду возглавляет бригадир. Бригада состоит из сменных звеньев во главе со звеньевым. Численность бригады устанавливается исходя из объема работ по операциям проходческого цикла и норм выработки. За бригадой закрепляют определенные выработки. Работы ведут по графикам цикличности.

При проведении выработок широко используется метод бригадного подряда, при котором бригада берет на себя ответственность за выполнение определенного объема работ с высоким качеством, а администрация предприятия обязуется создавать необходимые условия для выполнения принятых бригадой обязательств.

Обычная скорость проведения горизонтальных выработок по крепким породам составляет 150—200 м/мес. На рис. 4.15 показана циклограмма работ при проведении штрека.

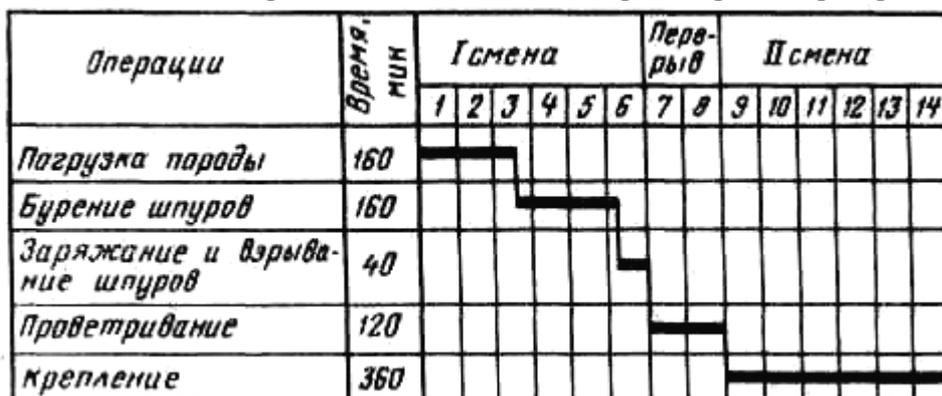


Рис. 4.15. Циклограмма на проведение штрека

В последние годы в результате внедрения новой отечественной техники наблюдается значительный рост скорости проведения горизонтальных выработок на многих горных предприятиях. Так, скорость проведения горизонтальной горной выработки на шахте «Северо-Песчанская» Богословского рудоуправления составила 761 м/мес; со скоростью 786 м/мес был пройден двухпутный квершлаг в шахтоуправлении «Ровеньковское» ПО «Донбассантрацит» (по породам с коэффициентом крепости 5—в). Рекордная скорость проведения выработки одним забоем достигнута на Миргалимсайском руднике, где за 31 рабочий день было пройдено по породам с коэффициентом крепости 12—14 свыше 1237 м штрека.

Такие темпы проходки достигнуты благодаря четкой организации труда, комплексной механизации работ с использованием отечественного самоходного проходческого оборудования, самоотверженному труду и высокому мастерству проходчиков. Опыт проходчиков Миргалимсайского рудника используется проходчиками других рудников.

При проведении выработок по углю, породе, пластам калийных солей с коэффициентом крепости до 5—8 используют проходческие комбайны, производящие отбойку и погрузку породы. На угольных шахтах удельный вес проведения выработок комбайнами превышает 40 % протяженности проводимых выработок, а общее число комбайнов, имеющих в наличии, составляет более 2000.

В зарубежной практике применяются комбайны для проведения горизонтальных выработок методом бурения (диаметром от 1,5 до 12 м) в породах любой крепости со скоростью 10—15 м/сут и более. Так, на одной из шахт ЮАР комбайном фирмы «Вирт» (ФРГ) был пройден

штрек диаметром 3,4 м и длиной 3 км по абразивным кварцитам ( $f = 18—28$ ) со скоростью около 300 м/мес. В отдельных случаях скорость проведения выработок комбайнами в крепких породах достигает 1000—2000 м/мес. Подобные комбайны дорогостоящи и применение их экономически целесообразно при длине выработок не менее 2,5—3 км.

Отечественный комбайн КГ-3750 предназначен для проведения горизонтальных выработок диаметром 3,75 м по породам с коэффициентом крепости до 12. Шарошечный исполнительный орган комбайна разрушает породу по всей площади поперечного сечения выработки. Комбайн перемещается на тележках по рельсовой колее 750 мм. Техническая скорость проведения выработки по породам с коэффициентом крепости 8—12 — 1,1 м/ч.

Кроме увеличения скорости проведения выработок комбайновый способ обеспечивает непрерывность производственного процесса, дает возможность улучшить состояние горных выработок и уменьшить затраты на их поддержание, позволяет улучшить условия труда и повысить безопасность работ, а также создает условия для полной автоматизации проходческих работ.

#### 4.5. Проходка восстающих.

Восстающие подразделяют на вентиляционные, ходовые, закладочные, перепускные, материально-хозяйственные, буровые и отрезные. Обычно восстающие служат одновременно для сообщения с очистным забоем, вентиляции, доставки по нему материалов и т. д.

В зависимости от назначения восстающие проходят на одно, два или три отделения. Восстающие делят на отделения при проходке, и возведении крепи, используя одно из отделений для спуска отбиваемой в забое руды или породы, а другое — для сообщения с забоем. При механизированных способах проведения восстающих (бурением, проходческими комплексами) крепь устанавливают после проходки. Материал и конструкцию крепи выбирают в зависимости от устойчивости пересекаемых пород и назначения восстающего. При крепких рудах и породах вентиляционно-ходовые восстающие крепят обычно распорной крепью, при слабых и средней крепости породах — сплошной венцовой. При круглой форме поперечного сечения и большом сроке службы восстающие крепят бетонной крепью. Рудоспуски, вентиляционные восстающие, пройденные в крепких породах, могут служить без крепления.

Форма и размеры поперечного сечения восстающих зависят от их назначения, числа отделений и материала крепи. Наиболее распространена прямоугольная форма поперечного сечения. Площадь поперечного сечения восстающих вчерне колеблется от 2 до 8 м<sup>2</sup>. Наиболее распространенные размеры сечений: 1,6x1,6; 1,6x2,4; 1,8x1,8; 2x2; 1,8x3,6 м.

На каждом руднике разработаны типовые сечения и размеры восстающих, наиболее удовлетворяющие конкретным условиям работ. По отношению к выработке, из которой начинают проходку восстающего, его располагают сбоку, т. е. первоначально в боку выработки проходят нишу. Глубина ниши 2—2,5 м, ширина ее соответствует размеру длинной стороны восстающего.

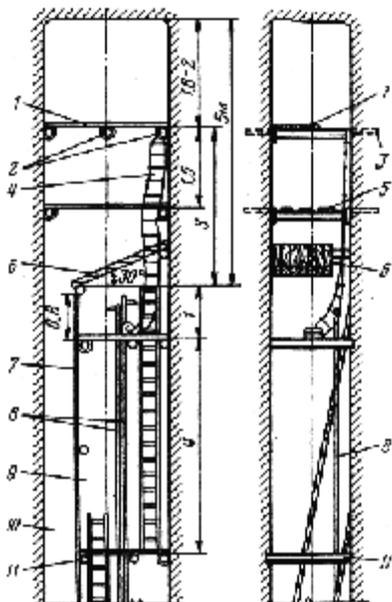


Рис. 4.16. Схема проходки восстающего с двумя отделениями: 1 – рабочий полок; 2 – металлические крючья; 3 – шпурсы для крючьев; 4 – подвесная канатная лестница; 5 – предохранительный полок; 6 – отбойный полок; 7 – отшивка; 8 – трубопроводы; 9 – ходовое отделение; 10 – рудоспускное отделение; 11 – распорная крепь.

**Обычный способ проходки восстающих** (обустройство забоя перфораторами с рабочими

полков, установка распорной или венцовой крепи и устройство лестничного отделения при проходке) вследствие низкой эффективности в настоящее время применяют преимущественно для коротких (до 25—30 м) восстающих (рис. 4.16). Проходческий цикл при этом включает следующие операции: осмотр и оборку забоя, возведение крепи, сооружение рабочего и отбойного полков, бурение шпуров, разборку рабочего полка, взрывание шпуров и проветривание забоя. Скорость проходки восстающего составляет 40—80 м/мес. Недостатки проходки восстающих с мелкошпуровой отбойкой: опасность оборки забоя после взрывных работ из-за отсутствия надежного укрытия; значительная трудоемкость работ по возведению крепи, сооружению отбойных и рабочих полков, установке лестниц; повреждение крепи при взрывных работах и необходимость ее ремонта; значительные затраты времени на передвижение людей по восстающему и доставку материалов, а также инструмента в забой; трудность проветривания. Эти недостатки устраняются при проходке восстающих с использованием специальных проходческих комплексов. Широко распространен *способ проходки восстающих комплексами* типов КПВ и КПН конструкции НИПИГормаша. Он применяется при проходке восстающих без крепления по устойчивым породам на полную высоту этажа. Площадь поперечного сечения восстающих — более 3 м<sup>2</sup>, угол наклона 60—90°.

Комплекс типа КПВ включает полку, представляющий собой самоходную платформу с кабиной, передвигающуюся по монорельсу при помощи механизма с цевочным зацеплением (рис. 4.17).

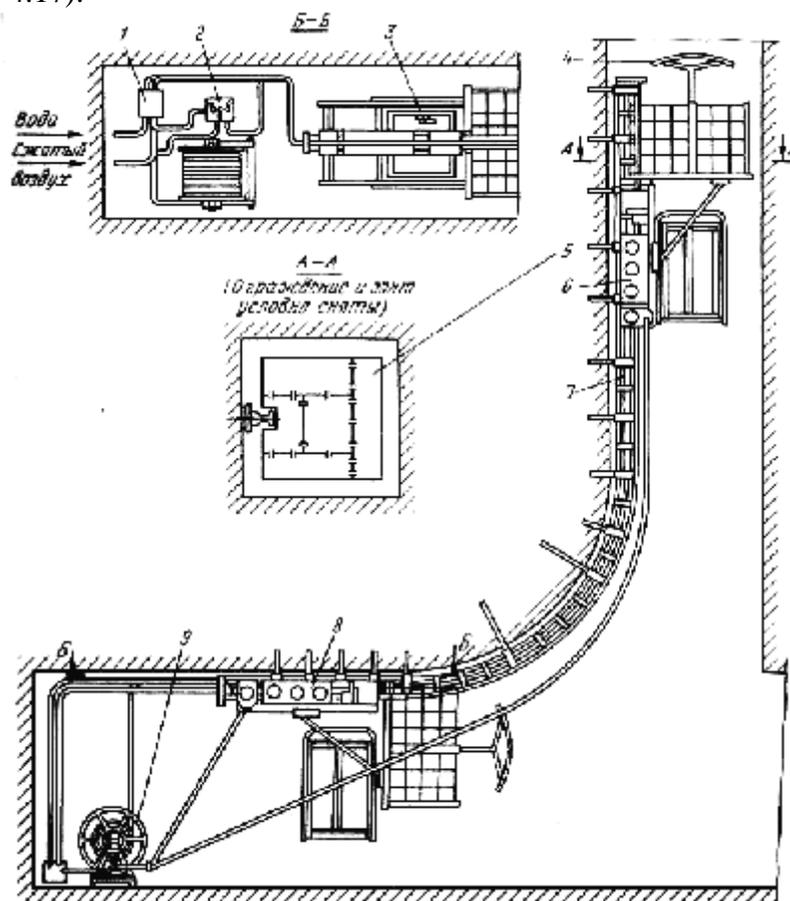


Рис. 4.17. Комплекс для проходки восстающих типа КПВ: 1 – блок питания; 2 – блок для отбора проб воздуха; 3 – блок управления на полке; 4 – предохранительный зонт; 5 – платформа; 6 – самоходный полку; 7 – монорельс; 8 – самоходный полку в камере; 9 – шланговая лебедка.

Монорельс состоит из секций длиной по 1,5 м, которые крепят к висячему боку анкерной крепи. В каждой секции монорельса встроены три трубы, из которых по двум подается сжатый воздух и вода для работы перфоратора, а третья используется в качестве переговорного устройства. Полку оборудован автоматическим ловителем, тормозом и другими предохранительными устройствами.

На высоту 4—6 м восстающий проходят обычным способом. Монтаж комплекса осуществляют в горизонтальной нише длиной 4 и высотой 3 м.

Поднявшись на полке в забой, проходчики обуривают его и заряжают шпуров. На время взрыва полку опускается и отводится в нишу.

После взрывания шпуров дистанционно включается туманообразователь, вмонтированный в оголовки монорельса, для ускорения проветривания забоя и подавления пыли.

Т а б л и ц а 4.2

Показатели	Серийные		Модернизированные		
	КПВ-4	КПН-4	КПВ-4А	КПН-4А	КПВ-400
Длина (высота) проводимого восстающего, м	80	120	120	160	400
Площадь поперечного сечения восстающего, м <sup>2</sup>	4—6	4—6	3—8	4—10	4—8
Угол наклона восстающего к горизонту, градус	60—90	15—60	60—90	15—90	30—90
Грузоподъемность полка, кг	500	500	600	600	600
Скорость перемещения полка, м/с	0,2	0,2	0,3	0,25	0,3

Каждый цикл включает: вывод полка из ниши и подъем его к забою, осмотр забоя и оборуку кровли, бурение шпуров под анкерную крепь и установку секции монорельса, раскрепление полка в рабочем положении в забое, обуривание забоя двумя перфораторами, уборку инструмента, подъем взрывника к забою, зарядание шпуров и монтаж взрывной сети, спуск полка и отвод его в нишу, взрывание шпуров и проветривание.

Уборка взорванной массы из-под восстающего производится скреперованием, через вибролюки или погрузочной машиной и обычно совмещается с бурением.

НИПИГормаш проводит работы по модернизации серийно выпускаемых комплексов КПВ-4 и КПН-4 с пневматическим приводом и одновременно создает комплекс КПВ-400 с электроприводом для проведения восстающих большой протяженности. Их характеристика приведена в табл. 4.2.

Создан проходческий комплекс КПВ-6 для проходки восстающих с площадью поперечного сечения 5,4—10,5 м<sup>2</sup> под углом от 0 до 90°. В отличие от существующих комплексов он оборудован двумя манипуляторами с колонковыми перфораторами ПК-60 и имеет специальный гидравлический манипулятор для погрузки и установки секций монорельса, что обеспечивает комплексную механизацию проходческих работ. С помощью комплекса КПВ-6 проходку восстающего можно начинать непосредственно из монтажной камеры под любым углом к горизонту.

Высокая скорость проходки восстающего с использованием комплекса КПВ-1 была достигнута на Западном руднике Ачисайского полиметаллического комбината. По породам крепостью с коэффициентом крепости 12—14 за 27 рабочих дней одной бригадой пройдены 257 м восстающих с площадью поперечного сечения 5,2 м<sup>2</sup> под углом наклона к горизонту 70°. Работы вели в четыре смены звеньями по два проходчика. Звеньевым назначался проходчик, имевший права взрывника. Шпуры бурили перфоратором ПТ-29. Число шпуров на забой составляло 18—20. В качестве ВВ использовались детонит и аммонит № 6. Взрывание — электроогневое.

Проходчики непрерывно обеспечивались фронтом работы и были освобождены от работ по монтажу комплекса. При проходке одного восстающего монтажная бригада из четырех человек производила монтаж полка на новом рабочем месте.

**При проходке восстающих секционным взрыванием глубоких скважин** исключается необходимость пребывания людей в забое и все работы по бурению, заряданию и взрыванию скважин, осуществляются из прилегающих к восстающему горизонтальных выработок.

Для проходки восстающего этим способом на него его длину из верхней выработки бурят несколько (5 — 7) скважин диаметром 100 — 110 мм. Расстояние между скважинами 0,5 — 0,9 м. На рис. 4.18 показана схема расположения скважин и конструкция заряда.

Восстающий образуется в результате последовательного взрывания зарядов ВВ, помещаемых в нижней части скважин на длине от 2 до 6 м. Перед заряданием нижнюю часть перекрывают деревянными составными коническими пробками, опускаемыми в скважину на шпагате или проволоке. Заряды ВВ взрывают детонирующим шнуром или электрическим способом.

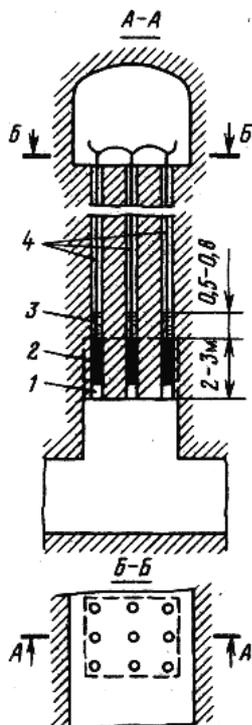


Рис. 4.18. Схема расположения скважин и конструкций заряда при проходке восстающего секционным взрыванием глубоких скважин: 1 – пробка; 2 – заряд ВВ; 3 – забойка; 4 – электровзрывная сеть

Этот способ впервые был применен на Высокогорском руднике. В настоящее время его широко используют на многих рудниках для проходки вентиляционных, рудоспускных и других восстающих, не требующих крепления. Он обеспечивает безопасность работ и высокую скорость проходки при меньших расходах на проходческие работы. Однако хорошие результаты по проходке получаются, если скважины при бурении не имеют больших искривлений.

Перспективным способом является *проходка восстающих бурением*. Его достоинства — безопасность работ, невысокие затраты как на проходку, так и на крепление выработок, почти полная механизация работ по проходке.

Наиболее широкое распространение при проходке восстающих получили буровые комбайны 1КВ1 и 2КВ, созданные ВНИПИрудмашем и впервые испытанные на шахтах ПО «Кривбассруда».

Их техническая характеристика приведена ниже.

Комбайн	1КВ1	2КВ
Диаметр буримой выработки, мм	1500	1500
Глубина (высота) бурения, м	До 93	До 100
Угол наклона выработки к горизонту, градус	75-105	60-120
Диаметр передовой скважины, мм	320	270
Установленная мощность, кВт	132	132
Частота вращения бурового инструмента, с <sup>-1</sup>	0,08-0,43	0,98
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	20	22
Расход воды, м <sup>3</sup> /ч	1,8	2,4
Масса, т	59,5	56

Комбайн спускается в шахту по частям. Он монтируется в камере длиной 3,5 м, шириной 2,5 м и высотой 4 м на двух швеллерах, уложенных на бетонную подушку. Камеры могут сооружаться как на нижнем, так и на верхнем горизонте.

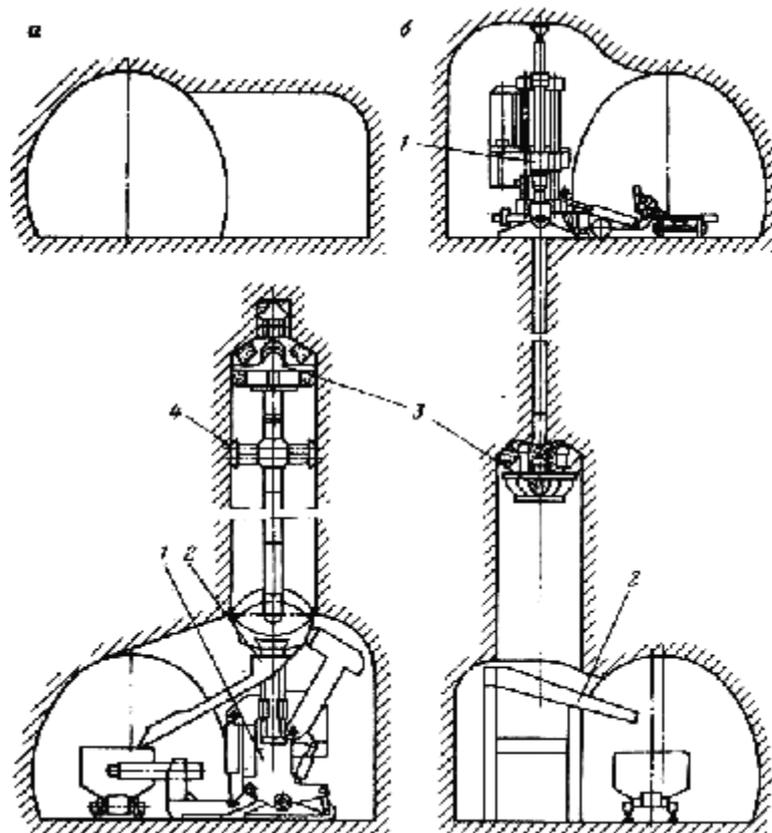


Рис. 4.19. Схемы проходки восстающих бурением: 1 – буровой станок; 2 – шламоулавливающее устройства; 3 – рабочий инструмент; 4 – опорный фонарь

При бурении снизу вверх (рис. 4.19, а) бурится передовая скважина диаметром 320 Мм, после чего вместо долота устанавливается разбуриватель, расширяющий скважину снизу вверх на 1СЮ высоту восстающего. При установке комбайна на верхнем горизонте (рис. 4.19, б) сверху вниз бурится передовая скважина диаметром 270 мм. После выхода бурового инструмента на нижний горизонт к нему крепится разбуриватель и скважина расширяется снизу вверх на всю высоту.

Процессом бурения управляют со специального пульта; все операции по наращиванию и демонтажу бурового става механизированы.

На руднике им. Дзержинского при проведении восстающих в породах с коэффициентом крепости от 5 до 16 достигнуты следующие показатели.

Максимальная производительность, м:

сменная \_\_\_\_\_ 13,5

месячная \_\_\_\_\_ 321

Затраты на проходку 1 м восстающего, руб. \_\_\_\_\_ 33,7

Средняя продолжительность демонтажа, перевозки и монтажа комбайна в новой камере, смен \_\_\_\_\_ 2

Практика показала, что возможности комбайна 2КВ значительно выше паспортных. Так, в 1984 г. на шахте «Евстунинская» Высокогорского рудоуправления им была пробурена скважина диаметром 270 мм на глубину 180 м по породам с коэффициентом крепости 14—16. На шахте «Магнетитовая» подобным же комбайном пройден восстающий высотой 160 м. Создание аналогичных комбайнов, обеспечивающих проходку выработок диаметром 1,8— 2,5 м, значительно расширит область применения указанного способа\*

#### 4.6. Проходка и углубка вертикальных стволов шахт.

**Форма и размеры поперечного сечения стволов шахт.** Наиболее распространенной формой сечения стволов является круглая, реже — прямоугольная (см. рис. 4.7 и 4.8). Площадь сечения ствола определяют по условиям размещения подъемных сосудов и другого оборудования, лестничного отделения с соблюдением необходимых по ПБ зазоров между сосудами и крепью и проверяют на возможность подачи необходимого количества воздуха для проветривания подземных выработок. Стволы круглой формы поперечного сечения проходят

диаметром от 5 до 9 м (в свету). **Подготовительный период.** Перед началом работ по проходке ствола ведутся подготовительные работы на поверхности. В сечении предполагаемого ствола шахты бурят контрольную скважину для уточнения физико-механических свойств пород. На основании полученных при бурении данных устанавливают способы проходки и крепления ствола на различных его участках.

Отведенную для промышленного строительства площадку (размером около 300х500 м) освобождают от ненужных строений и лесонасаждений. Около устья ствола производят планировку горизонтальной площадки для размещения проходческих сооружений и подъездных путей. К ней подводят временные линии электропередачи, связи и водоснабжения. Затем выбирают место для размещения отвалов породы и направление отвода шахтной воды.

В пределах промплощадки строят склады для хранения различных материалов и оборудования, механические мастерские, административно-бытовой комбинат и т. д. Работы подготовительного периода выполняются по графику, установленному проектом, и длятся 6—8 мес.

**Проходку устья ствола** шахты начинают с укладки в р е м е н н о й р а м ы - ш а б л о н а . Для стволов прямоугольной формы раму делают из прочных деревянных брусьев в виде прямоугольника. При проходке устьев ствола круглой формы раму-шаблон устраивают обычно восьмиугольной формы из брусьев или металлических балок. На раму-шаблон по диаметру укладывают балку из швеллера и в центре просверливают отверстие для пропуска центрального отвеса. Внутренние размеры рамы-шаблона соответствуют принятому сечению ствола в проходке. Рама-шаблон служит для контроля за сохранением сечения ствола шахты при проходке его устья и для подвески элементов временной крепи.

Проходку устья ствола ведут с использованием временного передвижного оборудования или с помощью основного оборудования, предназначенного для проходки ствола.

Схема проходки устья ствола с использованием комплекса передвижного оборудования КПШ-2 показана на рис. 4.20.

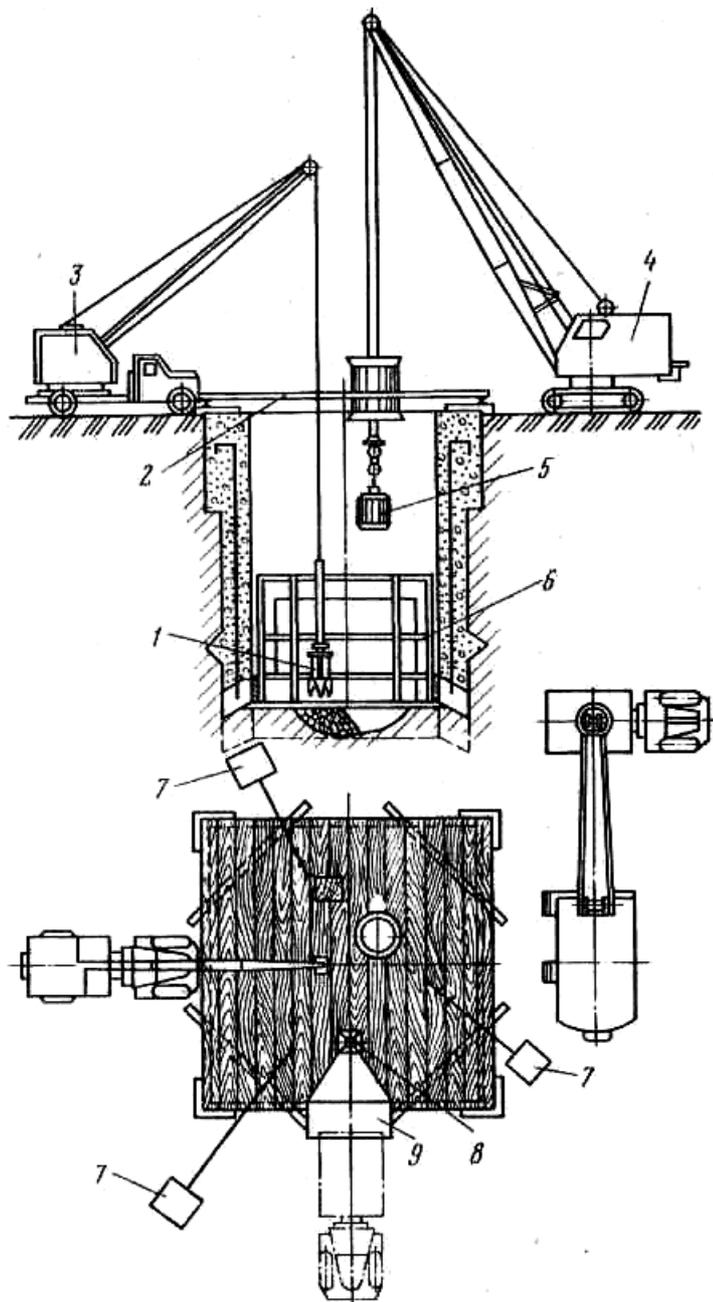


Рис. 4.20. Схема проходки устья ствол комплексом КПШ-2: 1 – пневмогрузчик; 2 – рама-шаблон; 3 – автокран; 4 – экскаватор с крановой стрелой; 5 – бадья; 6 – подвесная опалубка; 7 – проходческие лебедки; 8 – став труб; 9 – бункер для бетонной смеси.

Комплекс КПШ-2 состоит из автокрана К-51 с пневмопогрузчиком КС-3, экскаваторах крановой стрелой Э-505-А и проходческими бадьями вместимостью по  $1 \text{ м}^3$ , комплекта отбойных молотков, передвижных компрессоров и электростанции, проходческих лебедок, передвижного разгрузочного бункера вместимостью  $7 \text{ м}^3$ , универсальной рамы-шаблона, передвижной опалубки и оборудования для подачи бетона. Комплекс рассчитан на проходку устья до глубины 50 м.

Породу отбивают отбойными молотками, пневмопогрузчиками КС-3 грузят в бадьи и выдают на поверхность автомобильным краном. Бадьи на поверхности разгружают в бункер, откуда породу транспортируют в отвал автосамосвалами.

По мере выемки породы с помощью подвесной передвижной опалубки и возводят крепь из монолитного бетона или железобетона. Бетон из бетономешалки выгружают в приемный бункер и затем по трубам спускают за опалубку. При возведении крепи в ней оставляют проемы для запасного выхода и вентиляционных каналов. Воду откачивают забойным насосом. После проходки и крепления устья ствола на уровне земной поверхности его перекрывают основной проходческой (нулевой) рамой, предохраняющей работающих в стволе от случайного падения каких-либо предметов. Сжатый воздух подают по трубам от передвижных компрессоров. Спуск людей и выход на поверхность при глубине до 8 м

осуществляют по лестницам, а при глубине более 8 м — в бадьях.

При проходке устьев стволов применяют также другую технику: проходческий агрегат ПАШ-100, надствольное проходческое устройство НПУ, проходческий кран ПК-1.

Работы по проходке устья ствола с использованием основного проходческого оборудования осуществляются следующим образом. Одновременно с монтажом проходческого копра на месте закладки ствола на глубину 3—4 м отрывают котлован, который закрепляют монолитной железобетонной крепью. Затем монтируют основную проходческую раму и приступают к работе по дальнейшей проходке устья ствола с подъемом породы временной проходческой машиной. Операции по выемке породы и возведению постоянной крепи осуществляют так же, как и в первом случае.

Конструкцию и размеры основной проходческой рамы определяют в зависимости от габаритов и размещения проходческого оборудования в стволе. Проходческую раму обычно изготавливают из двутавровых балок, которые скрепляют с бетонной крепью устья ствола фундаментными болтами или скобами.

Поверх балок укладывают деревянные брусья, к которым сверху прибивают обрезные доски толщиной 50—75 мм. Последние образуют настил, плотно перекрывающий всю площадь поперечного сечения ствола. Для пропуска проходческого оборудования в раме предусматриваются окна, которые закрываются двухстворчатыми крышками с шарнирами, называемыми лядами. Ляды имеют вырезы для пропуска канатов. Ляды открывают и закрывают механическим приводом.

**Проходческое оборудование.** Для проходки стволов применяют обычное оборудование и специальные комплексы. Обычное оборудование состоит из проходческого копра, подъемных установок, лебедок, насосов, вентиляторов, подвесных полков, подъемных сосудов и т. д.

За последние годы создан и внедрен в практику шахтного строительства комплекс передвижного оборудования для сооружения шахтных стволов. Комплекс состоит из мобильных блоков контейнерного типа, изготовленных в заводских условиях и доставляемых на строительную площадку автомобильным или железнодорожным транспортом. В состав комплекса входят подъемные машины, лебедки грузоподъемностью 10—45 т, компрессорные станции, вентиляторные установки с подачей до 45 м<sup>3</sup>/с, крупноблочные копры для проходки стволов на глубину 500, 1000 и 1600 м, специальные прицепы грузоподъемностью 40—60 т и другое оборудование.

По окончании проходки ствола блоки передвижного оборудования с помощью автомобильных кранов грузят на прицепы и комплектно с фундаментными блоками перевозят на следующую строительную площадку.

Проходческий копер представляет собой вышку станкового или шатрового типа, устанавливаемую над устьем ствола шахты для выполнения операций по подъему породы, спуску и подъему людей, материалов, инструмента, а также подвески в стволе всего проходческого оборудования.

Проходческие копры обычно бывают сборно-разборными из металлических труб, соединенных с помощью болтов, стальных накладок и хомутов. Проходческий копер оборудуется нижней приемной, верхней разгрузочной и подшкивной площадками. Нижняя приемная площадка совпадает с уровнем основной проходческой рамы. На ней настилают рельсовые пути для подачи грузов к стволу и от ствола; с этой площадки производят спуск-подъем людей, машин, оборудования, инструментов, а также наращивание вентиляционных и водоотливных труб и труб сжатого воздуха.

Внутри копра на высоте 5—7 м от нижней приемной площадки устраивается верхняя приемная площадка для разгрузки выдаваемой из ствола в бадьях породы. Выгруженная из бадей порода поступает в наклонный металлический желоб, оканчивающийся секторным затвором. Верхняя разгрузочная площадка имеет ляды для пропуска бадей, совпадающие с лядами основной проходческой рамы. Работа верхних и нижних ляд четко согласуется между собой. Вначале для пропуска поднимаемой снизу по стволу бадьи раскрываются нижние ляды. После подъема бадьи выше нижней площадки нижние ляды закрываются и верхние открываются. Бадья поднимается выше уровня верхней разгрузочной площадки, и по закрытии ляд она разгружается.

Подшкивная площадка служит для размещения копровых шкивов. Вокруг ствола

располагаются подъемные машины и проходческие лебедки. Проходческое оборудование в стволе подвешено на стальных канатах, которые огибают копровые шкивы и намотаны на барабаны подъемных машин и лебедок. Подъемные машины служат для выдачи породы, спуска и подъема людей, материалов и оборудования.

В качестве подъемных сосудов применяются бадьи бочкообразной формы, хорошо проходящие через проемы основной проходческой рамы и другого проходческого оборудования, размещаемого в стволе. Проходческая бадья состоит из металлического сварного корпуса и шарнирно присоединенной к нему дужки. Для опрокидывания при разгрузке породы к днищу бадьи прикреплены два кольца. Вместимость бадей 0,75—6,5 м<sup>3</sup>.

Бадья навешивается к подъемному канату с помощью прицепного устройства, позволяющего быстро прицеплять и отцеплять бадью.

Для устранения раскачивания бадьи 8 при ее подъеме по стволу натягивают направляющие канаты 3, которые крепят к натяжному предохранительному полку 5 (рис. 4.21). По направляющим канатам вместе с бадьей перемещается направляющая рамка 7 с защитным зонтом, которая центрирует бадью по оси подъема и не позволяет ей раскачиваться. От забоя до предохранительного полка бадья поднимается без направляющих со скоростью не более 1 м/с.

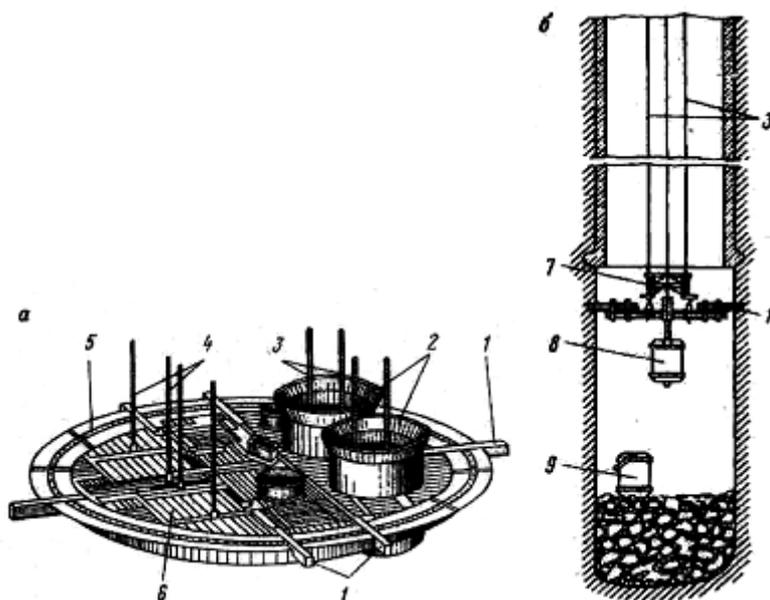


Рис. 4.21. Натяжной предохранительный полк (а) и схема его установки в стволе (б)

Натяжной предохранительный полк изготавливают из швеллерных или двутавровых балок с выдвижными пальцами. Выдвижные пальцы 1 заводят в лунки, устраиваемые в стенках ствола. Полк располагают от забоя ствола на расстоянии 10—30 м. Проемы в полке для прохода бадей совпадают с проемами основной проходческой рамы и верхней разгрузочной площадки копра. Полк перекрывается настилом. Для прохода бадей в предохранительном полке имеются специальные растрески 2. Кроме того, на полке предусмотрены проемы для насосов, отверстия для вентиляционных труб и сжатого воздуха, центрального отвеса, ляды 6 для спасательной лестницы. Кроме направляющих канатов полк удерживается еще несколькими поддерживающими канатами 4.

Подъем при проходке стволов бывает одноконцевым и двуконцевым. В первом случае применяют однобарабанную подъемную машину, во втором — двубарабанную. При одноконцевом подъеме (см. рис. 4.21, б) в работе находятся две бадьи: одна 8 в движении или под разгрузкой, другая 9 под загрузкой в забое. При двуконцевом подъеме в работе находятся три бадьи — две в движении и одна под загрузкой в забое. Производительность двуконцевого подъема на 20—50 % выше чем одноконцевого.

**Способы и схемы проходки ствола.** В зависимости от свойств пересекаемых пород и притока воды проходку стволов ведут обычным или специальными способами.

**Обычный способ** проходки ствола предусматривает непосредственную выемку породы в забое и возведение постоянной крепи на пройденных участках ствола с параллельной откачкой воды насосами. Он применяется в устойчивых породах при незначительном притоке воды.

**Специальные способы проходки стволов** применяют при неустойчивых и сильноводоносных породах, а также крепких породах, но с большим притоком воды, удаление которой из забоя обычными средствами водоотлива невозможно.

Проходка ствола включает три основных вида работ — выемку породы, возведение постоянной крепи и армирование ствола.

В зависимости от организации работ по выемке породы и способа крепления применяют следующие основные схемы проходки стволов: последовательную, параллельную и совмещенную.

При **последовательной схеме проходки** весь ствол разбивается на участки-звенья, высота которых зависит от вида крепи (рис. 4.22, а). В каждом звене (начиная с верхнего) производят вначале выемку породы, а затем снизу вверх возводят постоянную крепь на полную высоту звена.

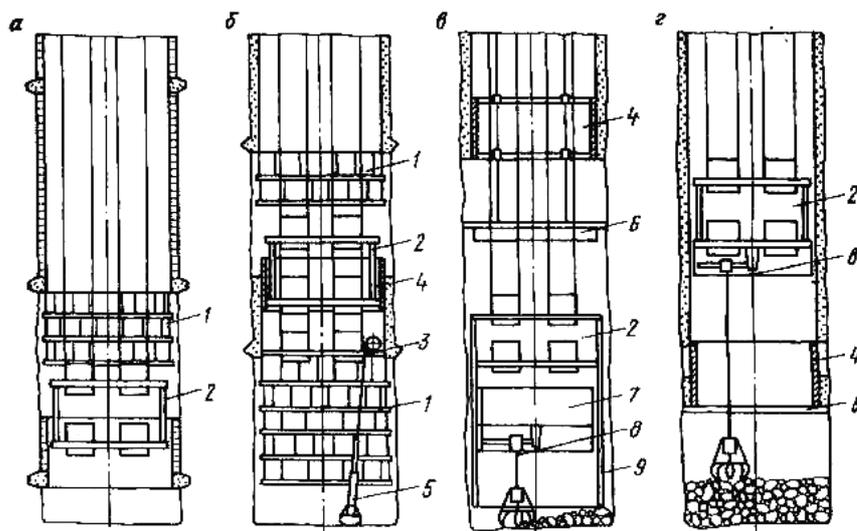


Рис. 4.22. Схемы проходки стволов: 1 — временная крепь; 2 — проходческий подвесной полком; 3 — натяжной предохранительный полком; 4 — секционная опалубка; 5 — пневмогрузчик; 6 — опорный поддон опалубки; 7 — подвесной полком погрузочной машины; 8 — погрузочная машина; 9 — щит-оболочка

При этом в зависимости от горно-геологических условий и вида постоянной крепи временную крепь демонтируют или оставляют. Для удобства последующей проходки горную массу от последнего взрыва не убирают и опорный венец сооружают на уровне поверхности отбитой породы.

Закончив крепление звена, приступают к выемке породы в следующем звене. Последовательная схема не обеспечивает высокой скорости проходки и в настоящее время применяется в основном при проходке устья ствола.

При **параллельной схеме** (рис. 4.22, б) работы по выемке породы и возведению постоянной крепи совмещают во времени и ведут в двух смежных звеньях. В нижнем звене, отделяемом от верхнего прочным предохранительным полком, ведут работы по выемке породы и возведению временной крепи. В верхнем звене снизу вверх с подвесного проходческого полка возводят постоянную крепь.

Средняя скорость проходки по этой схеме в 1,5—1,8 раза выше, чем при последовательной. Ее применяют главным образом при проходке стволов большого диаметра и значительной глубины.

При параллельной схеме скорость проходки может быть увеличена, если вместо временной крепи применить металлический щит-оболочку (рис. 4.22, в). Секционная опалубка и ее опорный поддон имеют независимые канатные подвески, что упрощает их установку при бетонировании очередной секции ствола. Канаты опорного поддона фиксируются в направляющих втулках опалубки. Поэтому при спуске опорный поддон центрируется по опалубке, а после его установки и раскрепления по нему центрируется опалубка. При такой схеме достигнуты самые высокие скорости проходки стволов (в Донбассе до 400 м/мес). Проходка с использованием щита-оболочки возможна только в относительно устойчивых породах.

В **совмещенной схеме** (рис. 4.22, г) крепь (подвесная, тубинговая или из монолитного бетона) устанавливается вслед за выемкой породы.

При возведении бетонной крепи опорный поддон опалубки устанавливают на высоте 1,5—2 м от забоя и работы ведут одновременно как в забое, так и на опалубке. Работы по возведению крепи упрощаются, если опалубку устанавливать на выровненную взорванную массу. В этом случае необходимость в поддоне отпадает. Уборку породы начинают из центральной части забоя после укладки быстротвердеющей бетонной смеси по всему периметру ствола на высоту около 1 м. Эта схема в настоящее время широко применяется, так как она обеспечивает довольно высокую среднюю скорость проходки (90—120 м/мес) и безопасность работ при простом оснащении ствола.

Стволы круглой формы поперечного сечения обычно армируют только после их проходки и возведения постоянной крепи на полную глубину. При креплении стволов деревянной подвесной крепью их армируют одновременно с возведением постоянной крепи; при венцовой крепи прогоны и расстрелы устанавливают при возведении крепи, навеску же проводников и устройство лестничных отделений производят по окончании крепления всего ствола.

**Проходка стволов обычным способом.** В обычных условиях стволы проходят с применением буровзрывных работ. При этом выполняются те же операции проходческого цикла, что и при проведении горизонтальных выработок в породах средней крепости и крепких. Особенности заключаются в том, что проходку ведут сверху вниз в вертикальной выработке. Поэтому изменяются условия выполнения работ по бурению, погрузке и транспортированию породы, а также водоотливу и креплению выработки.

Шпуров при проходке стволов бурят ручными перфораторами и бурильными установками. Число перфораторов на забой определяют исходя из площади поперечного сечения ствола и площади, приходящейся на один перфоратор (1,5—3 м<sup>2</sup>), или из объема буровых работ и времени, отведенного на бурение. Число шпуров на забой устанавливается так же, как и в горизонтальной выработке. На практике в среднем принимают 1,5—2 шпура на 1 м<sup>2</sup> площади забоя. Глубина шпуров обычно составляет от 1,5 до 4,5 м.

Типы врубов и схемы расположения шпуров в стволах с прямоугольной формой поперечного сечения почти аналогичны горизонтальным выработкам.

В стволах с круглой формой поперечного сечения шпуров располагают по концентрическим окружностям, описанным из центра ствола. Расстояние между окружностями 0,6—1,1 м. При шпурах нормального диаметра число шпуров, размещаемых на окружностях, относятся между собой как 1:2:3:4 и т. д. Шпуров бурят обычно, после полной уборки взорванной горной массы и разметки шпуров в забое. Разметка шпуров производится с помощью центрального отвеса и шаблона, называемого подвижным радиусом.

Для более полной механизации бурения шпуров применяют бурильные установки БУКХМм, БУКС-5м и СМБУ-4м.

Установка БУКС-1м оборудована четырьмя бурильными машинами, установленными на вертикальной центральной колонне, которая подвешивается к тельферу на кольцевом монорельсе. В рабочем положении центральная колонна установки распирается между тельфером и забоем ствола.

Бурильные машины установки СМБУ-4м укреплены на манипуляторах, которые в свою очередь устанавливают на центральной колонне, фиксируемой в центре ствола с помощью трех канатов, прикрепленных к опалубке или анкера в стенках ствола.

Сжатый воздух к забою ствола подается по стальным трубам, которые подвешивают в стволе на двух канатах диаметром 20—25 мм с помощью тихоходных лебедок грузоподъемностью по 10—15 т. На конце воздухопровода устанавливают воздухораспределитель, к штуцерам которого присоединяют резиновые шланги, подающие воздух к перфораторам. Перед заряданием шпуров шланги отсоединяют от перфораторов и поднимают на безопасную высоту. Буровое оборудование также поднимают наверх.

После ухода из забоя ствола проходчиков, не имеющих отношения к взрывным работам, производят спуск ВМ. Шпуров заряжают взрывники, а также проходчики, имеющие Единую книжку взрывника. Взрывание шпуров осуществляют с поверхности электрическим способом. Врубные шпуров взрывают электродетонаторами мгновенного действия, а вспомогательные и отбойные электродетонаторами замедленного или короткозамедленного действия.

Проветривание забоя ведут обычно с помощью вентиляторов, нагнетающих свежий воздух в забой по трубам. Вентиляционные трубы подвешивают на канатах тихоходных лебедок.

После проветривания забоя производят осмотр ствола и проходческого оборудования, медленно спускаясь в проходческой бадье. Заброшенные взрывом куски породы удаляют с временной крепи и оборудования, а поврежденную крепь исправляют. Одновременно с этим запускается в работу водоотливной насос.

Погрузка породы при проходке стволов наиболее трудоемка и занимает 50—75 % продолжительности проходческого цикла. В настоящее время она полностью механизирована. Для погрузки породы используют легкие грейферные грузчики (КС-3 и др.) массой до 1000 кг и специальные комплексы оборудования массой до 44 т. Легкие грейферные пневмопогрузчики применяют при проходке стволов диаметром 4,5 — 5,5 м и глубиной до 300 м.

Пневмопогрузчик КС-3 подвешивают к канату управляемой дистанционно пневматической лебедки, расположенной на предохранительном полке. Этой лебедкой производят подъем грузчика на безопасную высоту перед взрывными работами и опускание в забой для работы.

Цикл работы пневмопогрузчика: захват породы грейфером, подъем грейфера пневмоподъемником на высоту бадьи, разгрузка породы в бадью. Вождение пневмопогрузчика по забою производят с помощью водила два-три проходчика. Площадь забоя, приходящаяся на один пневмопогрузчик, составляет 11—20 м<sup>2</sup>. При работе в забое двух пневмопогрузчиков погрузка породы ведется в одну или две бадьи. Пневмопогрузчик КС-3 имеет следующую техническую характеристику.

Вместимость грейфера, м <sup>3</sup>	0,22
Масса пневмопогрузчика, кг	847
Высота пневмопогрузчика с пневмоподъемником, мм:	
максимальная	6910
минимальная	4410
Диаметр грейфера, мм:	
раскрытого	1670
закрытого	1124
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,7
Расход сжатого воздуха, м <sup>3</sup> /мин	3,25
Продолжительность цикла черпания (практическая), с	40
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	15

В стволах большого диаметра применяют ствольные погрузочные установки КС-2У/40 и КС-1МА.

Погрузочная установка КС-2У/40 состоит из шестилопастного грейфера вместимостью 0,65 м<sup>3</sup>, подвешенного к тельферу. Тельфер с помощью лебедки перемещается по раме, которая поворачивается относительно центральной опоры с помощью пневмотележки, установленной на кольцевом монорельсе. Вся установка крепится к подвесному полку. Благодаря радиальному перемещению тельфера по раме и круговому движению рамы грейфер можно установить в любой зоне забоя ствола. Управление грейфером осуществляется из кабины управления.

На погрузочной установке КС-1МА установлен грейфер вместимостью 1,25 м<sup>3</sup>.

При небольших притоках воды она откачивается подвесными пневматическими насосами в бадью и выдается на поверхность вместе с породой. Для откачки большего количества воды используются специально сконструированные для проходки стволов электрические подвесные центробежные насосы. Во время откачки воды насос находится на высоте 5—6 м от забоя. Перед взрыванием шпуров насос поднимают на безопасную высоту (25—30 м).

Забой ствола освещают люстрами с лампами накаливания, которые подвешивают над забоем с помощью ручных лебедок, устанавливаемых на предохранительном полке. Перед взрыванием шпуров люстры поднимают на безопасную высоту.

В забой и из забоя людей доставляют в бадьях. При неисправности подъема или отсутствии электроэнергии для подъема людей из забоя на поверхность применяют подвесные металлические спасательные лестницы, подвешенные на канате к специальным лебедкам с независимым источником питания.

Порядок возведения постоянной крепи определяется видом крепи и способом проходки. Приготовление бетонной смеси производят на бетонных заводах или приствольных

бетоносмесительных установках. Готовую смесь подают к забою ствола по металлическим трубам диаметром 150—170 мм, которые подвешивают на канатах или крепят к ранее установленной крепи. К нижнему концу трубы через гаситель скорости подсоединяют гибкий бетонопровод для подачи бетона за опалубку. При сооружении вспомогательных стволов применяют набрызг-бетонную крепь в сочетании с металлической сеткой и анкерной крепью.

Работы по проходке ствола выполняют по заранее разработанным графикам цикличности. Продолжительность цикла принимается равной 24, 12 или 6 ч. На рис. 4.23 показан график организации работ по проходке ствола на два цикла в сутки (при параллельной схеме проходки ствола).

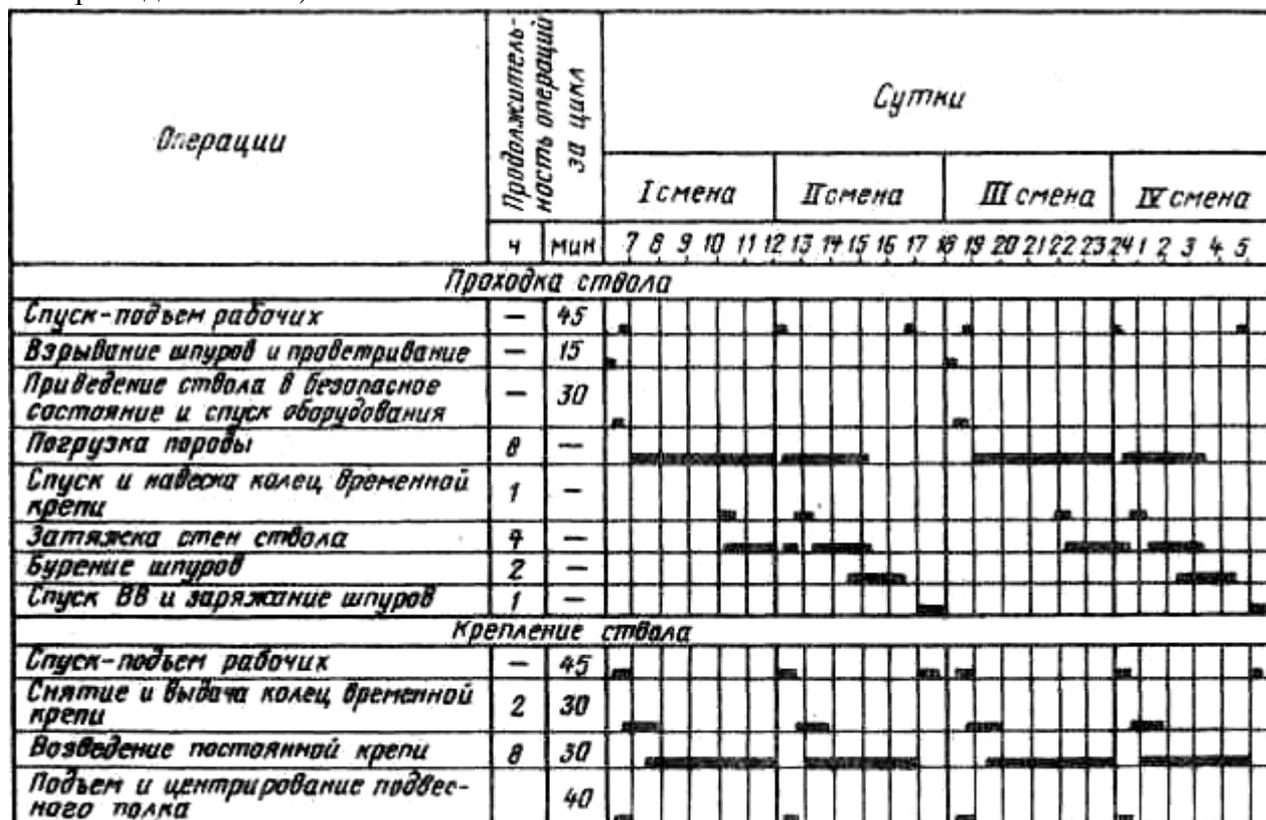


Рис. 4.23. График организации работ при параллельной схеме проходки ствола на два цикла в сутки

Проходку стволов ведут комплексные проходческие бригады, состав которых рассчитывают исходя из объема проходческих работ, норм выработки и длительности цикла. Ниже описана организация работ при проходке ствола шахты № 17-бис в Донбассе.

Проходческая бригада в составе 75 человек проходила вентиляционный ствол шахты диаметром в свету 5,5 м. Пересекаемые породы — сланцы и песчаники. Бригада состояла из шести звеньев, бригадира и двух механиков, обслуживавших проходческое оборудование. Четыре звена по 9 чел. работали по 6 ч на выемке породы и возведении бетонной крепи, в том числе один - на погрузке породы, пять — на возведении крепи, два — на полке. Два звена по 18 чел. в каждом работали по вызову. Они бурили и заряжали шпуры, вели работы по разборке и зачистке забоя, а также наращивали ставы труб. Шпуры глубиной 5 м и диаметром 55 мм бурили перфораторами ПР-24л и заряжали патронами скального аммонита № 1 диаметром 45 мм с забойкой из гранулированного шлака. Взрывание шпуров — последовательное в четыре серии с использованием детонаторов короткозамедленного действия.

Породу убирали за 3—3,5 ч погрузочной машиной КС-1м-1,25 с использованием саморазгружающихся бадей вместимостью по 4,5 м<sup>3</sup>. Бадьи без перецепок выдавали на поверхность двумя одноконцевыми подъемниками. Работы вели по скользящему графику цикличности, предусматривавшему одновременное ведение работ по выемке породы и возведению крепи. Бетон спускали по двум ставам труб диаметром 150 мм с быстроразъемными соединениями. Сжатый воздух подавали по облегченным полиэтиленовым трубам диаметром 150 мм.

Средняя скорость проходки составила 13,37 м/сут. Сменная производительность труда проходчика равнялась 4,95 м<sup>3</sup>.

## Углубка ствола.

Проходку ствола ведут с земной поверхности, а углубку начинают с промежуточного горизонта без прекращения подъема полезного ископаемого в верхней части ствола.

Углубку стволов осуществляют в направлении сверху вниз или снизу вверх.

При углубке ствола сверху вниз на полное сечение порода выдается непосредственно на поверхность по углубочному отделению или на промежуточный горизонт (рабочий, вентиляционный, углубочный) с последующей перегрузкой и подъемом ее на поверхность по действующим стволам.

Поскольку в действующей части ствола работа подъема не прекращается, для обеспечения безопасных условий работы углубляемая часть ствола ограждается от действующей предохранительным сооружением: защитным породным целиком или защитным (предохранительным) полком.

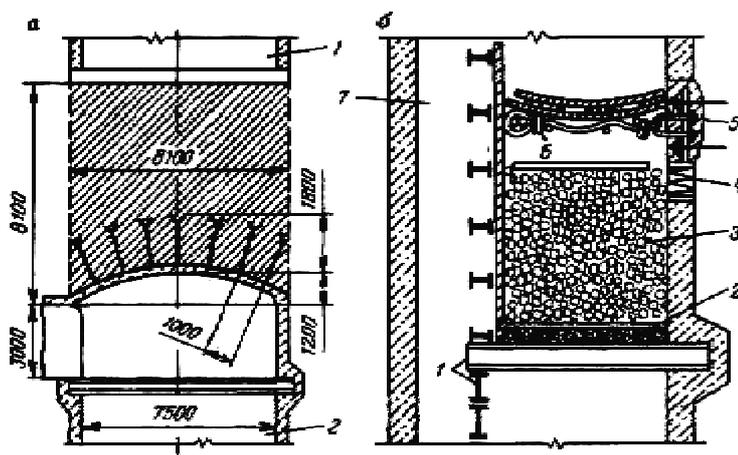


Рис. 4.24. Защитный породный целик (а) и защитный полком (б) при углубке стволов

**Защитный породный целик** (рис. 4.24, а) между действующей 1 и углубляемой 2 частями ствола оставляют в тех случаях, когда породы имеют достаточную крепость ( $f > 8-10$ ). Во избежание отслаивания породы нижнюю часть целика крепят. При необходимости в нем сооружают углубочный ходок.

При менее устойчивых породах в стволе сооружают **защитный полком**. На рис. 4.24, б показана одна из конструкций защитного полка. Он состоит из нескольких рядов металлических двутавровых балок 1, перекрытых деревянными брусьями 2 и металлическим листом толщиной 5—10 мм, на которые укладывают толстый слой сыпучего материала 3. В верхней части полка сооружают сеть из стальных канатов 6, которые закрепляют в опорном кольце 5, расположенном на амортизаторах 4. Если нет необходимости в оставлении углубочного ходка 7, полком перекрывает всю площадь поперечного сечения ствола.

При углубке ствола сверху вниз на горизонте околоствольного двора или углубочном горизонте проводят ряд выработок для размещения подъемных машин и другого проходческого оборудования. Под целиком расширяют ствол до нормальных размеров и углубляют его на 5—7 м. Затем возводят опорный венец и постоянную крепь.

На уровне опорного венца сооружают полком из двутавровых балок, на котором размещают грузовые лебедки для подвески проходческого оборудования. Проходческие операции при углубке такие же, как и при обычной проходке ствола.

Разборку породного целика производят сверху вниз после окончания углубки ствола, рассечки околоствольного двора нового горизонта и установки армировки. Перед началом разборки породного целика ствол шахты на расстоянии 1—1,5 м ниже предохранительного целика перекрывают прочным полком. Взорванную породу с предохранительного полка грузят в бадью и поднимают до разгрузочного станка. После выемки всего целика заканчивают крепление и армирование ствола.

В последние годы освоен прогрессивный способ **углубки стволов с помощью взрывания глубоких скважин** на предварительно пройденный восстающий или скважину большого диаметра (рис. 4.25). Необходимым условием его применения является доступ к углубляемому участку ствола на верхнем и нижнем горизонтах. Компенсационный восстающий 1 проходится с помощью проходческого комплекса типа КПВ или комбайна 2КВ. С верхнего и нижнего горизонтов, а также из круговых рассечек 2 около восстающего станком НКР-100М бурят скважины 3 глубиной 30—40

м. Глубина скважин и длина взрываемой секции зависят от физико-механических свойств пород и горнотехнических условий углубки. Разрушенная горная масса 4 убирается погрузочными машинами на нижнем горизонте.

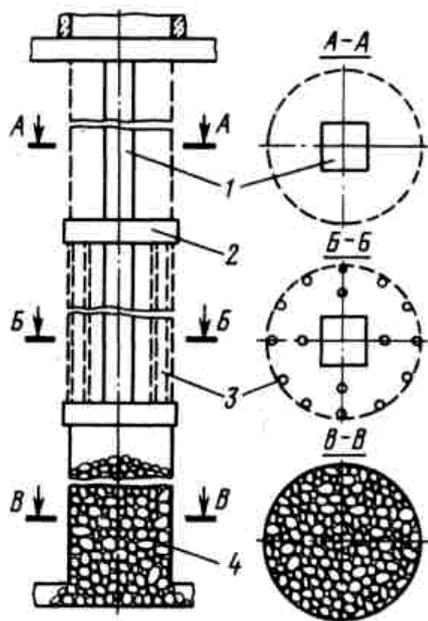


Рис. 4.25. Схема углубки ствола с помощью секционного взрывания глубоких скважин на компенсационный восстающий

Применение описанной технологии позволило в рудоуправлении им. Дзержинского (Кривбасс) повысить средние темпы углубки стволов в три раза. На горнорудных предприятиях Минчермета СССР около 90 % углубляемых стволов пройдено с применением комбайна 2КВ для бурения восстающих с последующим их расширением секциями высотой до 40 м путем взрывания глубоких скважин, пробуренных по контуру ствола. Создание станков для бурения направленных скважин небольшого диаметра (60—80 мм) может существенно повысить эффективность этой технологии углубки стволов.

### Специальные способы проходки стволов.

В связи с вовлечением в разработку месторождений со сложными горно-геологическими условиями возрастают объемы специальных способов проходки шахтных стволов. Наиболее распространенными из них являются проходка с предварительным закреплением пород (тампонаж) и предварительным замораживанием.

Проходка стволов с **предварительным замораживанием** — более универсальный способ, так как она может применяться в породах разной структуры и крепости.

Наиболее освоено **рассольное замораживание**. Сущность его состоит в следующем. В водоносных породах вокруг места расположения будущего ствола пробуривают скважины глубиной на 5—10 м больше глубины ствола. В скважины опускают замораживающие колонки из герметически закрытых снизу металлических труб диаметром 100—175 мм. В колонки помещают две трубы диаметром 25—50 мм, открытые снизу: подающую и отводящую.

В замораживающие колонки под давлением нагнетают по подающим трубам охлажденный до температуры  $-(25\div 35)^{\circ}\text{C}$  раствор хлорида кальция ( $\text{CaCl}_2$ ) или хлорида магния ( $\text{MgCl}_2$ ), который, двигаясь по колонке к отводящей трубе, отдает холод окружающим породам. В результате этого вокруг каждой скважины вода в трещинах и породах замерзает и образуются ледопородные цилиндры, которые с течением времени соединяются друг с другом, образуя сплошной цилиндр вокруг ствола. Внутри такого цилиндра и проходят ствол.

Скважины располагают так, чтобы ледопородный цилиндр находился за пределами поперечного сечения ствола в проходке. Расстояние между скважинами по окружности принимают равным 1—1,1 м в крепких породах и 0,8—0,9 м в слабых.

Рассол охлаждается на замораживающей станции и подается в замораживающие колонки насосом. Процесс замораживания контролируют посредством измерения температуры подаваемого и отводимого рассола, а также измерения температуры в специальных контрольных скважинах, пробуриваемых в площади поперечного сечения ствола и за ее пределами. Время образования ледопородного цилиндра 30—40 сут. Питание замораживающих скважин охлаждающим раствором ведут до окончания проходки и крепления ствола.

Породу при проходке ствола вынимают с помощью отбойных молотков или буровзрывных работ. Шпурсы применяют короткие с небольшими зарядами ВВ. В качестве постоянной крепи используют обычно бетон и металлическую (тюбинговую) крепь.

После проходки и крепления ствола производят оттаивание ледопородного цилиндра, подавая в замораживающие колонки подогретый рассол с температурой на 25 — 30° С выше естественной температуры оттаиваемых пород. Скважины после извлечения замораживающих колонок заполняют глинистым или песчаноглинистым раствором для предупреждения обрушения пород. Средняя скорость проходки стволов способом замораживания пород составляет около 30 м/мес.

Ускорить процесс замораживания пород можно применением вместо замораживающих рассолов сжиженных газов. С применением жидкого азота сооружены некоторые участки стволов на шахтах ПО «Лисичанскуголь».

Основной недостаток способа замораживания — временный характер укрепления пород, что приводит к необходимости сооружения устойчивой водонепроницаемой крепи шахтного ствола. Этот недостаток устраняется при предварительном закреплении горных пород способом тампонажа.

При *проходке стволов с тампонируванием пород* поры, пустоты и трещины в окружающих ствол горных породах заполняются путем нагнетания в них под большим давлением по специальным скважинам различных вязущих веществ. Через некоторое время после нагнетания вязущие вещества затвердевают и породы становятся водонепроницаемыми.

В качестве вязущих и закрепляющих веществ применяют цементный и глинистый растворы, битум, твердеющие жидкие составы на основе синтетических смол, жидкого стекла, полиакриламида.

Тампонирувание с поверхности земли производят при неглубоком залегании и значительной мощности водоносных пород, из забоя ствола — при залегании водоносных пород на большой глубине или наличии нескольких водоносных горизонтов небольшой мощности, чередующихся с мощными пластами водонепроницаемых пород.

При тампонирувании с поверхности работы начинают с бурения скважин станками вращательного действия и турбобурами. Диаметр скважин 76—300 мм. Скважины располагают вокруг ствола по окружности, диаметр которой на 2—4 м больше диаметра ствола в черне. Расстояние между скважинами 2—3 м. Устья скважин оборудуют для нагнетания раствора и тампонируют отдельными участками в нисходящем или восходящем порядке.

При тампонирувании в нисходящем порядке работы по бурению, скважин и подаче тампонажного раствора чередуются. Когда скважина пробурена на глубину 8—15 м, бурение прекращают и производят нагнетание в нее тампонажного раствора. После затвердевания раствора вновь приступают к бурению скважины на глубину, а затем к тампонируванию. Такое чередование ведут до тех пор, пока скважина не будет пробурена и затампонирувана на всю ее глубину.

При тампонирувании в восходящем порядке скважины бурят сразу на проектную глубину и производят тампонирувание участками снизу вверх. Тампонажный раствор нагнетается под давлением 0,7—5 МПа до полного насыщения им пород.

Раствор обычно подается теми же насосами, которыми пользуются для промывки скважин при бурении.

Тампонирувание пород из забоя ствола ведут зонами высотой 12—20 м в нисходящем порядке.

Перед началом бурения скважин в забое ствола сооружают бетонные тампонажные подушки для предотвращения выхода раствора в забой ствола при нагнетании. В качестве подушки иногда оставляют слой ранее затампонируванной породы. В подушке монтируют направляющие трубы длиной не менее 1,5—2 м, через которые производят бурение скважин.

Устья скважин располагают на окружности, диаметр которой на 1—1,5 м меньше диаметра ствола в свету. Расстояние между скважинами диаметром 40--52 мм составляет 1—1,6 м. Забои скважин располагают на окружности диаметром на 1,5—1,7 м больше диаметра ствола в проходке.

Цементацию пород применяют при проходке стволов по крепким мелкотрещиноватым породам при притоке воды в забой более 10 м<sup>3</sup>/ч. Цемент берется марки не

ниже 300. Для тампонирувания пород с большими трещинами и пустотами в целях экономии дорогостоящего цемента применяют глинистые или глиноцементные растворы. При проходке стволов по трещиноватым породам с большой скоростью фильтрации воды по трещинам применяют битумизацию пород, подавая в скважины расплавленный битум.

Легкопроницаемые породы (пески, галечник и т. п.) следует тампонировать химическими закрепителями.

После тампонирувания пород приступают к проходке ствола обычным способом, возводя постоянную крепь звеньями высотой при битумизации 3—5 м, при цементации и глинизации 10—20 м.

### **Проходка вертикальных стволов бурением.**

Способ проходки шахтных стволов бурением является перспективным направлением в шахтном строительстве. Он позволяет вести проходку в породах любой крепости со скоростью, в 4—6 раз превышающей скорость проходки обычными методами. Стволы, пройденные бурением, имеют правильную форму, ровную поверхность стенок, не нарушенных воздействием взрывных работ. Благодаря этому они лучше противостоят горному давлению при уменьшенных затратах на их крепление.

По способу подачи бурового исполнительного органа на забой различают два типа буровых установок: штанговые и бесштанговые. У оборудования штангового типа привод вращения находится на поверхности и передача осевого напорного усилия на забой и вращение буровой головки осуществляются через буровые штанги. При бесштанговом бурении установка целиком находится в забое: вращение бурового инструмента производится приводом, установленным на раме агрегата, а подача — гидравлическим напорным механизмом. Установки этого типа удерживаются в стволе с помощью распорных щитов. С их помощью осуществляется также перемещение установки по стволу.

При наличии нижележащего горизонта обычно проходят передовую скважину, которую расширяют до проектных контуров ствола в одну или несколько стадий специальным расширителем.

Буровая установка УЗТМ предназначена для бурения стволов в две или три фазы. На первой фазе бурится направляющая скважина диаметром 1200 мм на полную глубину ствола, на второй скважина расширяется до проектного диаметра, равного 6200 мм. При бурении по крепким породам предусматривается промежуточная фаза — расширение передовой скважины до диаметра 3600 мм. Установка состоит из буровой вышки, постаменты, бурового агрегата, спуско-подъемного оборудования и глинохозьяства. Установку монтируют над предварительно пройденным и закрепленным постоянной крепью устьем ствола.

Буровая вышка предназначена для спуска бурового оборудования с буровой колонной и рабочим инструментом. Вышка имеет два консольных поворотных крана для сборки и разборки буровой колонны, а также сборки секций постоянной крепи ствола.

Рабочий инструмент состоит из долота шарошечного типа для бурения передовой скважины и двух расширителей для расширения передовой скважины до диаметра 3,6 и 6,2 м.

Буровую установку обслуживает бригада в составе машиниста, его помощника и трех рабочих.

При бурении ствол заполняют до поверхности земли глинистым раствором плотностью 1,2—1,25 т/м<sup>3</sup>. В забое глинистый раствор, смешиваясь с разрушенной породой, образует пульпу, которую откачивают на поверхность в отстойник. Глинистый раствор также выполняет роль временной крепи, оказывая давление на стенки ствола и предохраняя их от обрушения.

После окончания бурения ствола и подъема буровой колонны на поверхность производят крепление ствола водонепроницаемой постоянной крепью — тюбингами, металлическими или железобетонными кольцами. Для сборки крепи в стороне от ствола устанавливают железобетонное или металлическое днище на специальной платформе. На днище собирают четыре-пять колец крепи. Затем звено крепи надвигается на ствол, приподнимается и после удаления платформы в сторону опускается в ствол, заполненный глинистым раствором. Погружение крепи в ствол происходит по мере наращивания ее стенок секциями по четыре кольца. После погружения крепи на всю глубину ствола производят тампонирувание кольцевого пространства между стенками ствола и цилиндром постоянной крепи.

Фирма «Вирт» (ФРГ) выпускает серию бесштанговых буровых установок с электрогидравлическим и роторным гидравлическим приводами, предназначенных для бурения стволов с выдачей породы на нижележащий горизонт через передовую скважину диаметром 1,2—1,8 м. Диаметр ствола 4,5—8,5 м, глубина бурения 600—1000 м. Правильность положения бурового инструмента контролируют с помощью лазерного луча. Управление машиной осуществляется дистанционно с пульта, расположенного на поверхности. Созданы буровые комбайны для бурения стволов на полное сечение без проходки передовой выработки.

Оригинальный буровой агрегат для бесштангового бурения стволов на полное сечение без передовой скважины разработан фирмой «Маннесман Демаг» (ФРГ). В нем режущий инструмент с плоской головкой установлен под углом 40° к горизонтали, в результате чего забой ствола имеет наклонное положение. Буровая мелочь по наклонной плоскости сползает в нижнюю часть забоя и попадает в ковши, установленные внутри буровой головки. Проходя через верхнюю часть забоя, ковши разгружаются в ковшовый элеватор, закрепленный на агрегате. Из него порода попадает в скипы и выдается на поверхность. Благодаря наклонному положению буровой головки сечение ствола имеет эллиптическую форму. Диаметр буровой головки 6—10 м. Установка предназначена для проходки стволов глубиной до 1000 м.

#### 4.7. Рассечка околоствольного двора и проведение камер

*Рассечкой околоствольного двора* называют горные работы при сооружении сопряжения ствола с околоствольным двором. Ширину околоствольного двора в сопряжении принимают при стволах с прямоугольной формой поперечного сечения равной длинной стороне ствола, а при круглой форме — его диаметру. Максимальную высоту сопряжения принимают исходя из условия удобства разгрузки длинномерных материалов (рельсов, балок, труб, леса и т. д.). При бетонном сводчатом перекрытии она составляет от 4,5 до 6 м. Высота сопряжения на расстоянии 6—12 м постепенно уменьшается до нормальных размеров горизонтальной выработки.

Околоствольные дворы на протяжении не менее 10 м от места сопряжения со стволом крепят огнестойкой крепью из соображений противопожарной защиты. Сопряжение ствола с околоствольным двором бывает одностороннее и двустороннее. Способ рассечки околоствольного двора выбирают в зависимости от крепости и устойчивости пород, формы поперечного сечения ствола и материала крепи.

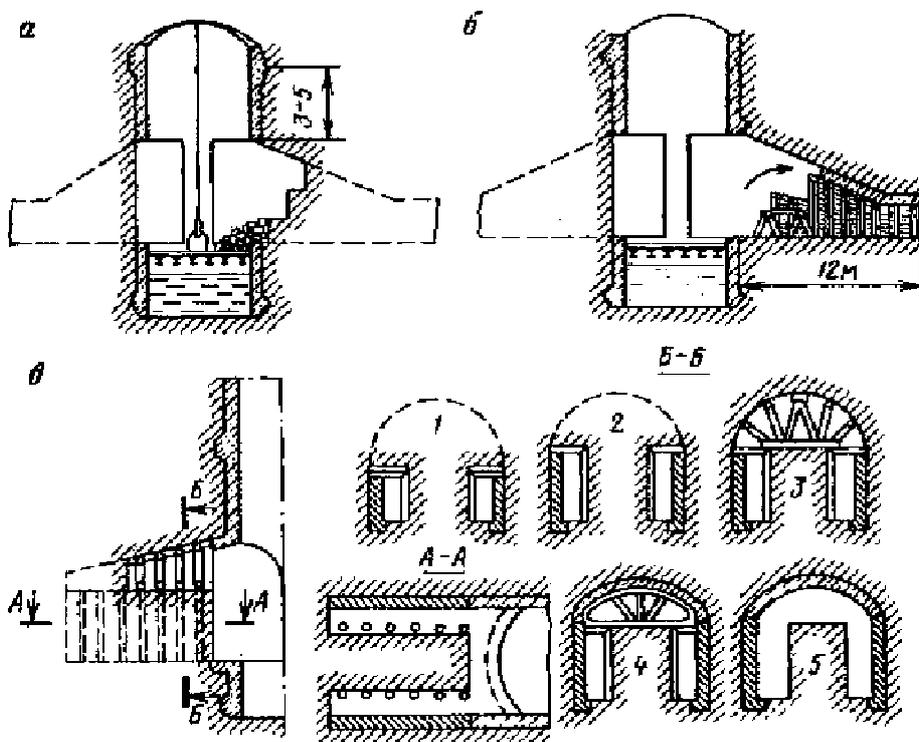


Рис. 4.26. Схемы рассечки околоствольного двора в устойчивых (а, б) и неустойчивых (в) породах

В устойчивых породах при возведении крепи в стволе на участке сопряжения с околоствольным двором породы оставляют незакрепленными. Зумпф ствола перекрывают полком. В незакрепленной части ствола бурят короткие шпурсы и взрывают породу небольшими зарядами.

В зависимости от высоты сопряжения забой делят на два или три уступа (рис. 4.26, *а*) и крепят временной крепью. Верхние уступы опережают нижние на 1—1,5 м. Пройдя 12—15 м, забой останавливают и возводят постоянную крепь в направлении от забоя к стволу (рис. 4.26, *б*). Затем аналогично осуществляют рассечку с противоположной стороны.

В нарушенных или неустойчивых породах рассечку окоlostвольного двора производят независимыми забоями. Для этого на всю длину сопряжения проводят две боковые выработки шириной по 1,5—1,8 м и высотой 2 м (рис. 4.26, *в*). Внешнюю сторону каждой выработки крепят постоянной бетонной крепью, а кровлю и внутреннюю сторону — временной крепью. После выемки, первого слоя вынимают второй слой, наращивают бетонные стенки крепи, затем разделяют и бетонируют свод.

Оставшийся в центре целик породы выбирают после возведения крепи по всему контуру выработки и схватывания бетона.

Камеры окоlostвольного двора с площадью поперечного сечения до 15 м<sup>2</sup> проходят как горизонтальные выработки, с большей площадью — сложным забоем с разделением его на два или три горизонтальных уступа или независимыми забоями. Дозаторные камеры и бункера обычно вначале проходят как восстающие, которые затем расширяют в направлении сверху вниз до размеров проектного сечения камер и крепят бетоном.

## 5. РАЗРАБОТКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

### 5.1. Порядок выемки и размеры шахтных полей и этажей

*Шахтное поле* — месторождение или его часть, отводимая шахте для разработки. Запасы руды, сосредоточенные в пределах шахтного поля, по экономическим соображениям должны обеспечивать срок службы шахты в течение 10—50 лет. Чем выше годовая производственная мощность шахты, тем дольше она должна служить. Поэтому размеры шахтного поля определяются запасами месторождения и производственной мощностью шахты, а также физико-механическими свойствами пород и элементами залегания рудного тела. Так, значительная мощность рудного тела, неустойчивость вмещающих пород, невысокая производственная мощность предприятия ведут к уменьшению размеров шахтного поля.

Увеличение размеров шахтных полей позволяет уменьшить затраты на проходку и оборудование шахтных стволов и надшахтных сооружений, приходящиеся на 1 т запасов, но в то же время оно сопряжено с ростом затрат на подземный транспорт, проветривание и ремонт выработок. Поэтому в каждом конкретном случае размеры шахтных полей должны определяться технико-экономическим расчетом. На рудных шахтах длина шахтного поля обычно составляет 1—4 км, а на соляных она достигает 8 км.

Кроме главного ствола (штольни) при разработке необходимо иметь вспомогательный ствол (штольню). При значительной производственной мощности шахты или наличии в одном шахтном поле нескольких рудных тел проходят несколько главных и вспомогательных стволов.

Если главный и вспомогательный стволы располагаются вблизи центра шахтного поля на расстоянии 30—100 м один от другого, такое расположение стволов называется *центральный* в отличие от *диагонального* (флангового), при котором стволы размещаются на флангах шахтного поля. К последнему относят и тот случай, когда главный ствол проходится вблизи центра шахтного поля, а вспомогательные располагаются на флангах. Диагональное расположение стволов обеспечивает лучшие условия проветривания и большую безопасность для выхода людей из шахты на поверхность при авариях, поэтому при разработке рудных месторождений его применяют чаще, несмотря на некоторые присущие ему недостатки (разобценность поверхностных сооружений, увеличение времени на вскрытие месторождения).

При крутом залегании месторождения шахтное поле по падению обычно разбивают на несколько этажей, а при пологом — на прямоугольные участки (панели). Размеры этажа характеризуются длиной, совпадающей с длиной шахтного поля, и высотой.

Высоту этажа измеряют обычно по вертикали. При наклонном залегании рудного тела высоту этажа принимают в плоскости пласта (наклонная высота этажа).

В практике высота этажа обычно составляет 60—80 м, отклоняясь в отдельных случаях в большую или меньшую сторону. С увеличением высоты этажа уменьшаются затраты на подготовительные работы, проведение и оборудование околоствольных выработок, снижаются потери руды в междуэтажных целиках и потолочинах. Однако при этом осложняется подготовка и очистная выемка (сложнее доставка материалов и оборудования, проходка и ремонт восстающих, передвижение людей).

Обычно в очистной выемке находится одновременно один этаж. Порядок отработки этажей — н и с х о д я щ и й .

Этаж по простиранию разбивают на выемочные участки — *блоки*. По высоте размер блока совпадает с высотой этажа, по простиранию блок ограничивают восстающие или условные вертикальные плоскости.

Панели выемочными штреками делят на выемочные участки — *столбы*.

Относительно простирания различают наступающую и отступающую выемку. При *наступающей выемке* отработку блоков ведут от подъемного ствола к границам шахтного поля, при *отступающей* — в обратном направлении, от границ шахтного поля к подъемному стволу. Возможна также *комбинированная выемка*, когда блоки отрабатывают одновременно от ствола шахты и границ шахтного поля навстречу друг другу. Для некоторых систем разработки возможна одновременная выемка блоков по всей длине шахтного поля. В начальный период вскрытие, подготовка и очистная выемка выполняются последовательно, затем эти стадии разработки осуществляют параллельно.

Запасы руды в месторождении подразделяют на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

К **вскрытым запасам** относятся такие, которые подсечены квершлагом или штольной, к **подготовленным** — запасы руды в этаже после проведения в нем выработок основного горизонта и восстающих, разделяющих этаж на блоки.

После проведения в блоке всех подготовительных и нарезных выработок, необходимых для начала очистной выемки, запасы считаются **готовыми к выемке**.

Для бесперебойной эксплуатации рудника необходимо, чтобы работы по вскрытию опережали подготовку, а подготовка опережала очистную выемку. Величина подготовленных и готовых к выемке запасов устанавливается в зависимости от элементов залегания рудных тел и должна обеспечивать работу рудника в течение определенного времени: по подготовленным запасам — 8—36 мес; по готовым к выемке — 3—12 мес.

В дальнейшем при созданных резервах подготовленных и готовых к выемке запасов работу нужно организовать так, чтобы их величина сохранялась. Для этого необходимо, чтобы продолжительность вскрытия нижележащего этажа равнялась длительности подготовки вышележащего, а последняя соответствовала времени очистной выемки. Но фактически этаж может быть отработан быстрее вследствие увеличения производительности и меньших запасов руды на этаже по сравнению с предполагаемыми, подготовка же затянется из-за повышения притока воды, крепости пород и ряда других непредвиденных обстоятельств. Поэтому при планировании необходимо принимать время подготовки этажа  $t_{п}$  меньше длительности очистной выемки  $t_{о}$ , а длительность вскрытия  $t_{в}$  меньше времени подготовки.

Отношение  $t_{о}/t_{п}$  называют **коэффициентом опережения подготовки над очистной выемкой**, а отношение  $t_{в}/t_{в}$  — **коэффициентом опережения вскрытия над подготовкой**. Величина этих коэффициентов принимается равной от 1,1 до 1,5—2 в зависимости от степени разведанности месторождения и постоянства элементов его залегания. Для рудных тел с непостоянными элементами залегания и изменяющимися физико-механическими свойствами пород коэффициент опережения следует принимать больше, чем для месторождений с выдержанной мощностью и постоянной характеристикой пород.

## 5.2. Требования, предъявляемые к разработке месторождений

Основным требованием как при проектировании, так и при эксплуатации месторождения является **обеспечение безопасности разработки**, включая безопасность рабочего места от обрушения кусков породы, хорошее освещение, нормальный состав воздуха, безопасность передвижения по выработкам, исключение пожаров, затопления, обвалов и т. д.

Безопасность должна сочетаться с **экономичностью разработки**, под которой понимается добыча каждой тонны руды с наименьшими затратами. Выполнение этого условия возможно при достижении высокой производительности труда горнорабочих с минимальным расходом материалов и энергии. Высокая производительность труда обеспечивается только при широкой механизации и автоматизации производственных процессов.

К другим важным условиям разработки относятся **обеспечение полноты извлечения** полезного ископаемого и **заданной годовой производственной мощности** рудника.

**Потери руды.** Количественные эксплуатационные потери руды характеризуются коэффициентом потерь, который показывает отношение количества руды  $P_{л}$ , потерянной при добыче, к промышленным запасам руды  $P$ :

$$k_{п} = P_{л}/P.$$

**Коэффициент извлечения** показывает отношение количества извлеченной руды к промышленным запасам

$$k_{и} = P_{и}/P$$

Сумма коэффициентов потерь и извлечения равна единице.

**Качественные потери (разубоживание)** характеризуют снижение содержания металла в руде при ее добыче. **Коэффициент разубоживания** определяют по формуле

$$R = (p - q)/p$$

где  $p$  и  $q$  — соответственно содержание металла в промышленной руде месторождения и в рудной массе, %.

Разубоживание происходит в основном вследствие примешивания к руде в процессе

добычи пустых пород, иногда вследствие потерь части богатых руд. Процесс примешивания пустых пород к руде при их добыче называется *засорением*. *Коэффициент засорения* показывает долю пустых пород в рудной массе, т. е.

$$R_3 = \Pi / (P_{и.} + \Pi)$$

где  $\Pi$  — количество пустых пород, примешанных к руде;  $P_{и.}$  — количество чистой руды в рудной массе.

Практически пользоваться указанной формулой сложно, поэтому коэффициент засорения определяют косвенным путем по формуле

$$R_3 = (p-q)/(p-r)$$

где  $r$  — содержание металла в пустой породе, %.

Результат подсчета по последней формуле показывает также долю пустых пород в рудной массе. Коэффициент потерь в зависимости от физико-механической характеристики пород месторождения и системы разработки колеблется от 0,03 до 0,25; коэффициент засорения находится в пределах 0,05—0,3.

Если пустые породы не содержат металла, то коэффициент разубоживания численно будет равен коэффициенту засорения, поэтому иногда различий в понятиях «разубоживание» и «засорение» не делают.

Снижение потерь приводит к увеличению разубоживания (засорения), так как полнота отбойки полезного ископаемого неизбежно связана с примешиванием пустых пород. Допустимые потери должны устанавливаться с учетом ценности руды: чем она выше, тем меньше должны быть потери. Вопрос о допустимом коэффициенте разубоживания решается с учетом ценности руды, мощности рудного тела, характера вмещающих пород, а также трудоемкости переработки руды. Иногда бывает целесообразно пойти на увеличение потерь руды, чем допускать примешивание пустых пород, резко ухудшающее качество руды и осложняющее ее дальнейшую переработку.

**Годовая производственная мощность и срок существования рудника.** Один из распространенных способов определения годовой производственной мощности рудника по горным возможностям заключается в следующем. На основании практики разработки отдельных месторождений находят среднее годовое понижение горизонта очистной выемки по вертикали для всей рудной площади  $h$  (м). Эта величина зависит от мощности рудного тела, размеров шахтного поля, принятой системы разработки, числа этажей, находящихся в одновременной отработке, и некоторых других факторов. Практически она колеблется от 10 до 60 м. Приняв соответствующие значения коэффициента извлечения  $k_{и.}$  и коэффициента засорения  $R_3$  годовую производственную мощность рудника (т/год) ориентировочно устанавливают по формуле

$$A = h S r k_{и.} / (1 - R_3),$$

где  $S$  — рудная площадь месторождения, м<sup>2</sup>;  $r$  — плотность руды в массиве, т/м<sup>3</sup>.

Более точный результат дает расчет по числу действующих блоков.

Срок существования рудника  $T$  (лет) можно определить через годовую производственную мощность рудника и промышленные запасы в его шахтном поле  $P$  по формуле

$$T = P k_{и.} / [A(1 - R_3)]$$

С учетом разветвления и затухания работ срок существования рудника увеличивается на 3 — 5 лет.

В последней формуле выражение  $P k_{и.} (1 - R_3)$  показывает количество рудной массы, добытой за весь период эксплуатации рудника. Следует отметить, что годовая производственная мощность или срок существования рудника оказывают влияние на себестоимость добычи. Увеличение производственной мощности рудника (сокращение срока существования) приводит, с одной стороны, к росту капитальных затрат (на строительство шахтного ствола, надшахтных сооружений и др.), а с другой — к уменьшению эксплуатационных расходов (на водоотлив, вентиляцию и т. д.). Таким образом, для каждого месторождения можно установить **оптимальную производственную мощность** (срок существования) предприятия, обеспечивающую минимальную себестоимость 1 т добытой руды. Исходя из этого установлены **нормативные сроки** существования горнодобывающего предприятия.

В процессе разработки месторождения улучшают организацию труда, внедряют более производительные машины и механизмы, совершенствуют системы разработки, увеличивают годовую производственную мощность рудника. Поэтому при проектировании предприятия

необходимо предусматривать либо резервы роста производственной мощности рудника, либо возможность его реконструкции с увеличением пропускной способности подъема и транспорта.

### 5.3. Вскрытие месторождений

Кроме главных вскрывающих выработок (стволов и штолен) проходят квершлагги, штреки, вентиляционные шурфы, слепые шахтные стволы и другие выработки, служащие для вскрытия отдельных участков рудного тела и проветривания.

Способ вскрытия определяется типом главной вскрывающей выработки (штольня, шахтный ствол) и расположением ее относительно рудного тела.

На выбор способа вскрытия и места расположения главных вскрывающих выработок, помимо рельефа местности, элементов залегания и ряда других факторов большое влияние оказывает движение вмещающих пород вследствие выемки полезного ископаемого.

Вмещающие рудный массив горные породы после выемки полезного ископаемого начинают сдвигаться и обрушаться в образовавшиеся пустоты. Обрушение и сдвигание пород развиваются постепенно и при определенных условиях могут достигать поверхности. Глубина разработки, при которой сдвигание пород не достигает поверхности, зависит от отношения глубины залегания рудного тела к его мощности, которое должно составлять не менее 200.

В противном случае на поверхности образуется оконтоуренная границами сдвигания пород впадина, которую называют *зоной сдвигания* (рис. 5.1). Внутри зоны сдвигания выделяют *зону обрушения*, которая характеризуется образованием трещин и более интенсивным опусканием пород.

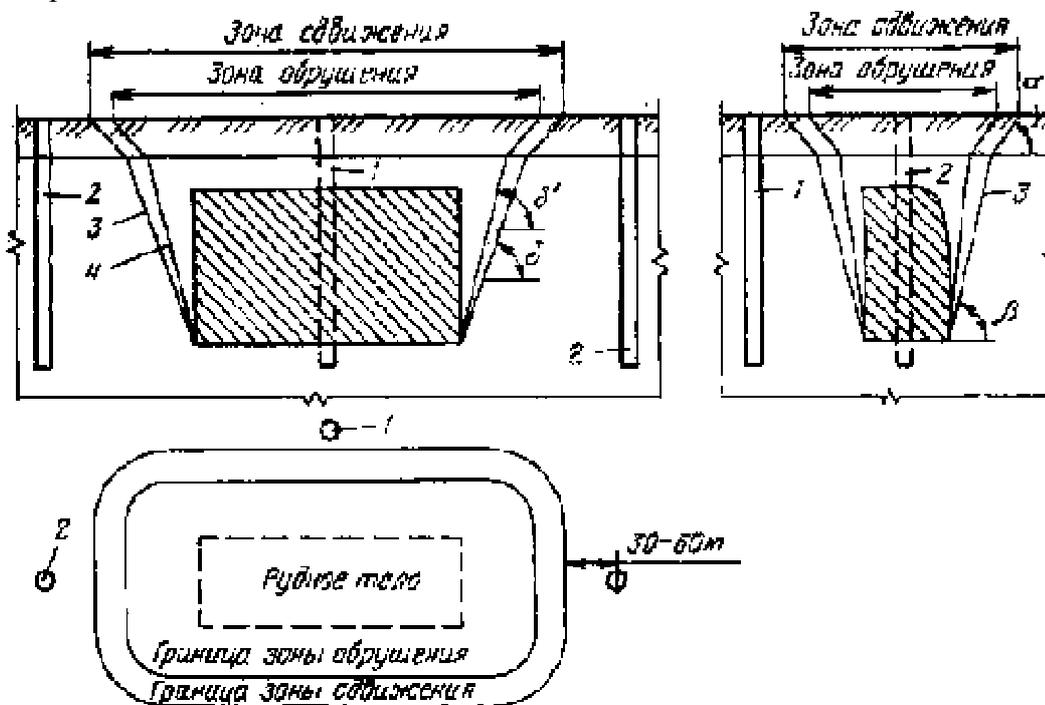


Рис. 5.1. Зона сдвига и диагональное расположение шахтных стволов: 1 – главный ствол; 2 – вспомогательный стволы; 3 – границы зоны сдвига; 4 – граница зоны обрушения.

Углы наклона поверхностей сдвига или обрушения называют *углами сдвига*  $\delta$  и *обрушения*  $\delta'$  пород. На их величину влияют физико-механические свойства и водоносность пород, глубина разработки, угол падения месторождения. Они изменяются от  $30-40^\circ$  при неблагоприятных условиях (в наносах) до  $70-80^\circ$  в устойчивых (коренных) породах.

Вскрывающие выработки для их сохранности располагают за пределами зоны сдвига.

Из-за возможного уменьшения углов сдвига поверхностные сооружения и вскрывающие выработки необходимо располагать на расстоянии 30—60 м от границы зоны сдвига. Сохранить поверхностные сооружения можно также оставлением под ними *охранных целиков*, т. е. участков рудного тела, не подлежащих извлечению на период существования данного сооружения. При последующей отработке охранных целиков затраты на добычу руды больше, поэтому к оставлению целиков прибегают только в исключительных случаях. Явления сдвига и обрушения горных пород, контроль за их сдвижением, а также

правила построения зон сдвижения и охранных целиков детально рассматриваются в курсе маркшейдерского дела.

При *вскрытии вертикальным стволом* его располагают за пределами зоны сдвижения в лежачем или висячем боку месторождения (рис. 5.2). От ствола до рудного тела на каждом этаже проводят квершлагги, а из них — рудные или полевые штреки до вспомогательных шахтных стволов, расположенных на флангах шахтного поля также за пределами зоны сдвижения.

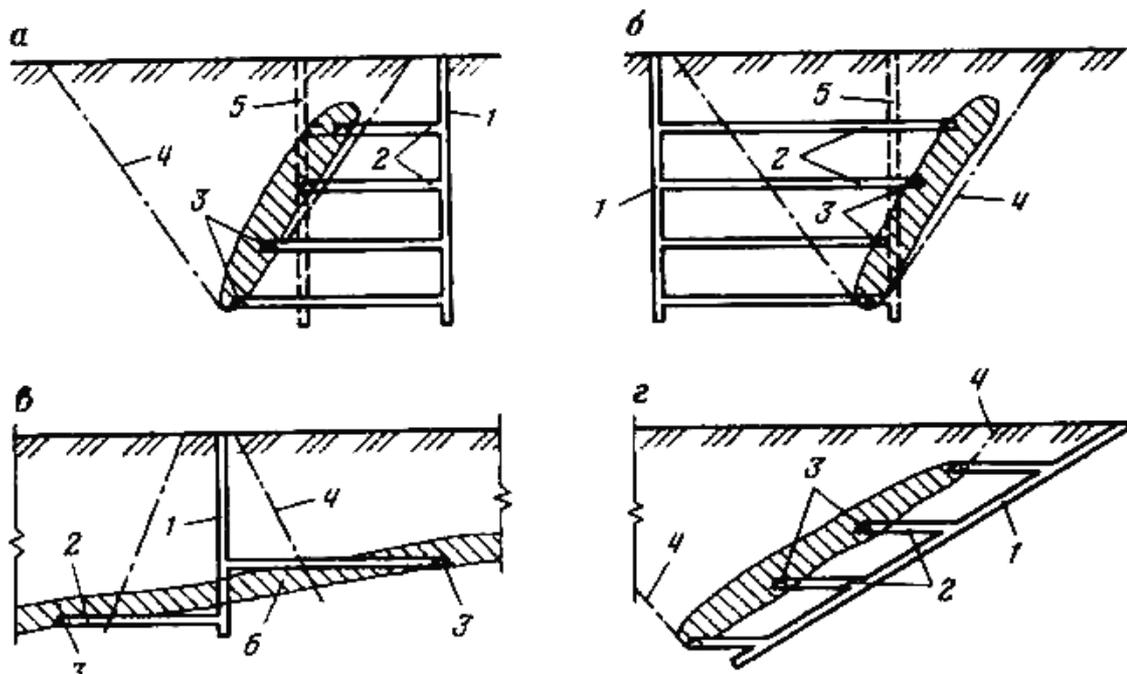


Рис. 5.2. Вскрытие вертикальными (а, б, в) и наклонным (г) стволами: 1 — главный ствол; 2 — квершлагги; 3 — штреки; 4 — границы зоны сдвижения; 5 — вспомогательный ствол; б — охранный целик

При расположении ствола в породах лежачего бока (рис. 5.2, а) суммарная длина квершлаггов меньше, чем при расположении его в висячем боку (рис. 5.2, б). Кроме того, вскрытие первого этажа потребует меньше времени и затрат, следовательно, и добычу руды можно начать раньше. Поэтому вскрытие вертикальным стволом со стороны висячего бока применяют, когда ствол невозможно расположить в лежачем боку (неблагоприятный рельеф поверхности, водоносные или неустойчивые породы).

Фланговое расположение подъемного ствола не получило широкого применения, так как рост расходов, связанных с увеличением в 1,5—1,8 раза объема подземных перевозок, не компенсируется меньшими затратами на вскрытие (необходим только один вспомогательный ствол).

При небольшом угле залегания или небольшой мощности рудного тела применяют вскрытие вертикальным стволом, пересекающим месторождение (рис. 5.2, в). Иногда этот способ единственно возможный (пологое залегание рудного тела и значительные горизонтальные размеры месторождения). Существенным его недостатком являются потери руды в охранным целике. Доля запасов руды в целике возрастает с уменьшением размеров шахтного поля по простиранию, снижением устойчивости вмещающих пород и ростом глубины залегания месторождения.

При *вскрытии наклонным стволом* его располагают либо в породах лежачего бока, либо непосредственно по рудному телу. В первом случае (см. рис. 5.2, г) от шахтного ствола до рудного тела проводят короткие (40—60 м) квершлагги, а из них — рудные или полевые штреки. При вскрытии наклонным стволом, проходимым по рудному телу, штреки проводят непосредственно от ствола. Меньшая длина вскрывающих квершлаггов или полное их отсутствие — основное достоинство этого способа вскрытия по сравнению со вскрытием вертикальным стволом. Наиболее целесообразно применение наклонных стволов при углах падения рудного тела 10—35°. В сочетании с конвейерным транспортом оно может оказаться экономически выгодным даже при крутом залегании рудных тел.

Вскрытие наклонным стволом по рудному телу позволяет отказаться от проведения квершлаггов и тем самым сократить время вскрытия, а также обеспечить попутную добычу руды. Однако необходимость оставления охранный целика ограничивает область применения этого

способа рудными телами небольшой мощности и ценности при относительно небольшой глубине залегания.

**Вскрытие штольней** применяют в гористой местности, когда возможно ее расположение ниже рудного тела или его части. По сравнению со вскрытием вертикальными и наклонными стволами вскрытие штольней имеет следующие достоинства:

более простая схема транспортирования руды, отсутствие пунктов перегрузки руды и связанных с ними устройств (дозаторной, бункеров, камер опрокидывателя и пр.), возможность применения автотранспорта в подземных условиях, что в конечном счете обеспечивает меньшие затраты на транспорт;

более низкая стоимость проходки 1 м штольни; более простой водоотлив (отсутствие водоотливных установок);

меньшая стоимость поверхностных сооружений у устья штольни ввиду отсутствия копра, надшахтного здания и подъемной машины

В результате оказывается экономически выгодной проходка штолен длиной в несколько километров (до 4—8 км).

Относительно рудного тела штольня может располагаться по простиранию и вкрест простирания. В первом случае ее проходят либо полностью по руде (если рудное тело выходит на поверхность), либо по руде и пустым породам. Иногда штольню располагают параллельно рудному телу, проводя от нее до рудного тела квершлаг. При вскрытии нескольких этажей штольни в ряде случаев проходят на каждом этаже, перепуская руду до нижней штольни по капитальным рудоспускам.

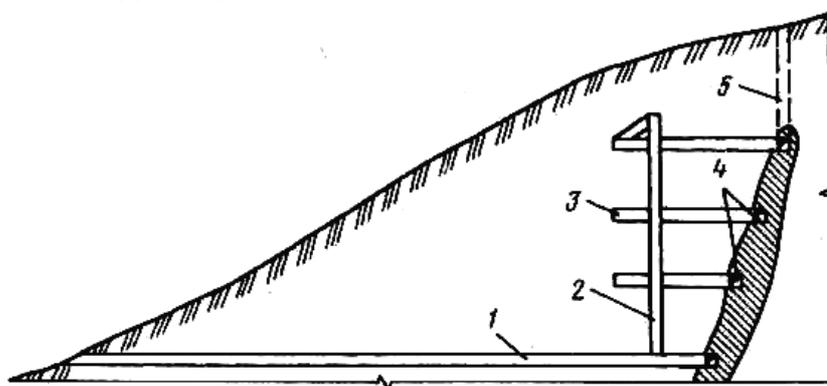


Рис. 5.3. Вскрытие штольней с капитальным восстающим: 1 – штольня; 2 – капитальный восстающий; 3 – квершлаг; 4 – штреки; 5 – вентиляционный ствол.

При значительной длине штолен проходка их на каждом этаже связана с большими капитальными затратами. Поэтому проходят только нижнюю штольню, а вскрытие верхних этажей осуществляют капитальным восстающим (рис. 5.3). Последний имеет рудоспускное, вентиляционное и ходовое отделения, а также отделения для подъема материалов и оборудования. При высокой производственной мощности рудника или большом числе этажей проходят несколько восстающих (2—4): одни служат только для спуска руды, другие — для спуска-подъема людей и материалов.

При значительной глубине или непостоянных элементах залегания рудного тела в верхней и нижней его частях использование какого-либо одного способа вскрытия не обеспечивает необходимой производительности и экономичности. В таких случаях применяют **комбинированные способы вскрытия** (рис. 5.4).

Глубокозалегавшее месторождение может быть вскрыто вертикальным стволом с поверхности и слепыми вертикальными (или наклонными) стволами на глубине (ступенчатое вскрытие) (рис. 5.4, а).

Максимальная глубина каждого ствола может достигать 1500—1900 м и определяется возможностями подъемной установки. Ступенчатым вскрытием достигается повышение производительности подъема и уменьшение длины этажных квершлагов. Недостаток этого способа — необходимость устройства в подземных условиях дополнительных подъемных установок и сооружений для перегрузки из одного ствола в другой.

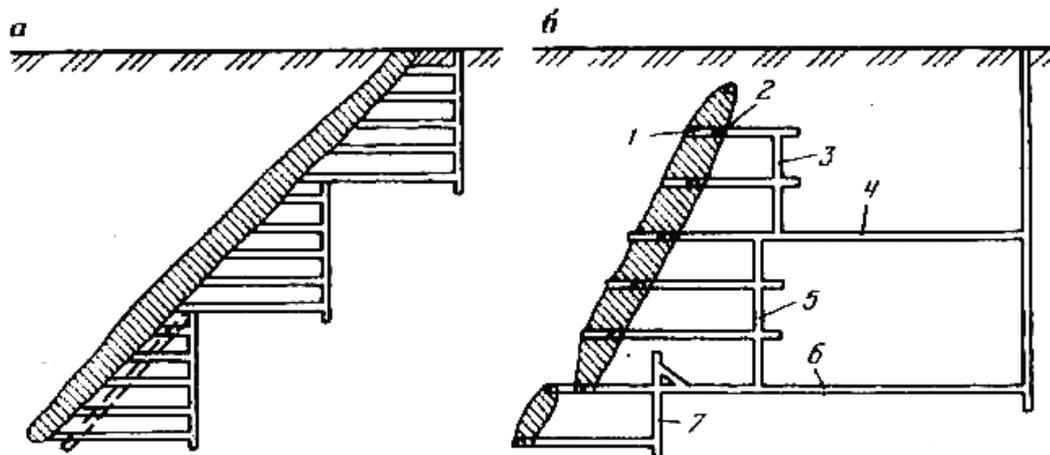


Рис. 5.4. Комбинированные способы вскрытия

Обычно шахтный ствол проходят сразу на глубину нескольких этажей (до 400—600 м) и даже на полную глубину залегания рудного тела. Последовательное вскрытие по одному этажу целесообразно только при низких скоростях проходки стволов или большом сроке отработки запасов руды на одном этаже.

Сбойку ствола с рудным телом обычно осуществляют на каждом этаже, что создает благоприятные условия для транспортирования руды, передвижения людей и проветривания выработок. Но иногда вскрывающие выработки от строла шахты до рудного тела проводят через несколько этажей, т. е. применяют вскрытие групповыми квершлагами. Для связи между этажами вблизи рудного тела (или по руде) проходят вертикальные или наклонные выработки. Вскрытие групповыми квершлагами позволяет уменьшить капитальные затраты на вскрытие и в конечном итоге снизить себестоимость добычи 1 т руды. Наибольший экономический эффект от применения групповых квершлагов достигается при небольших запасах руды в этаже, особенно если ствол находится на большом расстоянии от месторождения, а высота этажа незначительна.

Комбинированный способ вскрытия крутопадающего рудного тела групповыми квершлагами показан на рис. 5.4, б. Квершлаг 4 обслуживает три этажа. Руду из первого и второго этажей перепускают по восстающему (рудоспуску) 3, который соединен с этажными откаточными штреками 2 короткими квершлагами. По руде до висячего бока пройдены орты 1. При большом угле падения рудного тела и перепуске руды на один этаж такой восстающий часто проходят по руде.

Квершлаг 6 обслуживает четыре этажа, один из которых находится ниже этого квершлага. С верхних этажей руду перепускают по вертикальному восстающему 5, который также соединен с этажными штреками короткими квершлагами. С нижнего этажа руда поднимается по слепому стволу 7.

Рудоперепускные восстающие при небольшой их высоте могут быть оборудованы лестничным и вентиляционным отделениями, а также отделением для подъема и спуска материалов. При большой высоте перепуска руды целесообразнее проходить специальные материально-ходовые восстающие и оборудовать их небольшой подъемной установкой. Затраты на подъем руды по слепым стволам значительно выше, чем расходы на спуск по восстающим, поэтому слепые стволы применяют реже.

Высота рудоперепускных восстающих иногда достигает 300—400 м и более. В этом случае необходимы меры по снижению скорости движения руды, в частности, применение ломаных или ступенчатых восстающих. В ступенчатых восстающих отдельные короткие рудоспуски смещены друг относительно друга, а для перепуска руды в местах смещения устанавливают скреперные лебедки.

Положение подъемных стволов или штолен относительно простирания рудного тела определяется с учетом местных факторов (местоположение обогатительной фабрики, наличие на поверхности различных сооружений), безопасности работ, расходов по подземному и поверхностному транспорту, затрат на доставку материалов и др. Так, устье штольни (ствола) необходимо располагать в местах, безопасных от затопления. Площадка перед устьем штольни должна обеспечивать размещение необходимых поверхностных сооружений и иметь удобные

подъездные пути.

Выбирая место заложения стволов, необходимо стремиться к тому, чтобы затраты на подземный транспорт были минимальными. Исходя из этого ствол должен быть расположен в плоскости, перпендикулярной к простираению и делящей запасы месторождения на равные части.

Выбор способа вскрытия обычно не вызывает затруднений, если месторождение представлено одним рудным телом с постоянными элементами залегания. Эта задача усложняется при вскрытии нескольких совместно залегающих рудных тел, так как к выбору варианта вскрытия для каждого рудного тела самостоятельными выработками добавляется выбор способа совместного вскрытия рудных тел общей выработкой,

Во всех случаях, когда выбор способа вскрытия из нескольких технически возможных вариантов затруднителен, окончательное решение принимают после технико-экономического сравнения этих вариантов по минимуму приведенных затрат.

#### 5.4. Подготовка к очистной выемке

К *подготовительным выработкам* относят откаточные штреки и орты, разделяющие месторождения на этажи, и восстающие, разделяющие этаж на выемочные блоки. В особую группу выделяют *нарезные выработки*, которые расположены в пределах блоков. К ним относятся подэтажные или слоевые выработки, разделяющие этаж на отдельные выемочные участки, выработки горизонта вторичного дробления и доставки (камеры дробления, штреки скреперования и т. д.), выработки горизонта подсеки (штреки, орты), рудоспуски, рудоприемные воронки, вентиляционные сбойки и др.

*Схема подготовки основного (откаточного) горизонта* определяется элементами залегания рудного тела, физико-механическими свойствами горных пород, принятым способом транспортирования руды, а также выбранной системой разработки. Один из основных факторов, от которых зависит подготовка основного горизонта,— это мощность залежи полезного ископаемого.

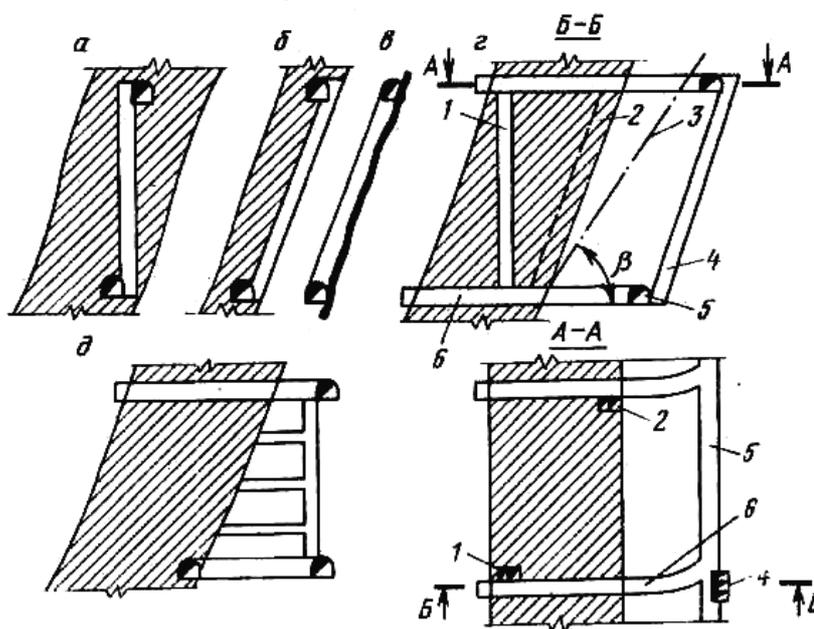


Рис. 5.5. Схемы расположения откаточных выработок и восстающих: 1, 2 – соответственно рудные вертикальный и наклонный восстающие; 3 – граница зоны сдвижения; 4 – полевой восстающий; 5 – полевой откаточный штрек; 6 – откаточный орт

В тонких и средней мощности крутопадающих рудных телах обычно ограничиваются проходкой одного рудного штрека, который располагают посередине мощности залежи или со смещением в сторону лежачего или висячего бока месторождения (рис. 5.5, а, б). При разработке жильных месторождений штрек размещают таким образом, чтобы была удобной загрузка руды в вагонетки. Если руда из очистного пространства поступает через люки, то они должны находиться в верхнем углу откаточной выработки (рис. 5.5, в). По границам или в центре блока (через 30—80 м по простираению) проводят восстающие, соединяющие откаточный и вентиляционный штреки.

В весьма мощных рудных телах при наличии одного откаточного штрека транспортирование руды к нему со всех участков добычного блока затруднительно. Поэтому по рудному телу проводят или несколько штреков, или несколько откаточных ортов (из откаточного штрека, расположенного по лежачему боку, через каждые 15—50 м по простиранию). В последнем случае часто проводят откаточный штрек по пустым породам (рис. 5,5, г) и кроме рудных восстающих еще полевой. При высокой производительности откаточные штреки располагают как по лежачему, так и по висячему боку. Увеличение объема подготовительных работ в этом случае компенсируется более высокой пропускной способностью подземного транспорта.

Если восстающий и вентиляционный штреки необходимо сохранять в течение длительного времени, их располагают за пределами зоны сдвижения пород для данного этажа. Величина угла  $\beta$  (рис. 5.5, з) зависит от устойчивости вмещающих пород и равняется  $50—75^\circ$ .

Схема подготовки с двумя откаточными штреками (рудным и полевым) и подэтажными выработками, пройденными из полевого восстающего, приведена на рис. 5.5, д.

Выбор между рудной и полевой подготовкой определяется физико-механическими свойствами руды и вмещающих пород, принятой схемой проветривания (центральная или диагональная) и направлением очистной выемки (наступающая или отступающая). При наступающей выемке и центральном расположении главного и вентиляционного стволов для обеспечения нормальных условий проветривания верхний (вентиляционный) штрек должен быть сохранен на весь период отработки этажа. Поэтому откаточный штрек необходимо располагать по пустым породам за зоной сдвижения, так как при отработке нижележащего этажа он будет выполнять функцию вентиляционного.

При фланговом расположении вентиляционных стволов и наступающей очистной выемке погашение вентиляционного штрека на участках отработанных блоков не нарушает проветривания. Поэтому наряду с полевой возможна и рудная подготовка. При отступающей выемке, если вентиляционный ствол расположен в центре месторождения, возможна как рудная» так и полевая подготовка; при фланговом расположении вентиляционного ствола необходима полевая подготовка. Следовательно, полевую подготовку можно применять независимо от схемы проветривания и порядка очистной выемки, а рудную — только при определенных условиях.

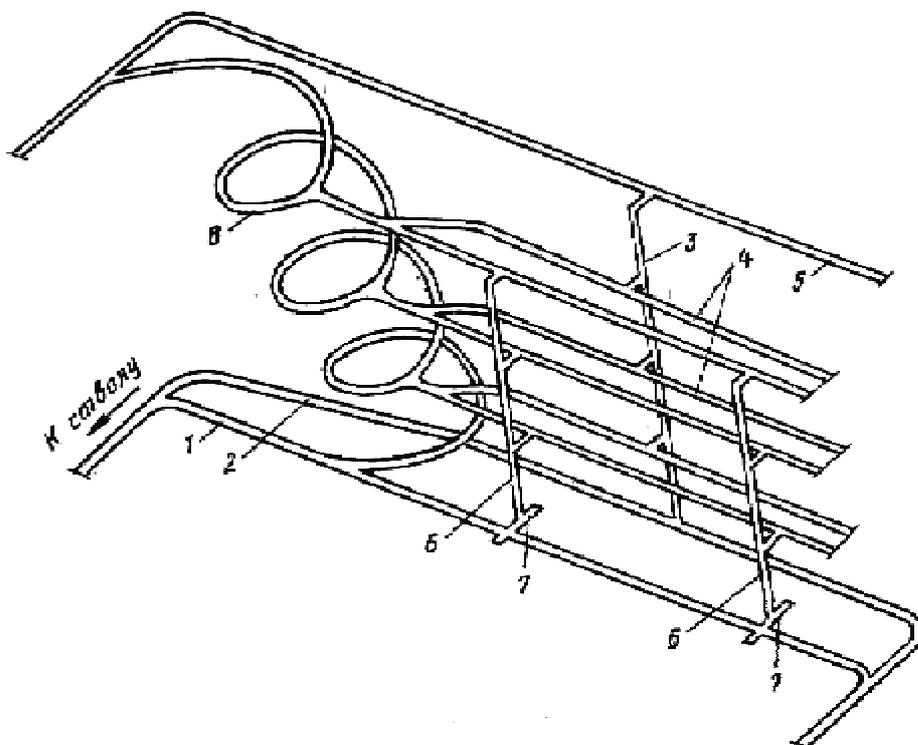


Рис. 5.6. Схема подготовки при разделении этажа на подэтажи и применения самоходного оборудования.

Полевая подготовка позволяет также уменьшить запасы руды в междуэтажных целиках, сократить расходы на ремонт крепи в откаточном штреке, проводить откаточный штрек прямолинейно даже при извилистых контурах рудного тела. В связи с этим полевую

подготовку, несмотря на то, что она связана с более высокими затратами, применяют чаще, особенно при отработке мощных и весьма мощных рудных тел.

На выбор схемы расположения откаточных выработок и блоковых восстающих существенно влияет технологический процесс очистной выемки. При разделении этажа на подэтажи и применении самоходного оборудования на основном горизонте проходят главный откаточный 1 и вспомогательный 2 штреки (рис. 5.6). Последний вентиляционным восстающим 3 соединяется с подэтажными штреками 4 и вентиляционным штреком 5 вышележащего горизонта. Руда с подэтажей через рудоспуски 6 и погрузочные камеры 7 поступает на главный откаточный штрек. Самоходное оборудование (буровые каретки, погрузочно-доставочные машины) перемещается по спиральному заезду 8.

Стоимость руды, извлеченной при проходке подготовительных выработок значительно выше, чем при очистной выемке. Поэтому уменьшение объема подготовительных работ всегда желательно, если оно не осложняет процессов очистной выемки.

Подготовительные работы характеризуются *удельным объемом подготовительных работ*. Этот показатель характеризует отношение объема подготовительных выработок к объему руды в блоке или этаже. Иногда удельный объем подготовительных работ определяют длиной подготовительных выработок, приходящейся на 1000 т готовых к выемке запасов руды. Удельный объем подготовительных работ зависит от системы разработки и изменяется в широких пределах — от 3 до 15—20 %. При одной и той же системе он зависит от мощности рудной залежи. Принятый способ подготовки должен обеспечивать безопасность очистной выемки и передвижения людей, хорошее проветривание забоев, минимальные потери руды в целиках и возможность своевременной их отработки, высокую производительность очистной выемки,

## 5.5. Очистная выемка

Очистная выемка при любой системе разработки состоит из трех основных процессов: *отбойки руды*, т. е. отделения ее от массива; *доставки* — перемещения отбитой руды от забоя до откаточной выработки и *поддержания очистного пространства*.

В общих затратах на добычу руды доля расходов на очистную выемку составляет 40—60 %. Расходы на отдельные производственные процессы очистной выемки различны и зависят от физико-механических свойств руды и вмещающих пород и системы разработки. При крепких рудах и устойчивых вмещающих породах затраты на поддержание выработанного пространства незначительны, в то время как на отбойку руды приходится до 60—80 % общих затрат на очистную выемку. В неустойчивых рудах и вмещающих породах более половины расходов приходится на поддержание очистного пространства.

Отбойка руды. Отбойка мягких полезных ископаемых (угля, калийной соли, марганцевых руд) осуществляется механическим способом (комбайнами); иногда применяют гидравлический способ. При разработке рудных месторождений основной способ отбойки — буровзрывной.

Наиболее распространены шпуровой и скважинный способы буровзрывной отбойки, значительно реже применяют камерный. Эффективность буровзрывной отбойки характеризуется следующими показателями:

сменной производительностью труда бурильщика, которая выражена в объеме или количестве горной массы, отбитой шпурами или скважинами, пробуренными за смену;

качеством дробления руды, которое определяется выходом негабарита (выход негабарита — отношение общего объема кусков, имеющих размеры выше предельно допустимых, к общему объему отбитой горной массы);

точностью отбойки, которая определяется разубоживанием (засорением) руды и ее потерями (потери руды зависят также от других процессов разработки и элементов залегания рудного тела). В большинстве случаев точность отбойки зависит от способа отбойки: чем короче заряд ВВ и меньше его диаметр, тем с меньшим разубоживанием и потерями руды можно осуществить выемку полезного ископаемого.

Обобщенным показателем эффективности буровзрывных работ являются затраты на 1 м<sup>3</sup> горной массы по бурению и взрыванию (с учетом расходов на вторичное дробление).

*Шпуровую отбойку* применяют при разработке тонких и весьма тонких рудных залежей. Она является единственно возможной, если недопустимо взрывание крупных зарядов ВВ во

избежание нарушения крепи и рудных целиков. Ее применение может оказаться целесообразным также при отработке рудных тел средней мощности с невыдержанными элементами залегания, особенно при ценных рудах. Длина шпуров изменяется от 1—2 м (мелкие шпуры) до 4—6 м. Длинные (штанговые) шпуры по условиям применения и показателям отбойки приближаются к отбойке скважинами.

Шпуровая отбойка имеет ряд недостатков: низкую производительность труда бурильщиков; повышенный расход ВВ, большое пылеобразование при бурении. Однако достоинства шпуровой отбойки (хорошее качество дробления руды, возможность точно следовать за контурами рудного тела и тем самым вести разработку с минимальными потерями и разубоживанием, незначительный сейсмический эффект при взрыве небольших зарядов ВВ) не позволяют полностью отказаться от нее.

Показатели шпуровой отбойки зависят от крепости руды, мощности рудного тела, глубины и диаметра шпуров. Выход горной массы с 1 м шпура составляет 0,3—1,5 м<sup>3</sup>; удельный расход ВВ изменяется от 0,7 до 2,5 кг/м<sup>3</sup>. Сменная производительность труда бурильщика при бурении перфораторами составляет 5—40 м<sup>3</sup> отбиваемой руды; при применении буровых установок она возрастает до 200 м<sup>3</sup>, приближаясь к производительности труда при скважинной отбойке.

**Скважинная отбойка** наиболее распространена при разработке мощных рудных залежей. Она обеспечивает высокую производительность труда бурильщиков, низкое пылеобразование и большую безопасность работ. К ее недостаткам относятся: значительный выход негабаритов, что требует вторичного дробления руды; сильный сейсмический эффект вызывающий нарушение крепи в выработках; значительное разубоживание и потери руды из-за невозможности следовать изгибающимся контурам рудного тела.

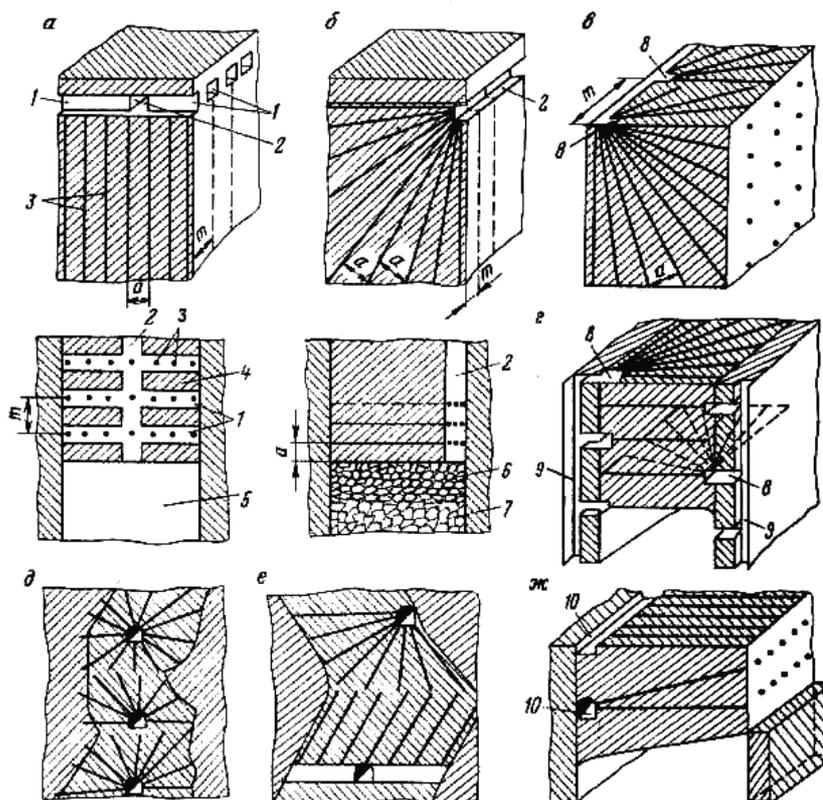


Рис. 5.7. Схемы расположения скважин при отбойке руды.

В блоке руду отбивают **вертикальными, горизонтальными и реже наклонными слоями**. Скважины в слое располагают параллельно, веером или пучком.

На рис. 5.7, а, показана схема отбойки вертикальными параллельными нисходящими скважинами 3, которые бурят из ортов 1, пройденных из штрека 2. Более широкое распространение получило веерное расположение скважин (рис. 5.5, б), пробуренных из штрека 2. Такое их расположение сокращает суммарную длину буровых выработок в блоке, но в 1,5—2 раза увеличивает общую длину скважин в слое. Толщина отбиваемого слоя  $m$  и расстояние между скважинами (концами скважин при веерном их расположении)  $a$  зависят от крепости руды, диаметра скважин, мощности применяемого ВВ и находятся в пределах 2—6 м. Толщину целика 4

(см. рис. 5.7, а) по условиям устойчивости нельзя принимать менее 2 м, поэтому минимальная толщина отбиваемого слоя при параллельном расположении скважин составляет 4—4,5 м. Отбойку руды в слоях в обоих случаях можно вести последовательно или одновременно при короткозамедленном взрывании скважин на открытые камеры 5 (см. рис. 5.7, а) или ранее отбитую руду 6 — отбойка в зажиме (см. рис. 5.7, б). Из камеры руда под действием собственного веса падает в рудоприемные воронки и через них поступает на горизонт доставки.

При отбойке в зажиме необходимое увеличение объема руды при взрывании достигается за счет уплотнения ранее раздробленной (и частично выпущенной) руды 6 или породы 7 (см. рис. 5.7, б). Взрывание в зажиме требует увеличенного расхода ВВ, но значительно улучшает дробление руды. Высота и длина отбиваемого слоя, так же как и расположение скважин, во многом определяются характером контуров рудного тела (рис. 5.7, д, е). При отбойке горизонтальными слоями веерные комплекты скважин бурят из буровых камер 8, пройденных из восстающих 9 (рис. 5.7, г), а параллельные скважины — из горизонтальных выработок 10 (рис. 5.7, ж). Для того чтобы целик между буровыми выработками был мощнее, их располагают с противоположных сторон на разных уровнях (см. рис. 5.7, з). Если буровые выработки расположены с одной стороны одна под другой (см. рис. 5.7, ж), то из каждой выработки бурят два ряда скважин: горизонтальный и слегка наклонный.

Выбор между отбойкой вертикальными и горизонтальными слоями зависит от физико-механических свойств пород, характера контактов и элементов залегания рудного тела, а также применяемого оборудования. Так, при горизонтальной слоимости целесообразно вертикальное расположение скважин, при вертикальной — горизонтальное. Если в пределах блока изменяется угол падения рудного тела при относительно постоянных мощности и простирании, то целесообразно горизонтальное расположение скважин; если изменчиво простирание пласта при выдержанном угле падения, следует применять отбойку вертикальными слоями.

В последние годы большое распространение получила отбойка вертикальными слоями» так как при ней упрощается перемещение буровых станков по горизонтальным выработкам. Отбойка горизонтальными слоями требует кроме частого переноса станков по вертикальным выработкам увеличения числа восстающих и сопряжена с усложнением проведения и оснащения буровых камер.

При пучковом веерном расположении скважин из буровой камеры 8 (рис. 5.7, в) бурят несколько (нисходящих или восходящих) комплектов веерообразно расположенных скважин. Это позволяет увеличить толщину отбиваемого слоя  $m$  до 10—20 м, но требует по сравнению с параллельно или веерообразно расположенными комплектами взрывных скважин (см. рис. 5.7, а, б) существенного увеличения суммарной длины скважин. В настоящее время указанную схему применяют редко (в основном для обрушения целиков руды).

Ориентировочно суммарную длину (м) веерного комплекта скважин в слое можно определить по формуле

$$L = 2AB/a,$$

где  $A$  и  $B$  — соответственно длина (высота) и ширина обуриваемого слоя, м;  $a$  — расстояние между концами скважин (по перпендикуляру), м.

Суммарная длина скважин в пучке; (м)

$$L_{\Sigma} = 3A Bm/a^2$$

При параллельном расположении каждую скважину заполняют ВВ почти полностью, оставляя лишь 1,5—2 м от устья для забойки. Суммарный коэффициент заполнения скважин при веерном их расположении должен составлять 0,7. Это достигается заряданием каждых трех соседних скважин соответственно полностью, на половину и на одну треть их длины.

При отбойке руды глубокими скважинами сменная производительность труда бурильщика составляет 100—1000 т, выход руды с 1 м скважины — 5—20 м<sup>3</sup>, удельный расход ВВ — 0,1—0,4 кг/т, выход негабарита — 10—40 %.

**Камерную отбойку** применяют редко ввиду большого объема нарезных работ и значительного выхода негабарита (в основном в сочетании со скважинами и использованием для камерных зарядов ранее пройденных в целиках выработок).

**Доставка руды.** Доставкой руды называют перемещение ее от места отбойки до выработок откаточного горизонта. Доставка включает операции погрузки руды в доставочные агрегаты и разгрузки (выпуска) ее в откаточные сосуды. При разработке пологих

месторождений доставка руды иногда ограничивается погрузкой ее у забоя в откаточные сосуды. Различают доставку под действием собственного веса и механизированную (скреперами, самоходными вагонетками, конвейерами, погрузочно-доставочными машинами). С процессом доставки связано вторичное дробление руды, которое может выполняться на разных этапах доставки. Обычно применяют сочетания разлитых способов доставки.

Доставка под *действием собственного веса* наиболее производительна, в связи с чем она широко используется при разработке крутых рудных тел различными системами. Руда перемещается по выработанному пространству, рудоспускам. Минимальный угол наклона для самотечного передвижения руды составляет  $45\text{--}50^\circ$  в зависимости от ее кусковатости и влажности и шероховатости поверхности.

Переместившаяся по очистному пространству руда через воронкообразные полости в руде (рудоприемные воронки) и короткие рудоспуски (дучки) поступает непосредственно к загрузочным устройствам (люкам, вибропитателям) или на промежуточные горизонты доставки и вторичного дробления. Диаметр рудоприемной воронки в верхней части  $4\text{--}12$  м, длина примыкающего к ней рудоспуска  $1,5\text{--}3$  м. Для свободного истечения руды диаметр рудоспуска должен быть в  $4\text{--}5$  раз больше поперечника пропускаемых кусков. Практически ширина рудоспусков  $1\text{--}2$  м.

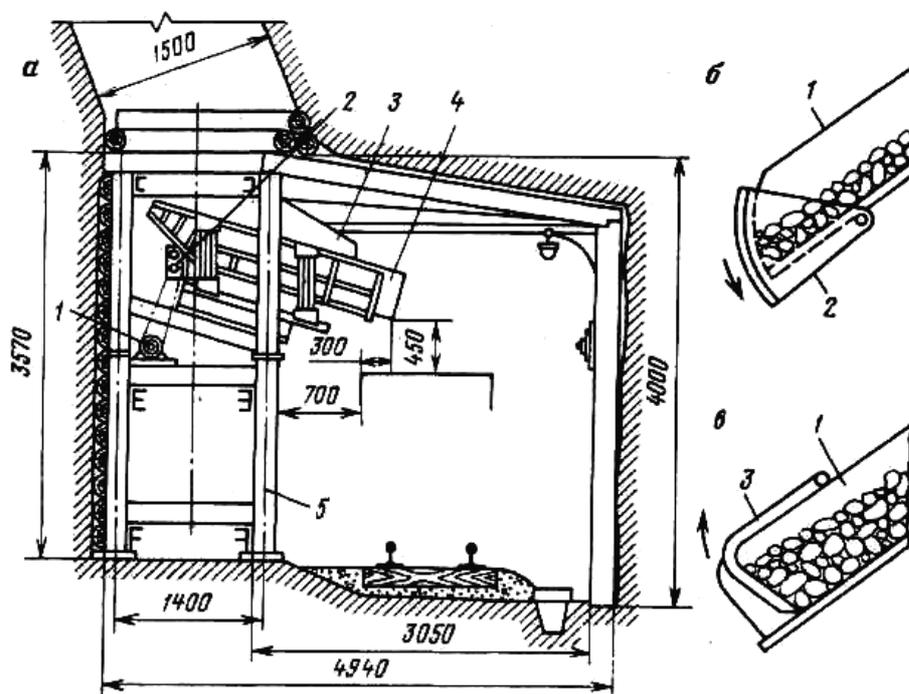


Рис. 5.8. Схемы погрузочных люков: *а* – автоматического (1 – электродвигатель; 2 – вибратор; 3 – приемный бункер; 4 – лоток; 5 – рама); *б*, *в* – соответственно с секторным и пальцевым затворами (1 – лоток; 2 – металлический затвор; 3 – «пальцы» из изогнутых рельсов)

Погрузочные люки бывают *вибрационные и с затворами*. На рис. 5.8, *а* показан автоматический шахтный люк (АШЛ), установленный в нижней части рудоспуска на металлической раме. Он состоит из электродвигателя мощностью 10 квт, вибратора, приемного бункера и лотка. Руда из рудоспуска через бункер поступает в наклонный колеблющийся лоток (частота колебаний  $48,3\text{ с}^{-1}$  при амплитуде  $0,6\text{--}0,8$  мм) и с него загружается в вагонетку.

173

При угле наклона лотка  $8\text{--}10^\circ$  производительность погрузки составляет  $1000\text{--}1600$  т/ч. Масса люка 2,7 т. При небольшой производительности устанавливают легкие вибролюки (ЛВО-2, ПВМ) массой  $250\text{--}300$  кг и производительностью  $150\text{--}250$  т/ч.

Схемы погрузочных люков с секторным и пальцевым затворами показаны на рис. 5.8, *б*, *в*. Они также устанавливаются в основании рудоспуска, но с наклоном  $50\text{--}60^\circ$ . Лоток, по которому руда перемещается под действием собственного веса, перекрывается в первом случае изогнутым сплошным металлическим листом, во втором — несколькими «пальцами» из изогнутых рельсов. Подъем (опускание) затворов осуществляется с помощью пневмоцилиндров. Люки с пальцевым затвором применяют только для крупнокусковой руды.

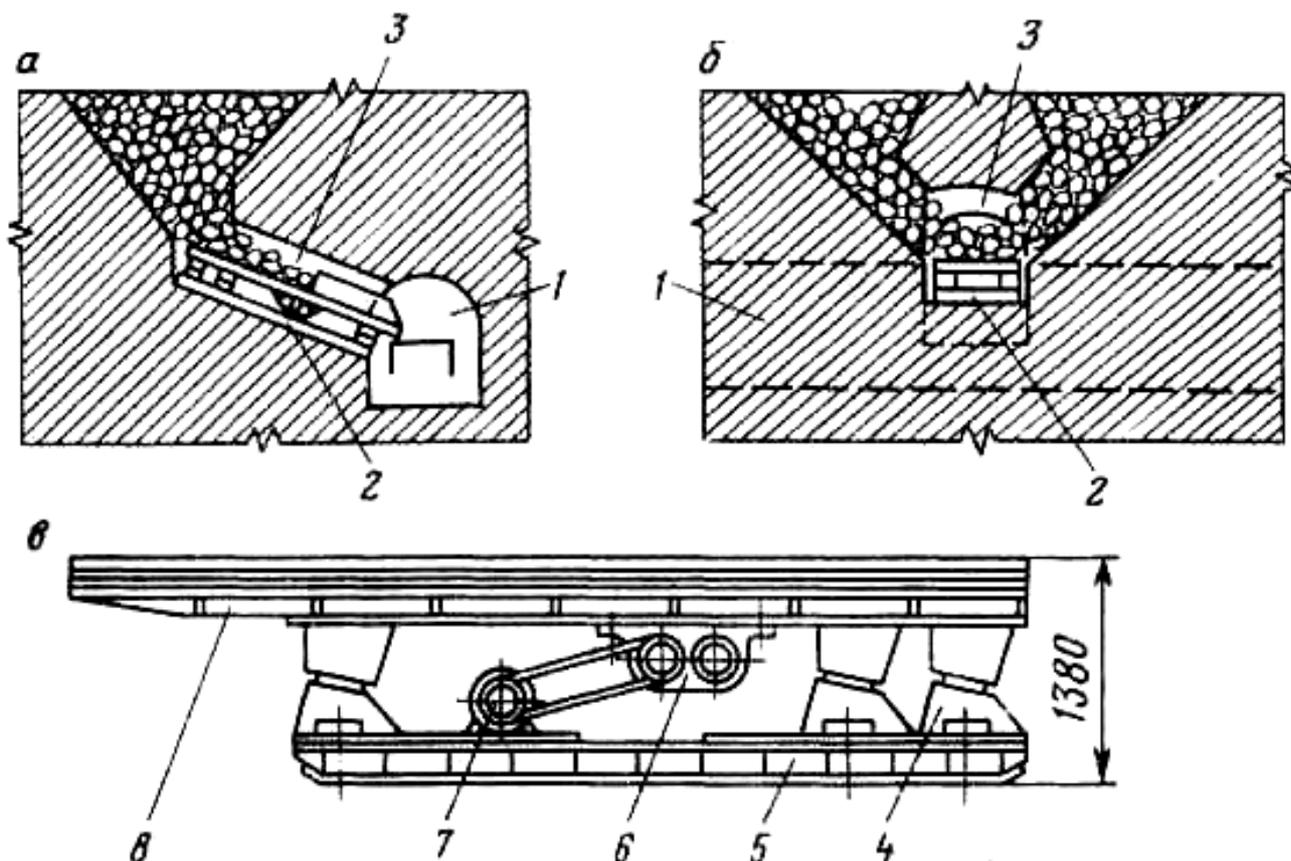


Рис. 5.9. Схема установки вибропитателей (а, б) и вибропитатель ВВДР-5 (в)

Виброустановки большой длины, имеющие значительную массу и высокую производительность, называют *вибропитателями*. Вибропитатель 2 (рис. 5.9, а, б) устанавливают в специальной нише 5, примыкающей к откаточной выработке 1. Поступление руды на вибропитатель может быть торцовое (см. рис. 5.9, а) или боковое одностороннее и двухстороннее (см. рис. 5.9, б). 174

Вибропитатели бывают двух типов: направленного и ненаправленного действия. Вибропитатель направленного действия ВВДР-5 (рис. 5.9, в) состоит из упругих опор-амортизаторов 4, опорной рамы 5, инерционного вибратора б, привода 7 и грузонесущего рабочего органа 8. Грузонесущий орган — мощная сварная конструкция, выдерживающая большие статические и динамические нагрузки. Опорная рама вибропитателя крепится анкерами к почве ниши. Вибропитатели направленного действия устанавливают под небольшим ( $0—10^\circ$ ) углом, что исключает самопроизвольное движение кусков руды и упрощает ликвидацию ее завесаний.

В виброустановках ненаправленного действия колебания грузонесущего органа совершаются только в поперечном направлении, поэтому их необходимо устанавливать под большим углом (до  $1.5—25^\circ$ ). Наиболее распространенным вибропитателем подобного типа является установка ВДПУ-4ТМ, хорошо зарекомендовавшая себя на многих рудниках страны. В настоящее время выпускается вибропитатель ВДПМ-6 (вибрационная доставочно-погрузочная машина) направленного действия.

Техническая характеристика вибропитателей приведена в табл. 5.1.

Большинство вибропитателей способно грузить куски руды крупностью до 1000—1300 мм. Негабариты можно дробить накладными зарядами непосредственно на рабочем органе. Техническая производительность вибропитателей составляет 300—500 м<sup>3</sup>/ч.

Одним из недостатков применения вибропитателей являются большие затраты на устройство ниш и монтаж вибропитателей.

Таблица 5.1

Показатели	ВДПУ-4ТМ	ВВДР-5	ПВУ	ВДПМ-6
Габариты, мм:				
длина	6300	6000	5000	6000
ширина рабочего органа	1240	1700	1200	1200

высота	715	1380	1105	620
Установленная мощность, кВт	22	22	21	30
Угол установки вибропитателя, градус	15—20	0—15	0—10	3—7
Возмущающее усилие, кН	3,7	15	10—15	15
Частота колебаний, с <sup>-1</sup>	25	16—25	24	25
Масса, т	4,8	6,0	4,5	4,5

Поэтому сконструированы передвижные колесные вибрационные питатели (ВПК-3М).

На железорудных шахтах Сибири и Урала испытана рудопо-грузочная установка РПУ-12, которая позволяет осуществлять движение руды по всей длине рабочего органа, заглубленного в рудную массу. Ее применение позволяет в несколько раз снизить число завесаний руды и производить ее выпуск кусками крупностью до 1800 мм. Сменная производительность очистного забоя, оснащенного установкой РПУ-12, — 1500—2000 т.

При механизированной погрузке и доставке руды используют погрузочные машины, подобные тем, которые применяют при проходке выработок: ковшовые циклического действия и с боковым захватом непрерывного действия. Погрузку руды осуществляют в транспортные средства (самоходные вагонетки, конвейеры и др.), транспортирующие руду до откаточных выработок или рудоспусков, или непосредственно с почвы выработок откаточного горизонта, куда она поступает из забоя через рудоспуски.

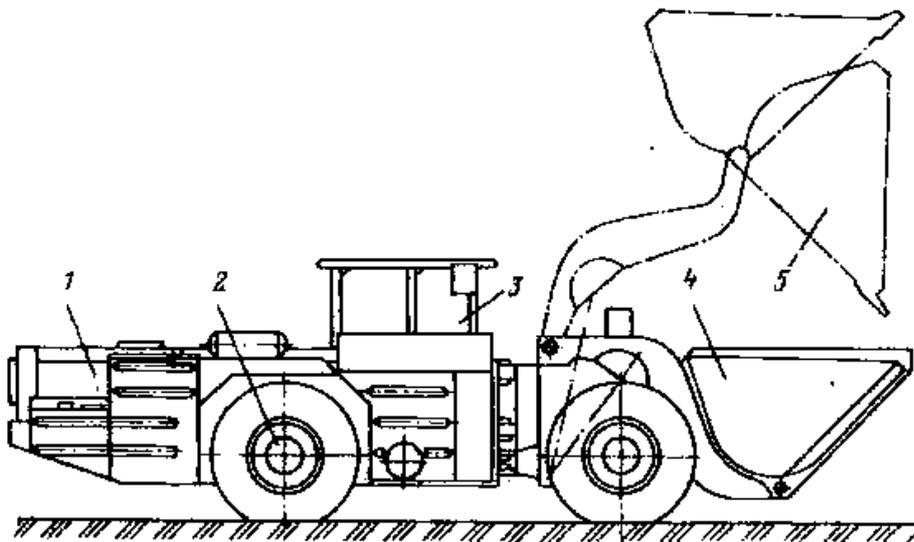


Рис. 5.10. Погрузочно-доставочная машина ПД-5

1 - двигатель; 2 - ходовая часть; 3 - кабина; 4, 5 - ковш соответственно в транспортном положении и при разгрузке

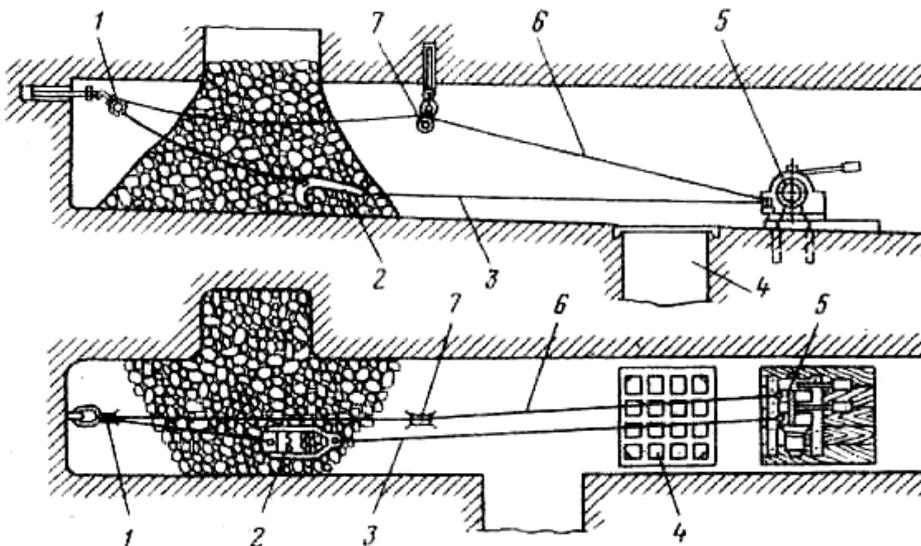


Рис. 5.11. Схема скреперной установки

Часто погрузочные машины работают в сочетании с пневмо-колесными самоходными вагонами или автосамосвалами, которые применяются при расстоянии транспортирования от 40—50 до 500—800 м, т. е. пригодны не только для доставки руды, но и для ее транспортирования по откаточным выработкам. Они имеют электрический (питаемый от аккумуляторов или сети через

кабель), дизельный и дизель-электрический приводы.

Самоходные вагоны отличаются от автосамосвалов способом разгрузки и загрузки. Дно их кузова оборудовано скребковым конвейером, который при заполнении разравнивает горную массу, а затем ее выгружает. Возвратно-поступательное (челночное) движение вагонов между забоем и местом разгрузки позволяет применять их в выработках с небольшой площадью поперечного сечения. Однако подобные вагоны менее надежны в работе и имеют меньший срок службы, чем автосамосвалы.

Вагон-самосвал ВС-5П работает в комплексе с погрузочной машиной ППН-2Г. Вагон имеет небольшие размеры (длина 3 м, ширина 1,4 м и высота 1,5 м) и транспортирует 5 т руды со скоростью 3,5—4 км/ч. Масса вагона 3 т, мощность двигателей 16 кВт.

Для доставки отбитой руды от забоя до капитальных рудоспусков на некоторых рудниках применяют автосамосвалы грузоподъемностью 22 т. Руда в них загружается экскаватором с ковшом вместимостью 1 м<sup>3</sup>. Производительность автосамосвала при расстоянии транспортирования 1 км по трассе с уклоном до 10° и средней скорости движения 10 км/ч составляет 90—100 т/ч.

Таблица 5.2

Показатели	Ковшовые		С ковшом и кузовом		
	ПД-2	ПД-5	ПД-12	ПТ-4	ПТ-10
Грузоподъемность, т	2	5	12	4	10
Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	—	—	—	1,5	4
Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	1	2,5	6	0,2	1
Габариты, мм:					
длина	5950	7850	9500	3350	8500
ширина	1320	1900	2500	1800	2500
высота	1860	2240	2650	2120	2500
Высота разгрузки ковша, м	1200	1800	2300	—	—
Наибольшая высота при погрузке и разгрузке, мм	—	—	—	2240	3250
Радиус поворота, мм	4350	5500	7100	4000	8000
Преодолеваемый подъем, градус	25	18	18	8	5
Привод	Дизельный		Пневматический		Дизельный
Максимальная скорость, км/ч	10	20	30	4,8	30
Установленная мощность, кВт	50	110	250	90	200
Масса, т	7	13,5	28	7,1	16

Широкое распространение при доставке и погрузке руды получили погрузочно-доставочные машины (рис. 5.10): ковшовые (ПД), транспортирующие горную массу в ковше, и машины с ковшом и кузовом (ПТ). Привод у машин дизельный, дизель-электрический, электрический и пневматический. Характеристика некоторых погрузочно-доставочных машин приведена в табл. 5.2.

Расстояние доставки изменяется от 30—50 до 300 м, сменная производительность составляет 200—600 т. Ковшовые погрузочно-доставочные машины могут использоваться в качестве погрузочных в комплексе с автосамосвалами.

*Скреперная доставка* осуществляется скреперной установкой (рис. 5.11), которая состоит из двухбарабанной скреперной лебедки 5 с электродвигателем, специального скребка-скрепера 2, головного 3 и хвостового 6 канатов, концевой 1 и поддерживающего 7 блоков. При движении скрепера от забоя до рудоспуска 4 (головной канат наматывается на рабочий барабан лебедки, а хвостовой раскручивается с порожнякового барабана) он, внедряясь в горную массу, транспортирует ее по почве выработки. Возвращается скрепер в забой с помощью натяжения хвостового каната. Скреперные установки применяют при доставке руды на небольшое расстояние (20—50 м). В горнорудной промышленности в основном используют цельнолитые или разборные скреперы гребкового типа (СГ), характеристика которых приведена ниже.

Расчетная вместимость скрепера, м <sup>3</sup>	0,25	0,4	0,5	1	1,6	2,5
Масса, кг	400	560	800	1180	1600	2120
Габариты, мм:						
длина	1400	1700	2000	2360	2650	3000
ширина	950	1120	1250	1500	1700	1900
высота	560	670	800	900	1060	1250

Скреперные лебедки бывают двух- и трехбарабанные, с ручным и дистанционным управлением. Трехбарабанная лебедка имеет два холостых и один рабочий барабан. Такая конструкция позволяет вести скреперование в широком забое без переноса блока. Электродвигатель в скреперной лебедке устанавливают соосно с барабанами и параллельно им. В табл. 5.3 приведена характеристика модернизированных скреперных лебедок, отличающихся от обычных серийных увеличенной на 10% скоростью движения канатов, повышенной надежностью некоторых узлов и облегченным управлением.

Канаты для скреперных лебедок изготавливают из стальных проволок диаметром 0,6—1,1 мм. Диаметр канатов 12—23 мм.

Блоки выполняют на шариковых подшипниках. Диаметр блоков должен быть не менее 15—18 диаметров каната. Их крепят на штырях, вставленных и расклиненных в шпурах. Конструкция блоков позволяет им самоориентироваться в направлении скреперования.

Таблица 5.3

Параметры	17ЛС2СМА	30ЛС2СМА (30ЛС2ПМА)	55ЛС2СМА (55ЛС2ПМА)	55ЛС3СМА	100ЛС2СМ	100ЛС2СМА
Мощность электродвигателя, кВт	18,5	30	55	55	100	110
Средняя скорость движения каната, м/с:						
рабочего	1,26	1,3	1,3	1,46	1,5	1,5
холостого	1,74	1,77	1,77	2	2,1	2,1
Число барабанов	2	2	2	3	2	2
Диаметр каната, мм	14	15	15	19,5	23	23
Канатоемкость барабана, м	60	90	100	100	125	150
Масса, кг	670	1100 (1250)	1990 (2300)	2700	3510	3380
Габариты, мм:						
длина	1700	2000 (1220)	2480 (1380)	3025	2760	2753
ширина	758	860 (1540)	1200 (1960)	1200	1400	1396
высота	710	830	1030	1030	1265	1212

Примечание. ЛС — лебедка скреперная; ЗС — трехбарабанная с соосным расположением двигателя; 2П — двухбарабанная с параллельным расположением двигателя; А — модернизированная.

К наиболее изнашиваемым частям скреперной установки относятся канаты и скреперы. Первые заменяют через 250—300 ч непрерывной работы, вторые — через 500—800 ч.

Скреперные установки в зависимости от их мощности способны транспортировать куски материала размером 400—1000 мм. Их производительность помимо мощности установки зависит от расстояния транспортирования и составляет 100—800 т/смену.

При очистной выемке скреперные установки устанавливают в штреках (ортах) скреперования. Схема *горизонта скреперования* приведена на рис. 5.12. Руда из воронок 1 через дучки 2 поступает в штрек скреперования 3, в котором установлена лебедка 4. Почва штрека расположена на уровне кровли откаточного орта 6. Место сопряжения этих выработок перекрыто полком 5 с разгрузочным окном. Площадь поперечного сечения штрека скреперования 4—7 м<sup>2</sup>. При движении скрепера по штреку он захватывает руду и транспортирует ее до разгрузочного

окна, через которое она поступает в вагонетку. Несмотря на ряд существенных недостатков (значительное пылеобразование, меньшая, чем у вибротехники, производительность) скреперная доставка имеет значительное распространение благодаря простоте устройства, небольшой стоимости, легкости установки и надежности в работе.

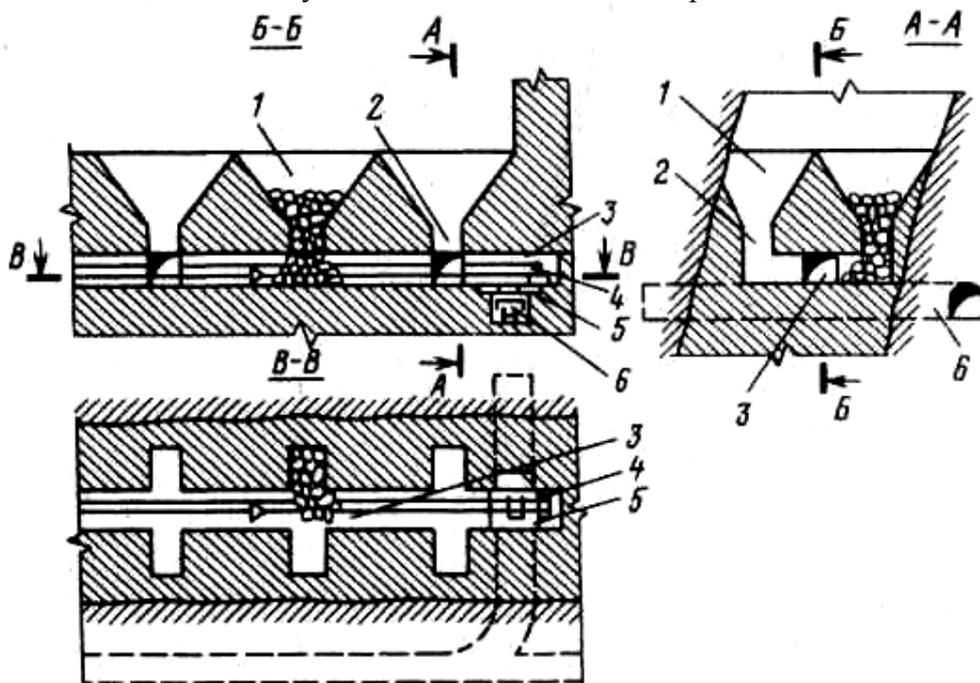


Рис. 5.12. Схема горизонта скреперования

Конвейерная доставка обеспечивает высокую производительность и в сочетании с вибропитателями позволяет осуществить поточную технологию добычи с перемещением полезного ископаемого от забоя непосредственно до поверхности. Ленточные конвейеры применяют при мелкокусковой руде (до 200—300 мм). При крупнокусковой руде используют специальные ленточно-тележечные конвейеры (КЛТ). На Юкспорском руднике ПО «Апатит» с использованием такого конвейера в комплексе с вибропитателями достигнута сменная добыча руды около 4000 т.

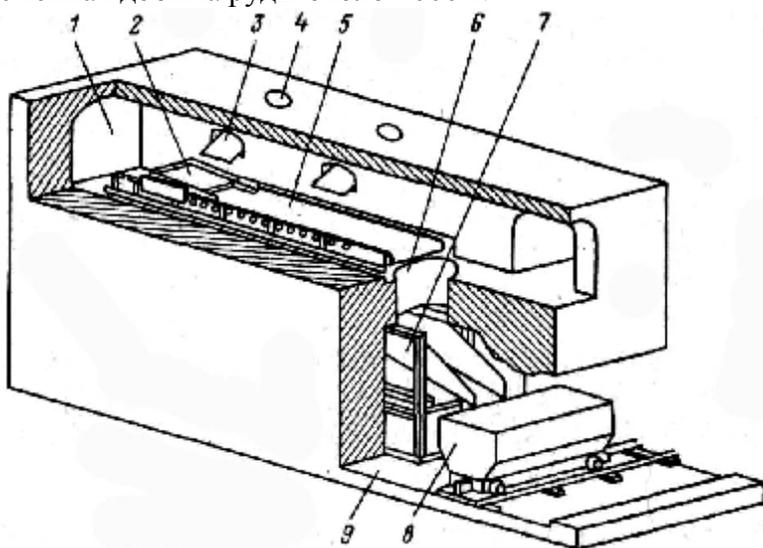


Рис. 5.13. Доставочный комплекс «Украина-3»

Нашли применение и виброконвейеры, которые по принципу действия и устройству аналогичны вибропитателям, но имеют большую длину. Виброконвейер ВУР-80М1 на Текелийском свинцово-цинковом комбинате при работе с двумя-тремя вибропитателями транспортирует 350—800 т руды в смену на расстояние 30 м.

На рис. 5.13 приведена схема очистного доставочного комплекса «Украина-3», предназначенного для выпуска и доставки крупнокусковой руды. Из блока отбитая руда через дучку 4 поступает на вибропитатель 3. Последний транспортирует руду на перегружатель 2, который изменяет направление движения руды на 90° и подает ее на ленточный конвейер 5, установленный в доставочной выработке 1. С конвейера руда через рудоспуск 6 с помощью вибролюка 7 загружается в вагоны 8 на откаточной выработке 9.

Управление комплексом дистанционное, с поста вблизи вибропитателей, Максимальная длина конвейера 100—120 м, максимальный размер транспортируемого куска 1200 мм, техническая производительность комплекса 1500 т/смену.

### **Вторичное дробление и ликвидация зависаний руды.**

Производительность выпуска, погрузки и транспортирования руды во многом определяется ее гранулометрическим составом. На многих рудниках размер кондиционного куска принимается равным 400—1000 мм. На рудниках, разрабатывающих тонкие жилы, он не превышает 250—350 мм.

При взрывной отбойке выход негабарита может достигать 25—30 %, а затраты на его дробление — до 50—80 % расходов на отбойку руды.

*Вторичное дробление* негабаритных кусков осуществляют *взрывным или механическим* способом. Накладные заряды ВВ размещают на поверхности куска руды и взрывают огневым способом или детонирующим шнуром (при возможности безопасного подхода к негабариту). Современные вибропитатели и некоторые конвейеры достаточно прочны, что позволяет разбивать отдельные негабариты руды с применением ВВ. В вязких рудах для размещения зарядов бурят мелкие шпуровые отверстия. Не вызывает затруднений дробление негабаритов на почве штрека скреперования, в очистных забоях ряда систем. Иногда крупные куски убирают с помощью погрузочно-доставочного оборудования в сторону, а затем разрушают серией зарядов.

Руда часто застревает в рудоспуске, дучке. Доступ к таким зависаниям затруднителен и опасен. Они бывают неустойчивыми, если возникают вследствие расклинивания в рудоспуске нескольких кусков руды.

Для ликвидации зависаний в дучку вводят заряд ВВ массой 3—5 кг с отрезком детонирующего шнура и зажигательной трубкой, прикрепленной к концу шеста длиной 3—4 м. Длина детонирующего шнура должна быть достаточной для размещения зажигательной трубки в безопасном месте. Аналогично ликвидируют зависания в рудоспусках над люками и вибропитателями. При застревании руды на большой высоте применяют *динамореактивные снаряды* (гранатометы).

Для механического дробления применяют *пневматические бутобойки*, устанавливаемые в специальных камерах вторичного дробления на горизонтах скреперования или у рудоспусков. Производительность подобных бутобоев составляет 12—15 м<sup>3</sup>/ч при дроблении кусков до 1,8 м в поперечнике.

### **Поддержание очистного пространства.**

Оно представляет собой комплекс мероприятий по регулированию горного давления в очистных забоях и называется *управлением горным давлением*.

Крепость вмещающих пород — основной фактор устойчивости очистного пространства. Известны случаи, когда в камерах объемом в тысячи кубических метров не наблюдается обрушений много лет. Однако и сама технология очистной выемки во многом определяет устойчивость выработанного пространства. К факторам, влияющим на устойчивость руд и вмещающих пород и зависящим от принятого порядка очистной выемки, относятся следующие:

*размеры очистного пространства*. Чем больше площадь обнажения кровли, тем меньше ее устойчивость. Поэтому в слабых рудах и вмещающих породах необходимо уменьшать размеры открытых камер;

*скорость продвижения забоя*. Горные породы разрушаются постепенно. Вначале в кровле и боках выработок образуются мелкие трещины, затем они увеличиваются и происходит обрушение отдельных кусков породы. Непременным условием сохранения устойчивости призабойного пространства является «обновление» кровли. Чем выше скорость продвижения забоя, тем устойчивее кровля;

*способ отбойки*. При взрывной отбойке породы разрушаются не только в том объеме рудного массива, в котором размещены заряды ВВ, но значительно дальше. Сейсмические волны распространяются во все стороны от участка взрыва и вызывают образование трещин и обрушения пород в местах, где они нежелательны. В этом отношении механический и гидравлический способы отбойки более благоприятны. Шпуровой способ отбойки дает наименьшее нарушение кровли, камерный — наибольшее. Направление шпуров также влияет на устойчивость кровли:

наибольшее трещинообразование и заколы наблюдаются при отбойке восходящими шпурами. Применение короткозамедленного взрывания, снижающего сейсмический эффект, оказывает благоприятное влияние на сохранение устойчивости горных пород;

*направление очистной выемки.* Иногда оно имеет решающее значение для обеспечения безопасности работ. При отработке крутопадающих рудных тел выемка снизу вверх более безопасна, чем сверху вниз. При выемке сверху вниз обрушающиеся из кровли куски породы будут падать в направлении подвигания забоя. Направление кливажа или трещиноватость пород также требует определенного направления очистной выемки.

Выработанное пространство поддерживают целиками, с помощью магазинирования руды, закладкой и крепью.

*Поддержание целиками* возможно только в достаточно устойчивых рудах. Форма целиков, их размеры и взаимное расположение будут рассмотрены ниже.

Целики после отработки одного или нескольких блоков извлекают. Постоянные целики оставляют, если необходимо предохранить поверхность от обрушения или когда отработка целиков сопряжена с опасностью работ.

*Поддержание магазинированием руды* заключается в оставлении части руды в выработанном пространстве. В этом случае она играет роль крепи. По окончании отработки блока замагазинированную руду выпускают.

*Закладка* — заполнение выработанного пространства пустой породой или другими материалами, которые называют *закладочными*. Закладочные работы ведут как при очистной выемке, так и после отработки камер. В качестве закладочного материала используют скальные горные породы в разрыхленном состоянии, отходы металлургических заводов, хвосты обогатительных фабрик. Стоимость закладочного материала должна быть низкой; он должен быть транспортабельным, хорошо уплотняющимся в выработанном пространстве.

Закладочный материал в подземные выработки спускают чаще всего по трубам с последующим транспортированием его по горизонтальным выработкам с помощью воды, сжатого воздуха, иногда конвейерами или в вагонетках. Наиболее эффективно транспортирование закладочного материала водой самотеком или сжатым воздухом по трубам.

В выработанное пространство закладочный материал укладывают самотеком, скреперами или закладочными машинами. В последние годы широкое распространение получил закладочный материал с примесями вяжущих веществ (*твердеющая закладка*). Подобная закладка выработанного пространства твердеющими смесями позволяет обнажать заложенное пространство не только с боков, но и снизу, без опасности обрушения и даже проходить выработки без крепи. Твердеющая закладка позволяет осуществлять очистную выемку без оставления целиков. Основные составные части твердеющей закладки: тонкомолотый гранулированный доменный шлак с цементом, хвосты обогатительных фабрик, дробленые породы и вода. Прочность закладочного материала на сжатие через 3 мес после укладки составляет 2—3 МПа.

Подготовленную смесь твердеющей закладки транспортируют от смесительных установок к очистным блокам по трубам. Перемещение ее в них происходит за счет давления, создаваемого весом находящегося в вертикальном трубопроводе материала. В общем балансе закладочных работ твердеющая закладка занимает 90 %, с применением ее добывают около 30 % руд цветных металлов.

Поддержание очистного пространства *крепью* применяют все реже. При этом используют некоторые из рассмотренных выше видов крепи для горизонтальных и вертикальных выработок. Так, при отработке рудных тел относительно небольшой мощности (до 3 м) находят применение распорная крепь. При некоторых системах разработки (слоевого обрушения, столбовых) применяют неполные крепежные рамы. Более широкое распространение имеет анкерная крепь.

Костровую крепь применяют при высоком горном давлении в пологих рудных телах, на сопряжениях очистного пространства с другими выработками. Костер состоит из горизонтальных рядов круглого леса. В каждом ряду укладывают не менее двух (в зависимости от давления) бревен. Высота костра по условиям устойчивости не должна превышать его ширину более чем в 4 раза. Так как давление направлено поперек волокон, то костровая крепь податлива. Расстояние между кострами определяется величиной горного давления.

Одним из распространенных способов управления горным давлением является периодическое уменьшение размеров открытого выработанного пространства путем обрушения кровли, Этот способ изложен при описании систем разработки.

### Классификация систем разработки.

*Системой разработки* называют порядок ведения подготовительных и очистных работ в пространстве и времени.

Многообразие условий залегания месторождений обусловило применение большого числа систем разработки. Для облегчения изучения и выбора систем разработки все они по сходным признакам объединены в определенные классы. Ниже рассмотрена их классификация, предложенная акад. М. И. Агошковым, с некоторыми изменениями в порядке расположения и наименования групп (табл. 5.4).

Т а б л и ц а 5 . 4

Класс	Наименование класса систем разработки	Группа	Наименование группы систем разработки
I	С открытым очистным пространством	1	Потолкоуступные
		2	Со сплошной выемкой
		3	Камерно-столбовые
		4	С подэтажной отбойкой
		5	Этажно-камерные
II	С магазинированием руды	1	С потолкоуступной шпуровой отбойкой
		2	С отбойкой руды глубокими скважинами
		3	С отбойкой руды из специальных выработок
III	С креплением очистного пространства	—	—
IV	С закладкой очистного пространства	1	Горизонтальными слоями
		2	Наклонными слоями
		3	Потолкоуступные
		4	Нисходящей послойной разработки
		5	Сплошные
		6	С креплением и закладкой
V	С обрушением вмещающих пород	1	Слоевого обрушения
		2	Столбовые
VI	С обрушением руды и вмещающих пород	1	Подэтажного обрушения
		2	Этажного самообрушения
		3	Этажного принудительного обрушения
VII	Комбинированные	1	С выемкой камер с открытым очистным пространством
		2	С выемкой камер и магазинированием руды

По этой классификации все системы разработки разделены на семь классов. В основу классификации положено состояние очистного пространства в период разработки. Этот признак позволяет разбить все системы на сходные классы как по конструктивной характеристике, так и по условиям применения. Внутри каждого класса выделены группы систем разработки. Признаки деления систем на группы различны для каждого класса (способ отбойки, форма забоя и др.). Каждую группу разбивают на варианты.

Следует отметить, что не все системы, указанные в классификации, имеют широкое распространение. Поэтому в дальнейшем системы рассматриваются не с одинаковой подробностью. Наибольшее внимание уделено высокоэффективным системам, широко применяющимся при разработке рудных месторождений (с открытым очистным пространством, с обрушением руды и вмещающих пород), наименьшее — системам с креплением.

### 5.6. Системы разработки с открытым очистным пространством

В этот класс входят системы разработки, при которых очистное пространство в процессе выемки остается открытым и его поддержание осуществляется рудными целиками или

простейшими видами крепи. После обработки пространство блока заполняют обрушенными пустыми породами или закладочным материалом.

Системы с открытым очистным пространством имеют довольно широкое распространение. Обязательным условием для их применения является достаточная устойчивость руд и вмещающих пород (коэффициент крепости не менее 7—8). В практике разработку с открытым очистным пространством применяют при глубине горных работ до 1000 и более, хотя это вызывает необходимость в оставлении целиков больших размеров и увеличивает опасность проявления горных ударов.

### Потолкоуступные системы разработки.

Характерная особенность потолкоуступных систем заключается в обработке забоев уступной формы, расположенных над рабочими. Последние располагаются на настиле, уложенном на распорную крепь. Короткие уступы (рис. 5.14, а) окуривают горизонтальными шпурами, длинные (рис. 5.14, б) — вертикальными. Длинные уступы предпочтительнее, так как они обеспечивают более широкий фронт работ, упрощают возведение крепи.

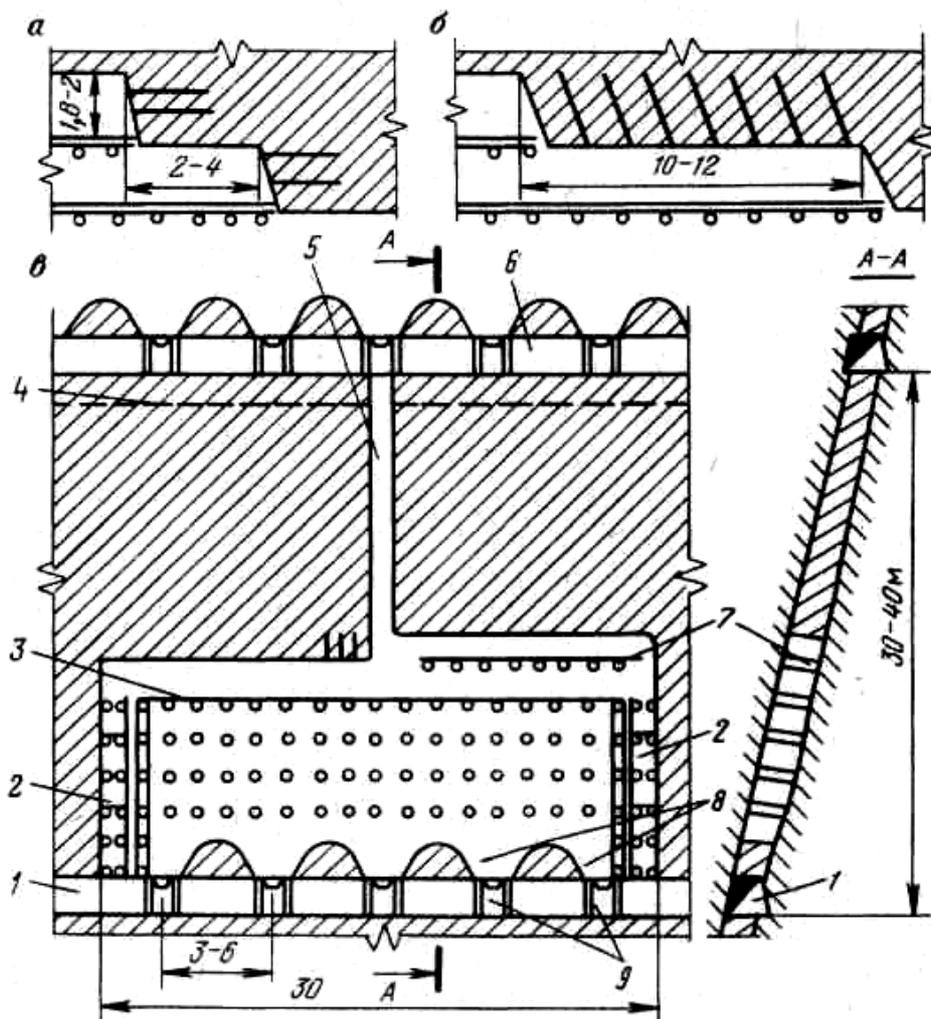


Рис. 5.14. Короткие (а), и длинные (б) уступы при потолкоуступной системе разработки (в)

Подготовительные работы при потолкоуступной системе разработки (рис. 5.14, в) заключаются в проведении откаточного штрека 1 и вентиляционного восстающего 5. На флангах блока по мере выемки руды сооружают материально-ходовые восстающие 2. Очистные работы начинают с выемки слоя руды над откаточным штреком, с установкой в кровле последнего распорной крепи. Иногда (см. риге. 5.14, в) над откаточным штреком оставляют целик толщиной 2—2,5 м, в котором проходят рудоспуски, расширенные в верхней части в воронки 8. При этом шпуры бурят ручными перфораторами, отбитую руду через рудоспуски выпускают на почву откаточного штрека и затем убирают погрузочными машинами. Места выпуска руды 9 оборудуют люками.

Очистная выемка включает следующие операции: бурение, зарядание и взрывание шпуров, разборку настила перед взрыванием, проветривание, возведение крепи и укладку

настила, выпуск руды через люки.

Шпуров бурят с временных полков 3, укладываемых на распорную крепь 7, которая одновременно предохраняет вмещающие породы от местных вывалов. Расстояние между рядами крепи равно высоте уступа, а между стойками в ряду— 1,2—1,8 м. Перед взрыванием шпуров настил убирают и руда под действием собственного веса падает между крепью до выпускных люков. При падении руды некоторые стойки ломаются или выбиваются. В целях уменьшения затрат на восстановление крепи иногда руду доставляют по рудоспускам, которые сооружают путем обшивки досками соседних вертикальных рядов распорной крепи,

Свежий воздух для проветривания поступает с откаточного штрека через фланговые восстающие 2, а отработанный отводится по центральному восстающему 5 на вентиляционный штрек 6. После проветривания обирают заколы в кровле и боках очистного забоя начиная с верхних уступов. Крепильщики при работе пользуются предохранительными поясами, сообщение между уступами осуществляется по лестницам. Для сохранения верхнего вентиляционного штрека оставляют подштрековый целик 4 толщиной 2,5—3 м, который отрабатывают позднее»

Размеры блока определяют в зависимости от крепости вмещающих пород, мощности рудного тела и угла падения. Наибольшая высота этажа (до 60 м) применяется при устойчивых боковых породах, небольшой мощности и крутом падении рудного тела. Длина блока 30—50 м;

*Условия применения:* крутопадающие жильные и пластовые месторождения мощностью 0,6—3 м. Небольшие потери руды позволяют применять систему при ценных рудах. Для отработки бедных руд систему применять нецелесообразно, поскольку затраты на мелкошпуровую отбойку и на крепление значительны. Склонность руд к слеживанию, наличие включений в ней пустых пород, а также характер контактов рудного тела с вмещающими породами существенного значения не имеют.

*Оценка систем.* Их достоинствами являются небольшие потери руды (2—10 %), возможность выемки ответвлений жилы, гибкость системы, позволяющая при необходимости изменять технологию и конструктивные элементы, хорошие условия проветривания. Недостатки: низкая сменная производительность труда забойных рабочих (1—2 м<sup>3</sup>), высокий расход крепежных материалов (до 0,12 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>8</sup> рудной массы), опасные условия при установке и ремонте крепи, высокая себестоимость добычи. В связи с указанными недостатками система имеет ограниченное распространение.

В последние годы разработан и успешно применяется вариант, который предусматривает выемку руды с помощью механизированного комплекса, передвигающегося по монорельсу. Обуривание уступов осуществляют колонковыми перфораторами с самоходного полка, который перемещается по монорельсу, устанавливаемому в вентиляционных восстающих. Их число в блоке (от 2 до 5), а, следовательно, и глубина бурения зависят от характера залегания рудного тела. После обуривания слоя руды толщиной 1,3—3 м заряжают шпуров длиной 3—12 м и демонтируют одну две секции монорельса. Полк с рабочими перемещается в вентиляционный штрек. После взрывания шпуров и проветривания забоя цикл повторяется. При необходимости руду в камере можно магазинировать.

По сравнению с обычным вариантом потолкоуступной системы применение механизированного комплекса позволяет обеспечить **более безопасные** условия труда бурильщиков, исключить установку распорной крепи и повысить сменную производительность труда забойного рабочего до 12—14 м<sup>3</sup>.

### **Камерно-столбовые системы разработки.**

Камерно-столбовые системы применяют для разработки пологих и наклонных залежей с устойчивыми кровлями и рудами мощностью от 2 до 30 м, а иногда и более. При этих системах выемочные камеры отделяются одна от другой постоянными или временными (при ценных рудах) целиками. При больших размерах камер внутри них также регулярно оставляют целики цилиндрической или прямоугольной формы. Потери руды в постоянных целиках составляют 15—25 %, а при отработке месторождений соли и гипса до 50—60 % всех запасов.

Рассмотрим вариант камерно-столбовой системы разработки с применением самоходного оборудования для залежи мощностью 3—8 м при угле ее падения до 8—10° (рис. 5.15). Подготовка заключается в проведении откаточного 7 и вентиляционного 3 штреков, сбиваемых друг с другом через каждые 150 м панельными штреками 2. Из них через каждые 40 м

проводят заезды 1, сбиваемые по мере выемки панели разрезными штреками 10.

В начальной стадии очистной выемки делают отрезную щель путем отбойки руды в кровле и с боков разрезного штрека. Шпуров длиной 2—4 м и диаметром 42 мм бурят самоходными бурильными установками 5 типа СБУ, позволяющими обуривать забои высотой до 8 м. Заряжают шпуров пневмозарядной машиной ПМЗШ. Рудную массу грузят в самоходные вагоны 8 погрузочными машинами 9; при высоте камеры более 6 м для погрузки используют подземный экскаватор ЭП-1. Кровлю поддерживают ленточными целиками 4 и внутрикамерными целиками 6 диаметром 6—8 м. В кровле камер через 1—2 м устанавливают железобетонные анкеры длиной 1,5—2,5 м. Зарядание шпуров, оборку забоя и кровли, установку анкерной крепи ведут с помощью самоходных полков. Для зачистки почвы применяется бульдозер. При указанной организации работ в шахтах Джеккаганского рудника достигнута следующая сменная производительность труда рабочего: на отбойке 200—300 т, на погрузке 300—500 т, забойного 100—120 т.

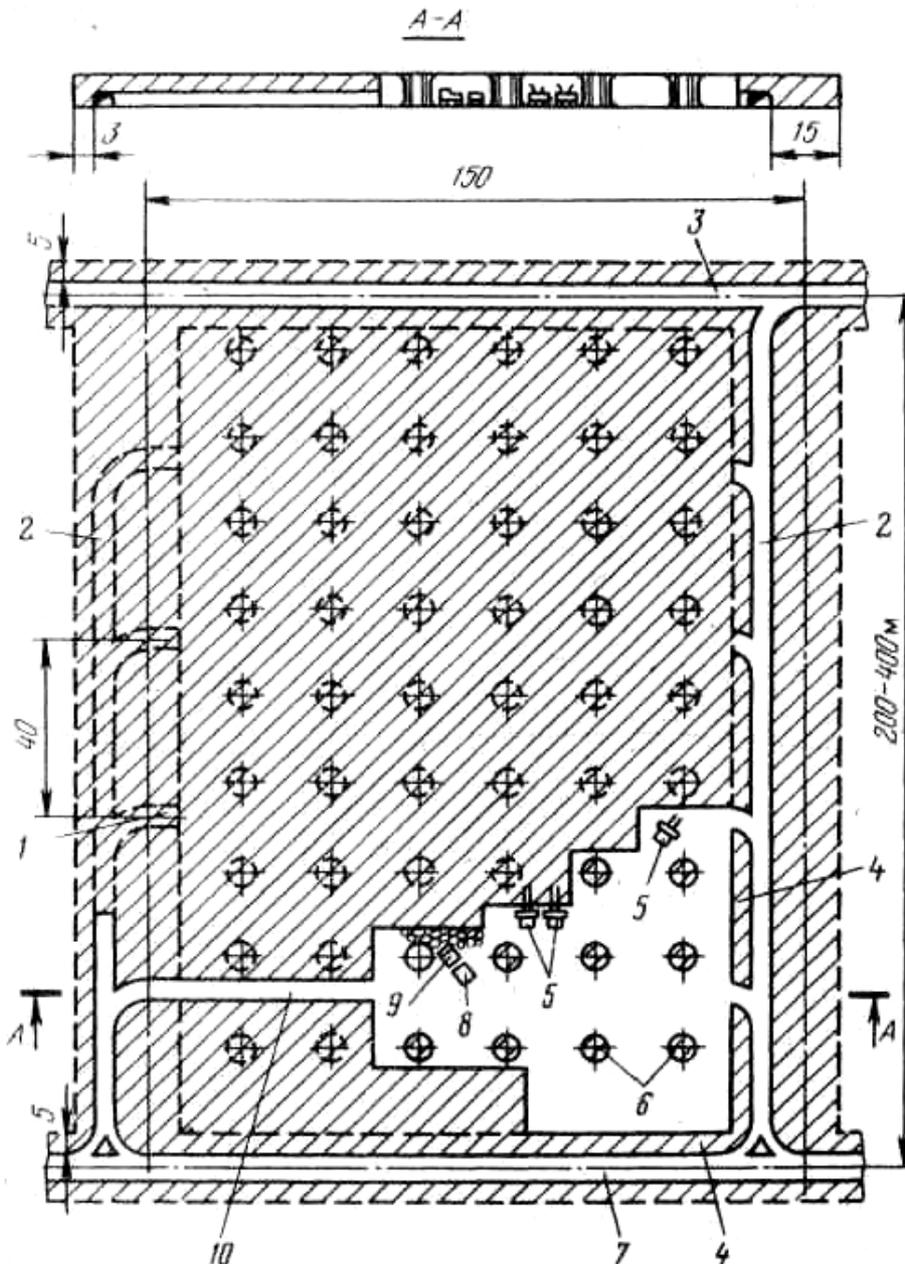


Рис. 5.15. Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования

Повысить эффективность использования самоходного оборудования и производительность труда можно путем поточного перемещения оборудования вдоль замкнутого контура очистных забоев (рис. 5.16, а). Это позволяет ликвидировать потери рабочего времени на перегоны машин при взрывных работах в места укрытия.

При мощности залежи более 8 м применяют полойную уступную выемку (рис. 5.16, б). В этом случае транспортирование руды к панельному штреку 1 осуществляют по транспортным штрекам 4. На нижний слой из этих штреков устраивается съезд 5. Вентиляционная

струя по выработке 2 поступает в сборный вентиляционный штрек 3.

Нижний слой начинают обрабатывать после того, как верхний будет извлечен на 40 м. В каждом слое применяют однотипное оборудование, аналогичное тому, которое используется при однослойной обработке. При мощности более 16 м обработка ведется тремя слоями. Применение камерно-столбовой системы разработки возможно также для наклонных рудных тел (до 40°) при расположении камер по простиранию.

*Оценка систем.* Достоинства камерно-столбовых систем заключаются в небольшом объеме подготовки, широком фронте работ, высокой производительности труда, низкой себестоимости добычи и небольшом (до 6—7 %) разубоживании руды. Основными их недостатками являются значительные потери руды в целиках и повышенная опасность работ в камерах под обнаженной кровлей.

Совершенствование систем разработки связано с созданием более мощного и надежного самоходного оборудования с дистанционным управлением.

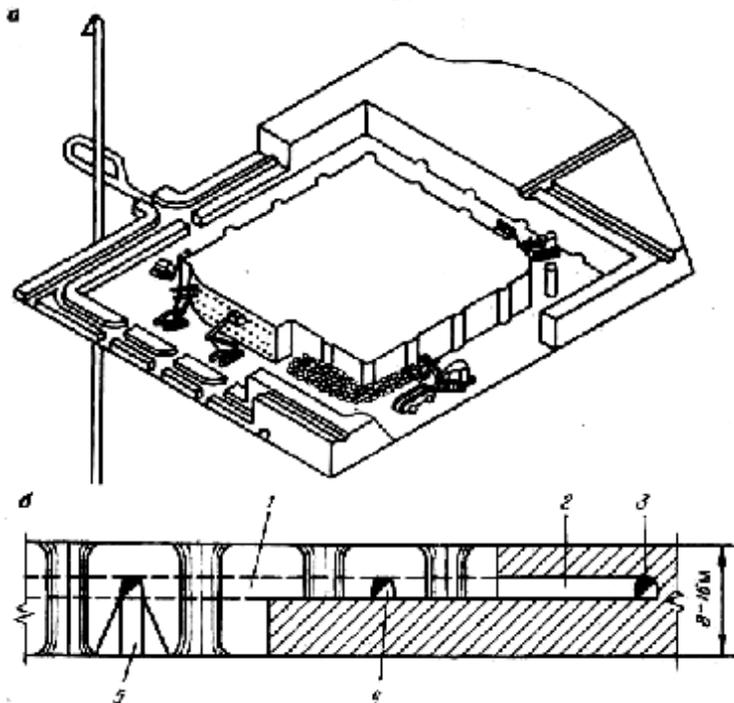


Рис. 5.16. Схемы обработки при замкнутом контуре очистных забоев с выемкой на полную мощность (а) и послойной уступкой выемкой (б)

### Совместные разработки с подэтажной отбойкой (подэтажно-камерные).

При этих системах отбойку руды в камерах ведут из подэтажных выработок, а поддержание выработанного пространства осуществляют временными целиками. По простиранию месторождения камеры разделяют между камерными и целиками, а по падению — междуэтажными, которые состоят из потолочины и днища. *Потолочина* — часть междуэтажного целика, расположенная ниже основного (откаточного) горизонта, *днище* — часть целика, находящаяся между почвой камеры и основным горизонтом.

Для уяснения сущности системы рассмотрим вариант с отбойкой руды веерными комплектами скважин и выпуском руды на почву выработок основного горизонта (рис. 5.17) для случая обработки крутой залежи мощностью 10—15 м.

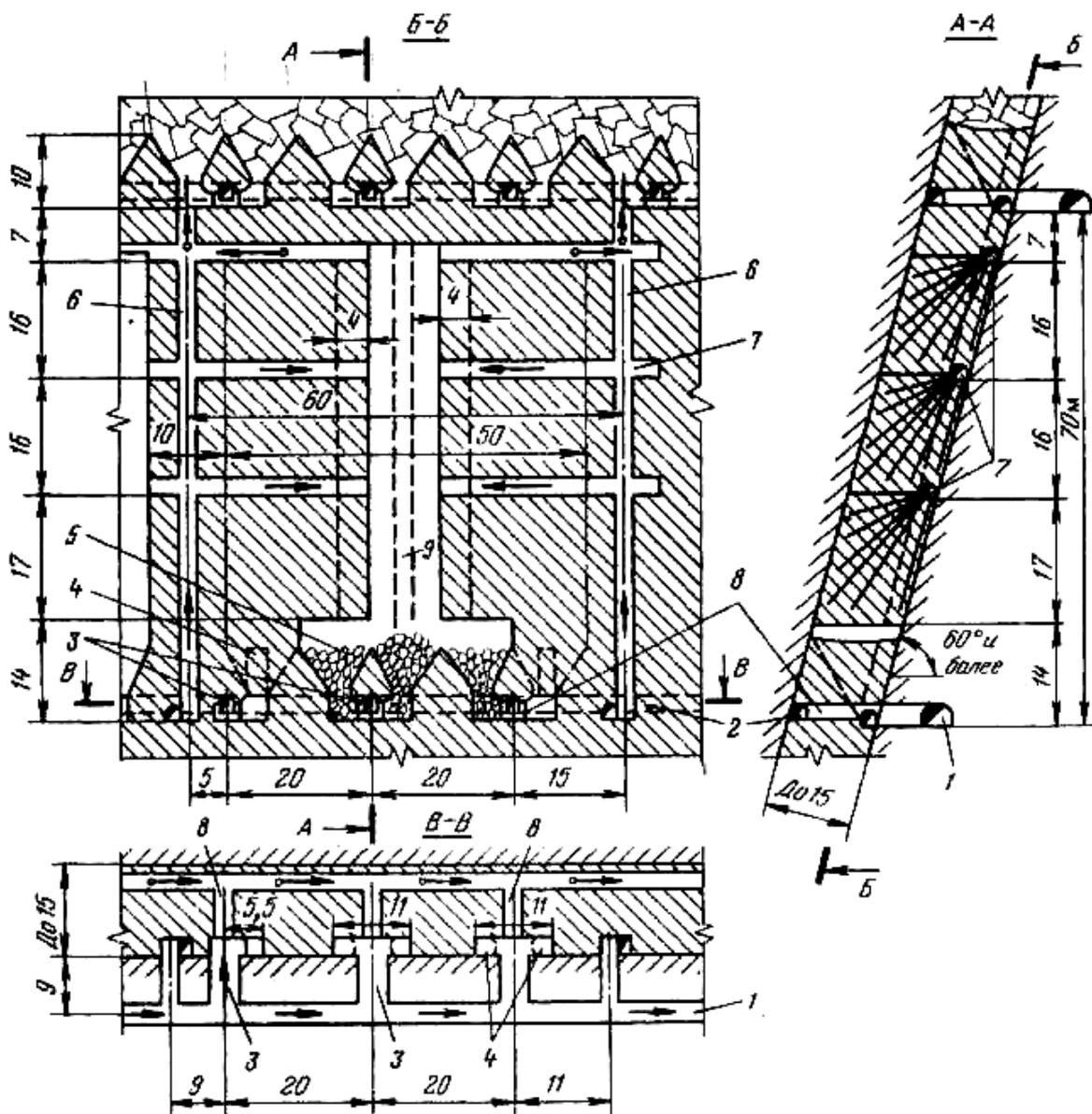


Рис. 5.17. Система с подэтажной отбойкой веерными комплектами и скважин

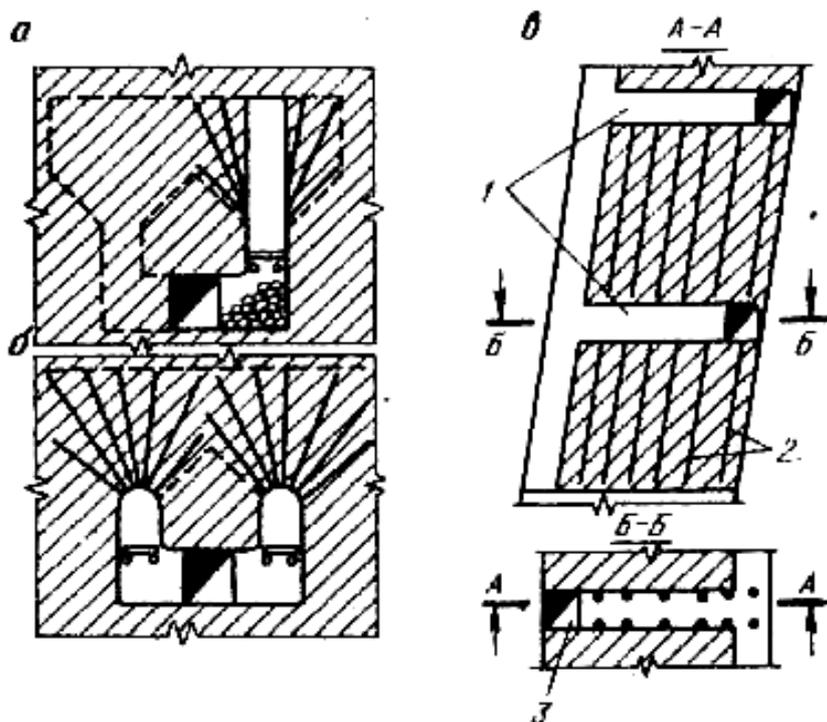


Рис. 5.18. Подсечка штанговыми шурами и образование отрезной щели

Подготовка блока состоит в проведении полевого откаточного 1 и вентиляционного 2

штреков и блоковых вентиляционно-ходовых восстающих 6. Из откаточного штрека проводят погрузочные камеры 3 с двусторонним расположением дучек 4. Погрузочные камеры сбивают с вентиляционным штреком сбоями 8. Между блоковыми восстающими проводят несколько подэтажных буровых штреков 7, а в центре блока с горизонта подсечки до потолочины — отрезной восстающий 9,

Подготовительные и нарезные выработки за исключением блоковых восстающих обычно проходят без крепления, сопряжения выработок крепят анкерной крепью.

Стадии очистной выемки: подсечка камеры, образование отрезной щели, отбойка и выпуск руды из камеры, отработка целиков. Для подсечки в дучках на высоте 1,5—2 м сооружают полук, с которого бурят комплект шпуров глубиной 6—8 м (рис. 5.18, а). После их взрывания с помощью детонаторов короткозамедленного действия образуется воронка 5 (см. рис. 5.17) с подсечкой камеры на площади 40 — 100 м<sup>2</sup>. При рудах средней крепости штанговые шпуров бурят из коротких дучек (рис. 5.18, б).

Для образования отрезной щели (рис. 5.18, в) на каждом подэтаже проводят буровые орты / и из них бурят нисходящие скважины 2 на высоту подэтажа. Скважины располагают в два ряда симметрично или в шахматном порядке на расстоянии 1,5—3 м и взрывают последовательно по одной-две от восстающего 3 к границе камеры. После взрывания всех скважин образуется отрезная щель шириной около 2—3 м на полную ширину и высоту камеры.

После разделки отрезной щели отбойку руды ведут вертикальными слоями, начиная с нижнего подэтажа. Скважины бурят станками пневмоударного бурения. Отбитая руда поступает через воронки и дучки на почву погрузочных камер, где она самоходными погрузочными машинами грузится в вагонетки.

По мере отработки камеры ведут дальнейшую подсечку и разделку дучек в воронки с опережением относительно линии забоя не более чем на одну воронку.

Движение свежей и отработанной струй воздуха показано на рис. 5.17 стрелками. Междуканерные и междуэтажные целики отрабатывают после выемки двух и более соседних камер. Для этого в них бурят глубокие скважины» Скважинные заряды в междуэтажных целиках взрывают с замедлением по отношению к взрыванию зарядов в междуканерном целике. После обрушения целиков выработанное пространство заполняется самообрушающимися вмещающими породами. Потери руды при отработке целиков составляют 40—60 %.

*Способы отбойки, подготовки и подсечки блоков.* Высота подэтажей и способы их отбойки зависят от физико-механических свойств руды и пород, характера контактов и мощности рудного тела. В случае необходимости уменьшают высоту подэтажа до 8—12 м и переходят на отбойку штанговыми шпуровыми с веерным их расположением.

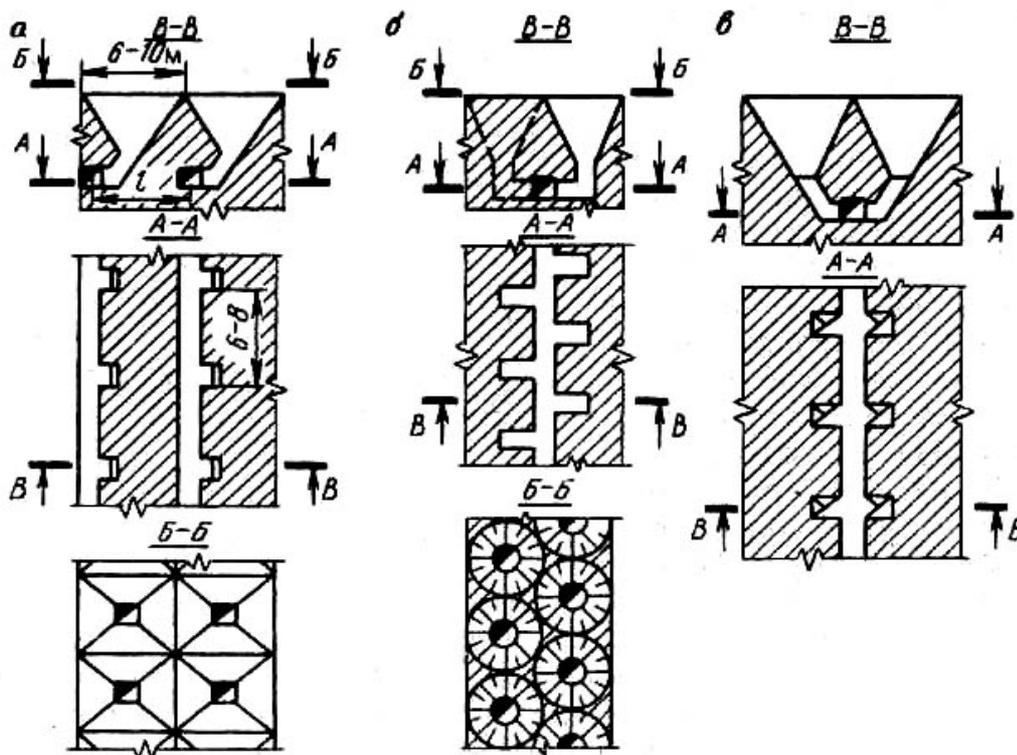


Рис. 5.19. Схемы расположения дучек и воронок

В рудных телах небольшой мощности и сложной формы отбойку ведут мелкими шпурами. В тонких жилах шпуры бурят из поэтажных штреков только по жиле; после их взрывания образуется узкая щель шириной 30—40 см.

Схема подготовки основного горизонта при системах с поэтажной выемкой выбирается в зависимости от мощности рудного тела и принятого способа выпуска руды: через люки, горизонт скреперования, вибропитатели или с помощью погрузочных машин.

Размеры и расположение дучек должны обеспечивать хорошее истечение руды, минимальное число зависаний и безопасность производства работ. Поступающая из дучки руда не должна пересыпать штрек скреперования более чем на  $2/3$  его ширины. Площадь поперечного сечения дучек 2—5 м<sup>2</sup>, при крупнокусковой руде — до 6—7 м<sup>2</sup>. Большие размеры выпускных отверстий сокращают число зависаний и тем самым увеличивают производительность выпуска, но в большей степени ослабляют надштрековый целик. Дучки бывают вертикальные и наклонные, с прямоугольной или круглой формой поперечного сечения.

Различают *одностороннее* (а) и *двустороннее* (б, в), *шахматное* (б) и *симметричное* (в) расположение дучек и воронок (рис. 5.19). При двустороннем их расположении уменьшается число штреков скреперования. Однако при одностороннем расположении вместе с числом выработок скреперования увеличивается и число лебедек, а следовательно, и производительность блока. Кроме того, при одностороннем расположении легче избежать пересыпания скреперной выработки рудой путем расширения ее в сторону массива руды. Поэтому при крупнокусковой руде применение одностороннего расположения дучек целесообразней, чем двустороннего. Оно также безопаснее для передвижения людей.

Шахматное расположение имеет больше сопряжений, требует больших расходов на поддержание выработок. Оно опаснее при передвижении людей по выработкам и ликвидации зависаний руды в дучках. Чаще применяют симметричное расположение дучек. Аналогичные схемы расположения дучек (рудоспусков) возможны и при установке вибропитателей в сопряжении дучек с откаточными выработками.

Кроме рассмотренного выше способа подсежки и образования воронок штанговыми шпурами в крепких устойчивых рудах применяют *траншейную подсежку* (рис. 5.20). Дучки 1 на высоте 2—3,5 м от кровли выработки скреперования 2 (откаточного штрека при вибровыпуске) соединяют траншейными штреками 3, из которых бурят веерные комплекты скважин глубиной 6—8 м на расстоянии 1,2—2 м один от другого. Взрывание ведут по одному комплекту, взрывая шпуры одновременно или последовательно, начиная с центральных. В результате образуются канаво-образные выработки, соединенные дучками со штреком скреперования или откаточным штреком. В траншее между дучками остаются навалы руды. Траншейная подсежка позволяет

обеспечить более безопасные и удобные условия труда бурильщиков, высокую производительность и себестоимость руды, близкую к ее себестоимости при нормальной стадии очистной выемки.

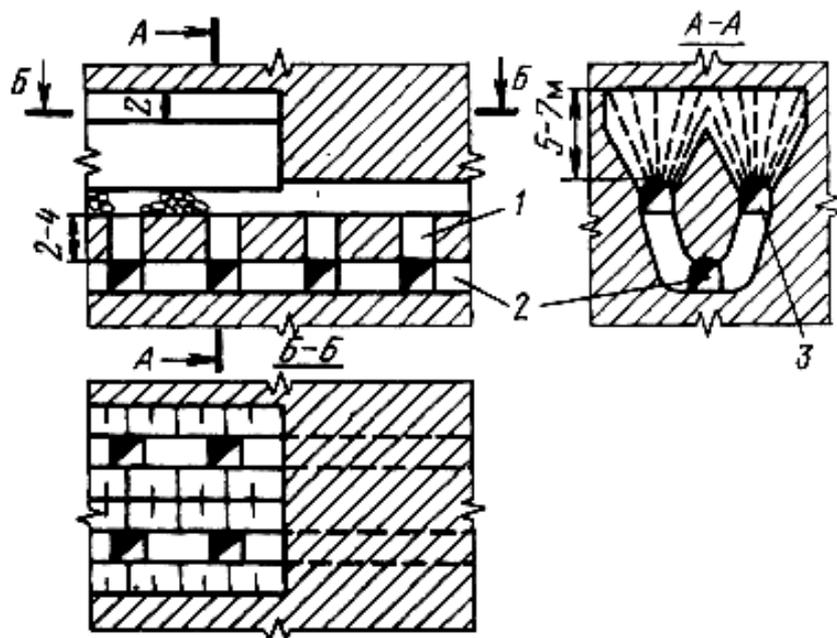


Рис. 5.20. Схема траншейной подсечки

В зависимости от принятого способа отбойки подэтажей отрезную щель образуют мелкими или штанговыми шпурами, а также глубокими скважинами. Последний способ рассмотрен ранее.

Размеры блока ограничиваются площадью допустимого обнажения боковых пород, интенсивностью очистной выемки.

Высота этажа складывается из высоты откаточного штрека и надштрекового целика, высоты камеры и толщины потолочины. Максимальное ее значение при крепкой руде и устойчивых боковых породах 78—80 м, минимальное — 50—60 м. Длина блока по простиранию 50—60 м. Кроме устойчивости боковых пород на длину блока влияет прочность потолочины, зависящая от ее толщины и ширины и устойчивости руды. Толщина междуэтажного целика находится в пределах 6—20 м. Междукамерные целики должны являться надежной опорой для потолочины и висячего бока камеры и обеспечивать сохранность пройденных в них выработок на весь срок отработки блока. При мощности залежи до 10—12 м их ширину принимают равной 6—7 м, при большей мощности — 10—15 м.

*Условия применения.* Системы с подэтажной отбойкой применяют для отработки крутопадающих рудных тел различной мощности (от весьма тонких до весьма мощных). Обязательным условием является высокая устойчивость руд и вмещающих пород. При подэтажной выемке руды должны иметь коэффициент крепости не менее 7—9, а вмещающие породы — не менее 9—10. В связи со значительными потерями руды эту систему при отработке мощных залежей с ценными рудами в обычном виде не применяют. Известен опыт успешного ее использования при отработке маломощных залежей с ценными рудами при отдельной выемке.

*Оценка систем.* Относительно высокая производительность труда и низкая себестоимость добычи, благоприятные условия проветривания, возможность выемки запасов с незначительными потерями и разубоживанием руды — достоинства систем с подэтажной отбойкой. Недостатки: образование пустот значительного объема (до нескольких сотен тысяч кубических метров); опасность возникновения воздушных ударов при внезапных обрушениях потолочины и боков; большой объем нарезных работ при шпуровой отбойке; значительные потери и разубоживание руды при выемке целиков; двухстадийность отработки блоков.

### Этажно-камерные системы разработки.

Системы разработки этой группы широко распространены на рудниках черной и цветной металлургии. В одиннадцатой пятилетке в Кривбассе этажно-камерными системами разработки было добыто около 15% железной руды. Удельный вес их на железорудных шахтах Урала и Сибири — 23%. Условия применения этажно-камерных систем совпадают с условиями

подэтажно-камерных. Отличие заключается лишь в мощности обрабатываемых рудных тел. Этажно-камерные системы применяют, как правило, при мощности более 15—18 м. В случае выдержанных элементов залегания залежей они могут использоваться при меньшей мощности — 8—10 м. Если мощность превышает 25—30 м, то камеры располагают вкрест простирания рудного тела.

В связи со значительной массой одновременно взрывааемых зарядов этажно-камерные системы разработки требуют более устойчивых руд и вмещающих пород (/не менее 10—12).

Отбойку руды в камерах ведут вертикальными слоями по всей высоте или горизонтальными слоями по длине камер. Отбойку вертикальными слоями применяют при крепких и весьма крепких монолитных рудах и породах, горизонтальными слоями — при рудах и породах средней крепости и устойчивости. При отбойке руды вертикальными слоями потолочина обнажается по мере отработки камер, а при отбойке горизонтальными слоями — после отработки камеры. В случае наличия вертикальной слоистости или трещиноватости возможность обрушения потолочины и увеличения выхода негабарита больше при отбойке руды вертикальными слоями. В таких условиях более эффективен вариант системы с отбойкой руды горизонтальными слоями.

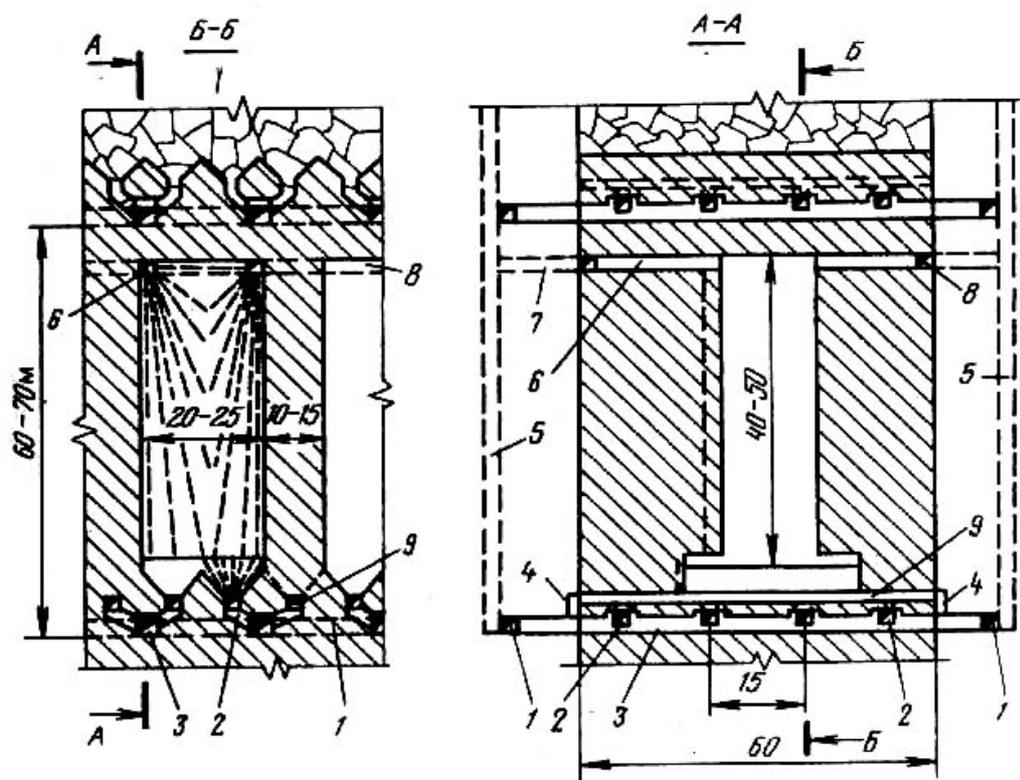


Рис. 5.21. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальным слоями

Впервые этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными скважинами на всю высоту камеры была применена на Высокогорском железном руднике в 1949 г.

Вариант системы с отбойкой руды вертикальными слоями с расположением камер вкрест простирания показан на рис. 5.21. В этом варианте этаж разбивается на регулярно чередующиеся камеры шириной 20—25 м и целики шириной 10—15 м.

На основном горизонте проводят полевые откаточные штреки 1, которые через каждые 20—30 м сбиваются ортами 3. Восстающий 5 обслуживает 3—5 блоков. В нишах 2, пройденных из откаточных ортов, устанавливают вибропитатели. Из ходков 4 или из дучек проходят траншейные штреки 9. На буровом горизонте располагают буровые орты 6 и вентиляционно-ходовые штреки 8. Последние сбиваются с участковыми восстающими сбойками 7.

Отрезной восстающий располагают как по центру камеры, так и на флангах. В первом случае отработка камеры ведется двумя забоями, что обеспечивает более высокую производительность блока, уменьшает время его отработки и способствует большей сохранности целиков.

Подсечка камер (траншейная) и образование отрезной щели аналогичны системам с подэтажной отбойкой.

Руду отбивают веерными комплектами глубоких скважин, буримых станками

пневмоударного бурения. Толщина отбиваемого слоя 3—5 м. На обустройство одного слоя затрачивается 10—20 смен. Расход ВВ на слой -2—3 т. Взрывают по одному-два слоя, отбивая за взрыв 10—25 тыс. т руды. Бурение и выпуск руды независимы, поэтому часть руды временно магазинируется в нижней части камеры. Производительность выпуска руды составляет 30—100 тыс. т в месяц.

Междукамерный и междуэтажный целики разбуривают веерными или пучковыми комплектами скважин во время отработки камеры. Перед массовым обрушением междукамерный целик отсекают, а взрывание целиков ведут в той же последовательности, что и при системах с подэтажной отбойкой.

На некоторых рудниках для отбойки применяют параллельные скважины (см. рис. 5.7, а), — вертикальные или наклонные в зависимости от угла падения рудного тела. Иногда скважины бурят из нижнего подсечного пространства. При восходящих скважинах сильно разрушается потолочина, а также затрудняется зарядание скважин. Эту схему отбойки целесообразно применять при пологом залегании рудного тела и мощности его до 30 м.

Показатели, достигнутые на руднике им. Дзержинского (Кривбасс), при применении этажно-камерной системы с отбойкой вертикальными слоями приведены ниже.

Коэффициент крепости руды .....	12—14
Удельный объем подготовительных работ на 1000 т добытой руды, м .....	5—6
Выход руды с 1 м скважины, т .....	11—14
Расход ВВ на 1 т руды, кг .....	0,5—0,55
Выход негабарита, % .....	6—12
Сменная производительность труда забойного рабочего, т .....	28—33
Себестоимость добычи 1 т руды (по системе), руб. ....	1,2—1,3

Вариант этажно-камерной системы с отбойкой руды горизонтальными слоями и вибровыпуском руды показан на рис. 5.22.

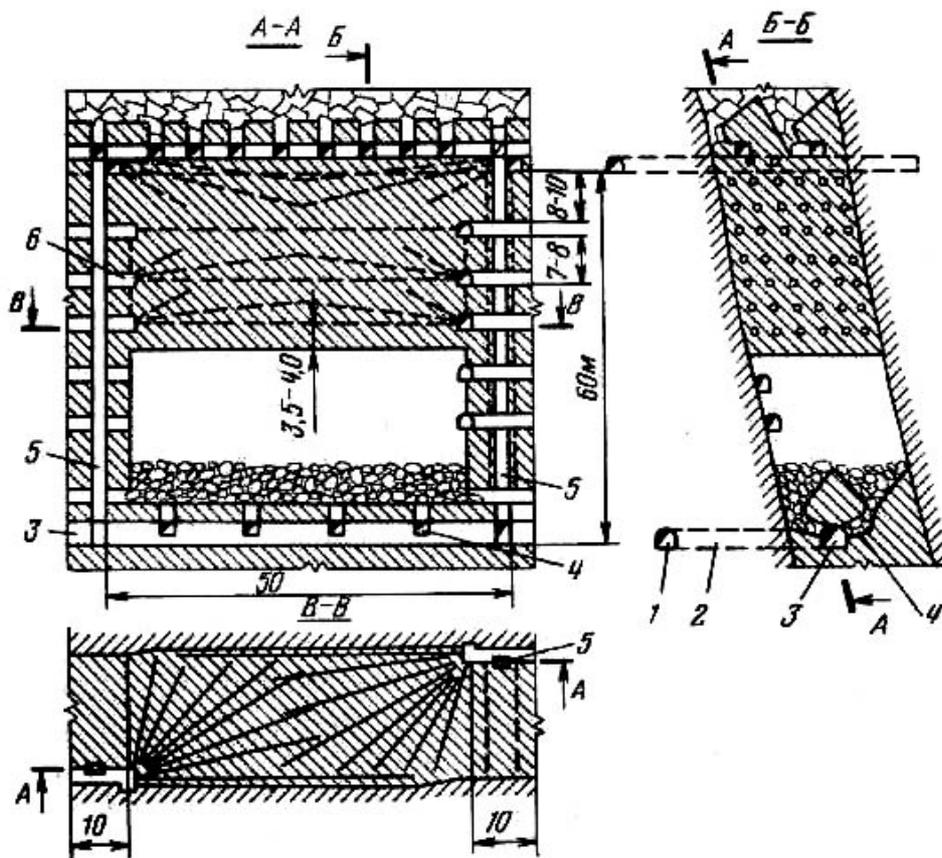


Рис. 5.22. Этажно-камерная система с отбойкой руды горизонтальными слоями

На откаточном горизонте пройдены полевой 1 и рудный 3 штреки, соединенные через каждые 100—200 м ортами 2. По висячему и лежачему бокам из рудного штрека пройдены буровые восстающие 5 с буровыми камерами 6. Подсечка траншейная. В отличие от ранее рассмотренных вариантов систем она должна быть закончена полностью к моменту отбойки первого слоя. Слой руды толщиной 7—8 м разбуривается встречными веерами глубоких скважин (по 2—3 веера из каждой камеры). Взрывание скважин в слое короткозамедленное. К моменту

взрывания одного слоя вышележащий должен быть обурен. Бурение скважин и выпуск руды вибролюками или вибропитателями, установленными в нишах 4, совмещают во времени. Целики обрабатывают аналогично ранее рассмотренным системам.

Сложность механизации погрузки породы при проведении буровых камер, значительный объем вспомогательных работ, связанных с перемещением буровых станков, — недостатки рассматриваемого варианта системы. Они устраняются, если скважины бурить непосредственно из восстающих, пройденных в отбиваемом рудном массиве. В этом случае бурение осуществляют с подвесных полков или клетей, перемещающихся по монорельсу.

Несколько более высокие технико-экономические показатели указанного варианта системы по сравнению с отбойкой вертикальными слоями объясняются меньшей крепостью руд, в которых она применяется.

*Оценка систем.* Системы с подэтажной отбойкой и этажно-камерные системы различаются только характером отбойки руды и оформлением буровых горизонтов. Чем меньше подэтажей при системах с подэтажной отбойкой, тем меньше они отличаются от этажнокамерных как конструктивно, так и по условиям применения, показателям, достоинствам и недостаткам.

Основные преимущества этажной отбойки по сравнению с подэтажной заключаются в повышении безопасности работ (так как все они выполняются в закрытых выработках небольшого поперечного сечения), улучшении условий труда бурильщиков вследствие меньшего пылеобразования при бурении скважин по сравнению с бурением шпуров, снижении расходов по добыче руды благодаря меньшему объему нарезных работ и более высокой производительности труда на бурении.

При отбойке глубокими скважинами наблюдаются значительные разубоживание и потери руды, так как скважины не могут следовать точно по контурам рудного тела. Кроме того, скважины отклоняются от заданного направления вследствие их искривления и неточного забуривания. По этой причине трудно соблюдать проектные размеры междукамерных целиков. По сравнению с под-этажной отбойкой выше выход негабарита. Значительное его количество образуется при отслаивании руды от междукамерных целиков и потолочин в момент отбойки слоев,

Дальнейшее совершенствование этажно-камерных систем связано со снижением потерь руды и разубоживания, повышением устойчивости целиков, уменьшением выхода негабарита, интенсификацией выпуска руды, увеличением камерного запаса руды и точности обуривания массива, уменьшением сейсмического действия массовых взрывов за счет внедрения многоступенчатого короткозамедленного взрывания и перехода на отбойку скважинами небольшого диаметра (40—60 мм), уменьшением отклонения скважин от заданного направления.

#### 5.7. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ РУДЫ

При системах с магазинированием очистное пространство заполняется отбитой рудой. Ввиду того, что отбитая руда занимает больший объем, чем в массиве, 30—40 % ее периодически выпускают, оставляя между поверхностью отбитой руды и кровлей пространство высотой 2—2,5 м.

По окончании отбойки в блоке производят общий выпуск руды, выработанное пространство остается открытым, реже заполняется закладкой или подвергается обрушениям).

Как и при системах с открытым очистным пространством, для поддержания вмещающих пород оставляют междуэтажные и междукамерные целики, безрудные участки или применяют закладку. Отбитая руда препятствует отслаиванию вмещающих пород в процессе выемки руды в блоке и служит основанием (площадкой) для рабочих очистного забоя.

Обуривание рудного массива осуществляют непосредственно с поверхности отбитой руды или же из специальных подготовительных выработок. В последнем случае чаще применяют отбойку глубокими скважинами.

#### **Системы со шпуровой отбойкой.**

Вариант таких систем, применяемый при отработке крутых тонких и средней мощности рудных тел, приведен на рис. 5.23. Откаточный штрек / в крепких рудах проводят без крепи, придавая кровле форму свода. Вентиляционным служит откаточный штрек 4 вышележащего

этажа. Через каждые 40—80 м по простиранию проводят блоковые восстающие на два отделения с ходками 3. В длинных блоках в их центре размещают дополнительный восстающий для облегчения доставки в забой материалов и оборудования и улучшения проветривания. В это случае фланговые восстающие имеют меньшую площадь поперечного сечения.

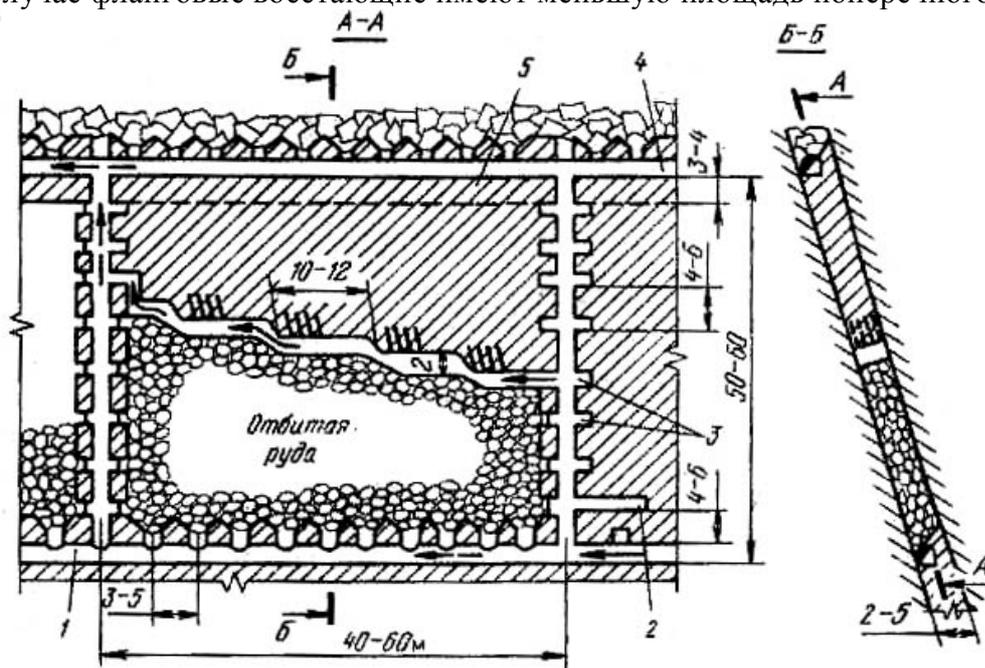


Рис. 5.23. Система разработки с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды

Из откаточного штрека проводят рудоспуски на высоту 4—6 м. Расстояние между рудоспусками не превышает 5—6 м. В противном случае наблюдается неравномерное опускание поверхности отбитой руды.

Начальная стадия очистной выемки включает подсечку камеры на всю длину и образование воронок. Для этого проводят подсечной штрек 2 и расширяют верхнюю часть рудоспусков в воронки. В нижней части рудоспусков устанавливают люки.

Очистной забой имеет потолкоуступную форму и обуравается горизонтальными или (чаще) восходящими шпурами с поверхности отбитой руды. Одновременно разбуривают негабариты на поверхности отбитой руды. Цикл очистной выемки включает бурение шпуров, их взрывание, проветривание забоя, частичный выпуск руды, оборку кровли. Продолжительность цикла — две-три смены. Количество выпускаемой за цикл руды зависит от степени ее разрыхления. Высота рабочего пространства после выпуска должна быть в пределах 1,8—2,5 м.

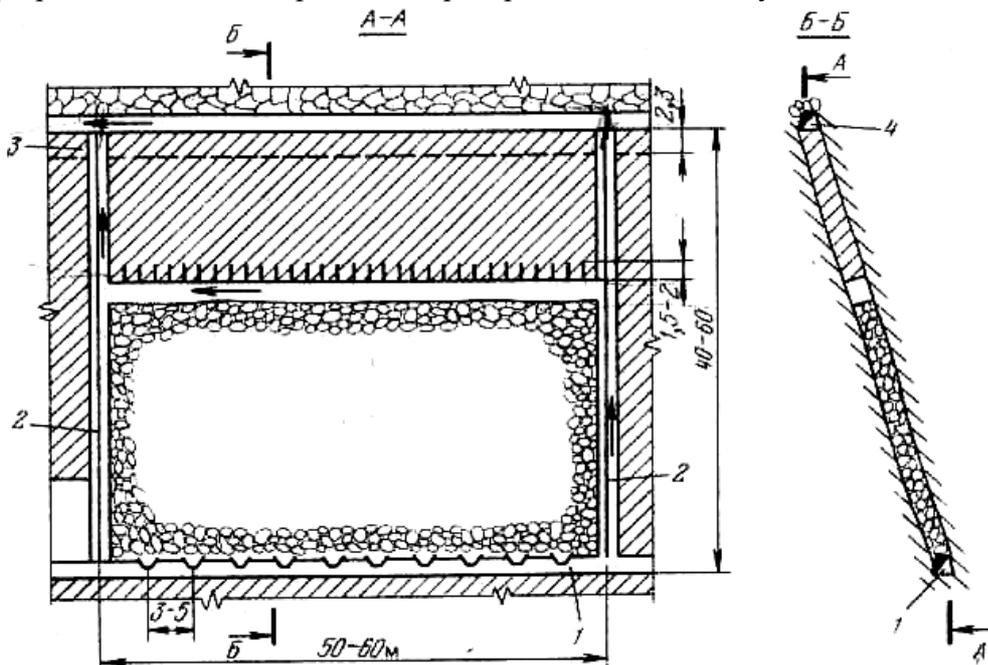


Рис. 5.24. Система разработки с магазинированием и сплошной выемкой руды

Основной выпуск всей замагазинированной руды начинают по достижении границы потолочины 5. Как частичный, так и окончательный выпуск руды из магазина осуществляют при отсутствии людей в очистном пространстве. Целики под (и над) вентиляционным штреком

извлекают после окончания закладки блока, так как верхний штрек на время закладочных работ необходимо сохранить. Если выработанное пространство не закладывают, то выемку междуэтажных целиков можно производить одновременно с выпуском руды. Целики не извлекают только при добыче малоценных руд. В этом случае потери руды в целиках достигают 15 % и выше.

При уступной форме забоя после взрывания уступов поверхность отбитой руды получается неровной. Поэтому трудно организовать выпуск отбитой руды так, чтобы выдержать необходимую высоту рабочего пространства под уступами. В одних местах высота рабочего пространства оказывается недостаточной, а в других она велика, что вынуждает сооружать полки для бурильщиков. Все это требует значительных затрат труда на разравнивание поверхности отбитой руды. В тонких и весьма тонких рудных телах затраты на разравнивание поверхности отбитой руды существенно уменьшаются, если отбойка ведется сплошным забоем.

Вариант системы со *сплошной выемкой*, применяющийся при разработке тонких рудных залежей с ценными рудами, приведен на рис. 5.24. При нем не оставляют надштрековых и междукамерных целиков, заменяя их крепью подготовительных выработок.

Для подготовки блока проводят откаточный штрек 1 и восстающие 2. Первый слой извлекают одновременно с проведением откаточного штока или после его проведения. В первом случае проводят штрек высотой от 3 до 5 м, а затем на высоте 2 м устанавливают распорки с укладкой на них прочного настила. В настиле через каждые 3—5 м устраивают люки. Восстающие имеют два отделения, закрепленные распорной крепью.

Выемку первого слоя производят из откаточного штока с уборкой руды погрузочной машиной. Второй слой руды обуривают с отбитой руды и взрывают после установки постоянной крепи в штоке и оборудования люков. Люки — разборные металлические. Расстояние между выпускными люками уменьшено до 1,5—2 м, выпускное же отверстие люка несколько увеличено.

Очистной забой по всей длине блока обуривают восходящими шпурами диаметром 35—36 мм и длиной 1,5—2 м с расположением их в шахматном порядке для обеспечения достаточного дробления руды. Шпуры заряжают пневматическим зарядчиком.

Подштрековый целик 3 вынимают перед окончательным выпуском руды из блока путем обуривания почвы штока 4 участками длиной по 8—10 м. При необходимости сохранения вентиляционного штока над отработанными камерами подштрековый целик не отрабатывают.

Сближенное расположение люков обеспечивает при выпуске руды равномерное ее оседание в магазине по всей длине блока, уменьшает число зависаний, исключает немеханизированный труд по разравниванию поверхности руды в призабойном пространстве и увеличивает производительность выпуска на 20 %.

Устранение потерь руды в целиках, сокращение проведения большого числа рудоспусков по подсечке блока, образованию воронок, проведению восстающих с ходками — основные преимущества этого варианта разработки.

*Условия применения.* Системы разработки с мелкошпуровой отбойкой из магазина применяют при мощности залежи от 0,6 до 4—5 м. При меньшей мощности возникает необходимость в подрывке вмещающих пород для создания очистного пространства необходимой ширины. При большей мощности применяют более эффективные системы разработки. Использование мелкошпуровой отбойки позволяет с достаточной полнотой извлекать руду при изменяющейся мощности рудного тела в пределах одного блока.

Руды и вмещающие породы должны быть достаточно устойчивыми. Хотя отбитая руда в некоторой степени препятствует отслаиванию вмещающих пород в период очистной выемки, она не может предохранить всячий бок от обрушения по окончании отработки камеры. Угол падения рудного тела должен быть не менее 55—60°. При меньших углах затрудняется выпуск руды, поверхность отбитой руды имеет большой уклон в сторону всячего бока, что требует дополнительных затрат труда на ее выравнивание. Руда не должна слеживаться, окисляться и быть склонной к возгоранию. Нежелательны также включения в рудном теле пустых пород, так как селективная выемка при магазинировании руды невозможна. Руды должны быть средней ценности и выше; при выемке ценных руд для сокращения потерь междуэтажные и междублоковые целики заменяют распорной крепью. В нашей стране системы с

магасинированием и мелкошпуровой отбойкой применяют при разработке жильных месторождений.

*Оценка систем.* По сравнению с потолкоуступными системами в открытом очистном пространстве, применяемыми в аналогичных условиях, система с магасинированием имеет следующие достоинства:

более благоприятные условия для работы бурильщиков в связи с лучшим проветриванием очистного забоя и более широким фронтом работ;

минимальный объем работ по креплению очистного пространства и доставке руды, что обеспечивает более высокую сменную производительность труда (2—2,5 м<sup>3</sup>), низкую себестоимость добычи и высокую интенсивность отработки блока;

простота систем, легкость изменения размеров конструктивных элементов с учетом горно-геологических условий, возможность перехода на другую систему разработки, а также возможность применения при менее устойчивых вмещающих породах.

К недостаткам относятся ограниченные условия применения (по углу падения, физико-механическим свойствам руды), невозможность выдачи руды из блока по сортам, временное замораживание средств на отбитую, но оставляемую в магазине руду, необходимость тщательного наблюдения за поверхностью отбитой руды с целью выявления и устранения скрытых полостей, завесаний руды, обрушение которых может вызвать несчастные случаи с бурильщиками. Для устранения последнего недостатка целесообразно обеспечить передвижение и работу бурильщиков с деревянного настила, укладываемого непосредственно на отбитую руду.

Контроль за поверхностью руды в процессе ее выпуска позволяет своевременно обнаружить завесания. Задержка оседания поверхности отбитой руды в блоке при выпуске ее из люка указывает на образование пустот, которые необходимо ликвидировать (выпуском руды из соседнего люка или взрыванием заряда ВВ).

*Системы с отбойкой руды из специальных выработок.* Рудный массив при этих системах обуривается штанговыми шпурами или глубокими скважинами не с поверхности отбитой руды, а из специальных выработок с небольшой площадью поперечного сечения. Их применяют в основном для разработки мощных рудных тел. Так как бурильщики, находясь в узких выработках, не подвергаются опасности от вывалов руды, указанные системы можно использовать при выемке менее устойчивых руд по сравнению с вариантами предыдущей группы. По условиям применения, подготовки и отбойки руды они во многом сходны с вариантами систем разработки с открытым очистным пространством, при которых отбойку руды ведут горизонтальными слоями. Различие состоит в том, что отбитую руду из камер выпускают частично. Применение таких систем целесообразно, когда в результате сильных взрывов при отбойке руды в слое нарушаются целики или происходит отслаивание вмещающих пород. Заполнение же выработанного пространства отбитой руды повышает устойчивость целиков.

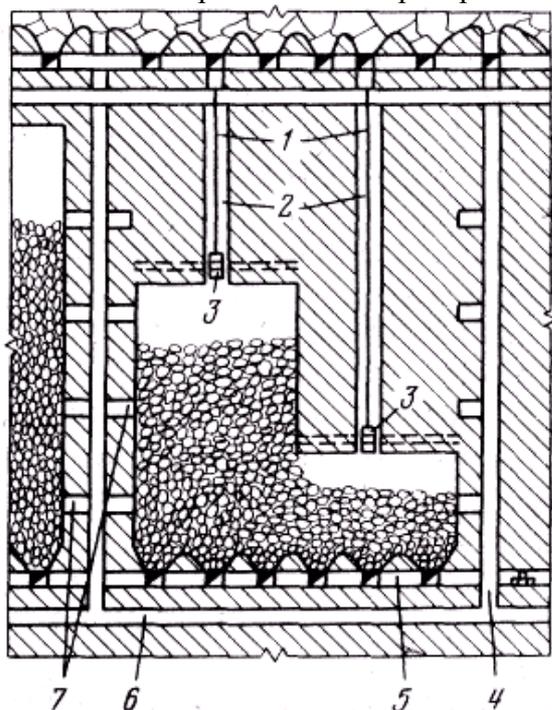


Рис. 5.25. Система разработки с магасинированием руды и отбойкой из восстающих с помощью механизированного комплекса:

1 – монорельсы; 2 – буровые восстанавливающие; 3 – самоходные полки; 4 – блоковый восстающий; 5 – штрек; 6 – откаточный штрек; 7 – вентиляционные сбойки.

На рис. 5.25 показан вариант системы разработки с магазинированием руды и отбойкой из восстающих с помощью механизированного комплекса. Подготовка блока и отбойка руды аналогичны описанным в разд. 5.6. После взрывания скважин и проветривания забоя часть отбитой руды (30—40 %) по штреку скреперования через рудоспускное отделение восстающего грузят в вагоны на откаточном штреке. Возможны и другие способы выпуска (через люки, на почву основного горизонта). Расстояния между выпускными выработками здесь принимаются значительно большими, чем в вариантах с отбойкой из магазина, так как равномерное опускание поверхности замагазинированной руды не требуется. Линия очистного забоя может быть ступенчатой (см. рис. 5.25) и на одном уровне.

*Система с отбойкой глубокими скважинами.* Она отличается от этажно-камерной системы с отбойкой горизонтальными слоями глубокими скважинами лишь тем, что отбитая руда магазинируется в выработанном пространстве. Ее конструкция сходна с вариантом системы, изображенным на рис. 5.22. При этом поверхность отбитой руды отстает от кровли забоя всего на 2—4 м.

В отличие от вариантов с отбойкой из очистного забоя частичный выпуск руды в этом варианте совмещают с бурением скважин. Окончательный выпуск замагазинированной руды производят под защитой потолочины после отбойки всех слоев. Показатели систем с магазинированием и отбойкой глубокими скважинами могут быть несколько выше, чем у этажно-камерных систем, так как они применяются при выемке менее крепких руд. Недостатками указанных систем, так же как и этажно-камерных, являются повышенные потери и засорение руды при неровном контакте рудного тела с вмещающими породами и резко меняющейся мощности залежи.

### **5.8. Системы разработки с креплением и закладкой очистного пространства**

В данном разделе рассматриваются системы разработки с креплением; с закладкой; с креплением и закладкой. Из них наибольшее распространение имеют системы разработки с закладкой очистного пространства, они будут рассмотрены подробно. В связи с тем, что остальные системы в настоящее время применяются редко, их рассмотрение ограничено общей характеристикой.

#### **Системы разработки с креплением.**

По конструкции и порядку ведения очистной выемки они сходны с потолкоуступной и сплошной системами разработки из класса систем с открытым очистным пространством. Но если в последних крепь применяется в качестве вспомогательного средства поддержания вмещающих пород или для устройства рабочей площадки, то системы с креплением характеризуются регулярным возведением крепи для поддержания вмещающих пород, а иногда и руд. Одновременно крепь служит основанием настила для рабочих.

При отработке крутых маломощных залежей устанавливают усиленную распорную крепь, состоящую из горизонтальных элементов длиной до 3 м, которые поддерживаются вертикальными стойками или наклонными распорками. Концы распорок помещают в лунки глубиной 5—10 см. В необходимых случаях лежащий или висящий бок крепят укосами с затяжкой из накатника, горбылей или досок. Руду в кровле могут также поддерживать затяжкой.

Расстояния между рядами распорок и между распорками в ряду зависят от горного давления, мощности рудного тела, конструкции и диаметра круглого леса, используемого для крепи. При диаметре распорок 18—20 см расстояние между распорками в ряду по горизонтали составляет 1—2 м и между рядами по вертикали 1,8—2,2 м. В целях облегчения установки крепи иногда вместо толстых и тяжелых одиночных распорок применяют кустовое крепление из нескольких установленных рядом распорок меньшего диаметра.

Очистную выемку ведут уступами по простиранию, которые обувают мелкими (длиной 1—1,5 м) шпурами. Отбитая руда по наклонным скатам поступает к рудоспускам, наращиваемым по мере продвижения забоя вверх. Высоту этажа по условиям горного давления принимают обычно не более 35—40 м.

При отработке пологих рудных тел применяют крепежные рамы, стойки, костры, бетонные столбы. При высоком начальном давлении крепь делают податливой, для чего концы стоек заостряют. Иногда податливость крепи достигается за счет раздавливания насыпанной в

лунку под стойку мелкой породы.

Забой имеет сплошную форму и перемещается по простиранию, падению или восстанию. Основные недостатки систем разработки с креплением — большой расход крепежного леса (0,15—0,2 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> очистного пространства) и значительная трудоемкость работ по возведению крепи, что существенно снижает производительность труда забойных рабочих и повышает себестоимость добычи руды.

Системы разработки с креплением позволяют вести выемку руды в сложных горно-геологических условиях с малыми потерями и разубоживанием, что в отдельных случаях (дешевый крепежный лес и дорогой закладочный материал) компенсирует их недостатки.

### **Системы разработки с закладкой.**

При этих системах выработанное пространство по мере извлечения руды заполняется закладочным материалом: твердеющими смесями, дробленой породой, песком, отходами обогатительного и металлургических производств. После укладки закладочного материала в выработанном пространстве образуется закладочный массив, который поддерживает боковые породы и одновременно служит почвой для рабочих, находящихся в очистных забоях. Закладка выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых и безопасность работ в сложных горно-геологических условиях — при непостоянных элементах залегания рудного тела, высоком горном давлении. Раньше системы с закладкой применяли только при выемке ценных руд, а также при необходимости сохранить поверхность от обрушения. Применение самоходного оборудования, внедрение твердеющей закладки, использование дешевых закладочных материалов с доставкой их гидравлическим транспортом расширило область применения этих систем. Особенно широкое распространение они, получили на рудниках цветной металлургии. Закладочные материалы должны быть дешевыми, безопасными в пожарном отношении, легко транспортабельными, не давать большой усадки. Применяют сыпучую, гидравлическую и твердеющую закладку.

Для *сыпучей закладки* используют гравий, дробленую породу, хвосты обогатительных фабрик, шлаки. Подачу сухого закладочного материала в выработанное пространство осуществляют самотеком, сжатым воздухом с помощью закладочных машин (пневмо-закладка) и механическим способом (скреперованием, в самоходных вагонетках).

Для *гидравлической закладки* рекомендуется материал крупностью не более 20 мм. Он смешивается с водой и подается по трубам. Отношение твердого к жидкому принимается равным от 1:1 до 1:2,5 в зависимости от крупности закладочного материала.

*Твердеющая закладка* состоит из трех компонентов: вяжущего, заполнителя и воды. В качестве вяжущего используют цемент, доменный гранулированный шлак, в качестве заполнителя — песчано-гравийную смесь, щебень, хвосты. После укладки твердеющая закладка затвердевает, образуя монолитный массив с пределом прочности на сжатие 2—4 МПа.

Системы разработки с закладкой отличаются разнообразием вариантов. По положению очистного забоя различают системы горизонтальными и наклонными слоями, по форме забоя — потолкоуступные, сплошные и с выемкой заходками, по направлению очистной выемки — в восходящем и нисходящем порядке. Применение твердеющей закладки позволило вести отработку мощных залежей системами с поэтажной отбойкой и этажно-камерными системами без оставления целиков. Роль последних стал выполнять затвердевший массив из закладочного материала.

Системы с закладкой применяют при отработке рудных тел любой мощности. При разработке жильных месторождений закладочный материал получают непосредственно в блоке путем подрывки вмещающих пород. В случае отработки маломощных рудных тел угол их падения должен быть крутым, для мощных и весьма мощных залежей угол падения существенного значения не имеет. Руда — любой устойчивости, от крепости ее зависит выбор варианта. Вмещающие породы также могут быть любой устойчивости. Ценность руды — средняя и выше. Системы с закладкой позволяют вести выемку руд, склонных к возгоранию, с включениями пустых пород.

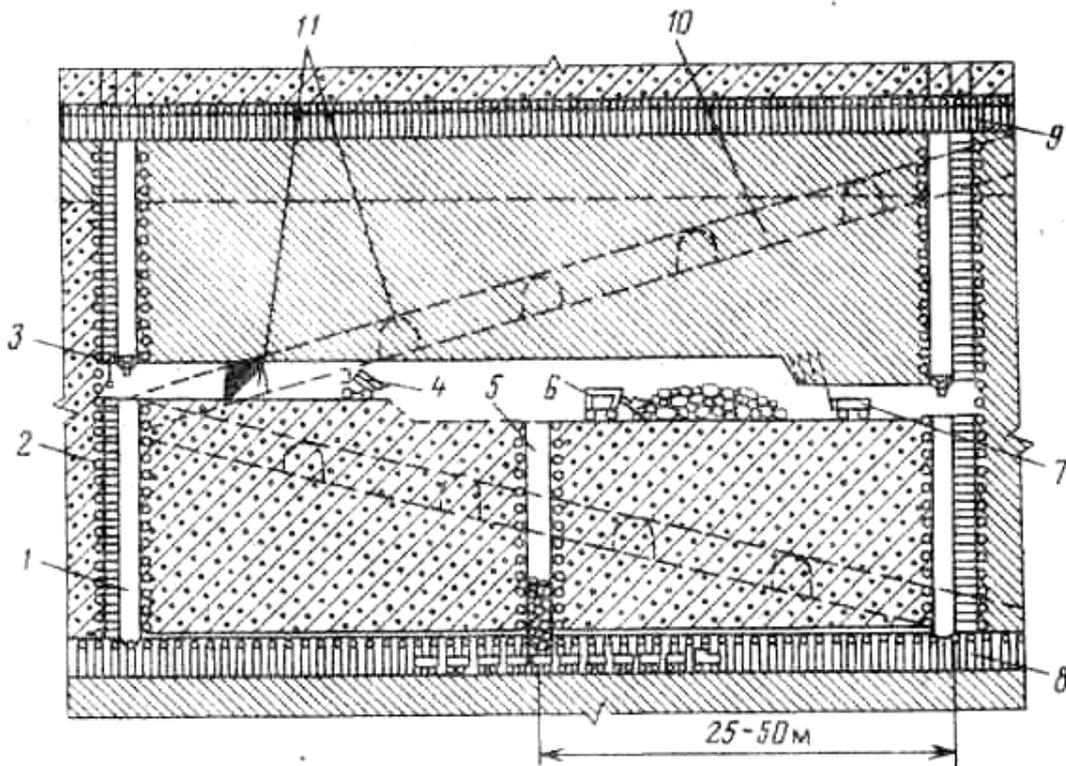


Рис. 5.26. Система разработки горизонтальными слоями с сухой закладкой и применением самоходного оборудования

На рис. 5.26 показана система разработки *горизонтальными слоями с сухой закладкой и применением самоходного оборудования* для крутой залежи мощностью 5—10 м. Этаж высотой 40—45 м восстающими (с двумя отделениями) разбивают на блоки длиной по простиранию 50—100 м. Оработку горизонтальных слоев толщиной 2—2,2 м ведут снизу вверх. Такое направление выемки возможно при достаточно устойчивой руде. Очистная выемка включает отбойку руды, проветривание забоя, погрузку и доставку руды, разборку настила, доставку и укладку закладочного материала, восстановление настила на вновь уложенном слое закладочного материала.

Бурение восходящих шпуров ведется самоходной буровой установкой 7. Отбитая руда погрузочно-доставочной машиной 6 транспортируется до рудоспуска 5, который наращивается в закладочном материале по мере подвигания очистного забоя, или же до рудоспускного отделения 1 в блоковом восстающем 2. По этим выработкам она поступает к откаточному штреку 8. Рудоспуски в закладочном материале сооружают также из металлических труб. Закладочный материал поступает в блок с вентиляционного штрека 9 через верхнюю часть восстающего и через люк 3 загружается в самоходную вагонетку 4 которая доставляет его к месту укладки. Все самоходные машины перемещаются по настилу, уложенному на поверхности закладочного материала. На участке разгрузки вагонетки настил должен быть убран. Его восстанавливают по мере закладки выработанного пространства. Настил сооружают из дощатых щитов или стальных листов. Иногда вместо настила на поверхность закладки наносят слой быстросхватывающегося бетона толщиной 15—18 см. Для улучшения организации работ блок делят на два участка, работы в которых чередуют. В одной части ведут отбойку и доставку руды, в другой — закладочные работы,

Самоходное оборудование перемещается из одного слоя в другой по уклону 10 и сбойкам 11, пройденным в породах лежачего бока. Потолочину отрабатывают с креплением и закладкой после того, как отпадает необходимость в сохранении вентиляционного штрека.

При отработке мощных залежей блоки располагают вкрест простирания и применяют твердеющую закладку.

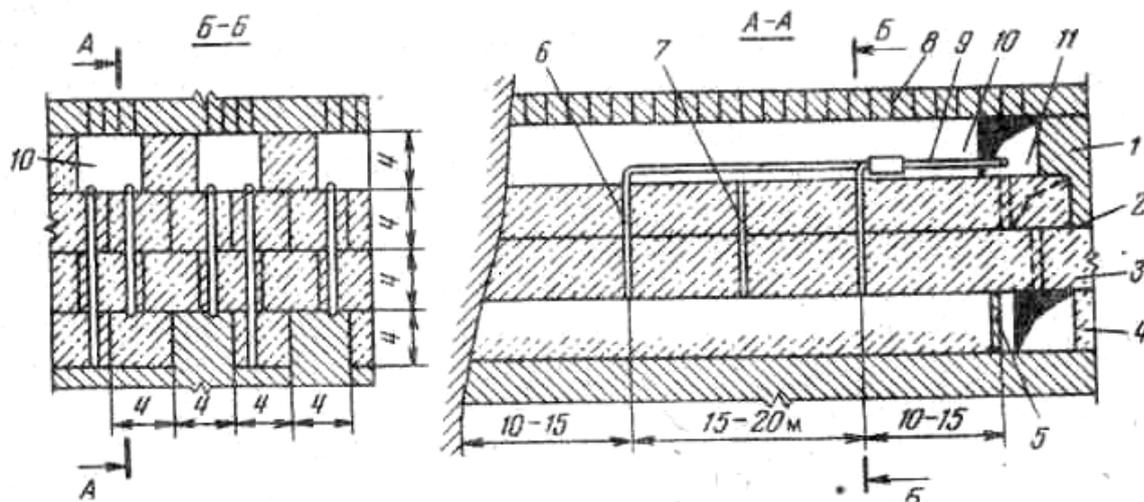


Рис. 5.27. Разработка слоями с закладкой в нисходящем порядке

Выемку неустойчивых, сильно раздробленных и трещиноватых руд высокой ценности осуществляют *горизонтальными или слабонаклонными слоями 1—4 в нисходящем порядке* (рис. 5.27). Руду извлекают заходками 10, которые проводят из разрезных штреков 11 с помощью самоходного оборудования. В незаложенных заходках, кровля которых закреплена анкерной крепью 5, монтируют закладочный трубопровод 9. В нижние слои закладку подают по скважинам 6, которые бурят станком пневмоударного бурения. Перед подачей закладки в заходке устанавливают изолирующую перемычку 5. Воздух из заходки отводится по вентиляционной скважине 7.

Система разработки при нисходящей слоевой выемке руды с закладкой характеризуется следующими показателями:

Удельный объем подготовительных работ на 1000 т добычи, м <sup>3</sup> .....	5—25
Производительность блока, тыс. т/мес .....	3—18
Сменная производительность труда забойного рабочего, м <sup>3</sup> .....	6—8
Потери, % .....	2—4
Разубоживание, % .....	2—6

Получили распространение системы разработки с *последующей закладкой камер*. Рудный массив делят на первичные и вторичные блоки. Первичные блоки обрабатывают системами с подэтажной отбойкой или этажно-камерными системами, после чего образовавшиеся камеры заполняют твердеющей закладкой. Вторичные блоки обрабатывают либо в окружении затвердевшей закладки, либо по контакту с рудой и закладкой теми же системами. При обработке вторичных камер для сохранения устойчивости целиков из закладочного материала уменьшают величину зарядов ВВ. При этом могут применять более дешевую гидравлическую закладку, заполняя твердеющей только нижнюю часть камеры (на высоту 8—12 м) для создания устойчивой потолочины для нижележащего этажа. По конструктивным особенностям и характеру технологических процессов системы разработки с последующей закладкой камер имеют много общего как с системами с открытым очистным пространством, так и с комбинированными системами разработки.

На рис. 5.28, а приведен вариант *этажно-камерной системы с твердеющей закладкой*. Откаточный горизонт подготовлен двумя полевыми штреками 1, на уровне кровли которых располагают выработки горизонта скреперования 2. Ширина блока (камер) 15 м. На два-четыре блока проходят с каждой стороны по восстающему 3. Бурение вееров скважин осуществляют из одного или нескольких буровых ортов 4. В последнем случае подэтажные орты соединяются с подэтажным штреком 5. Отрезной восстающий располагают как по контакту с вмещающими породами, так и по центру камеры. Отбитая руда скреперами доставляется до откаточных штреков. Последовательность обработки блоков показана на рис. 5.28, б. В первую очередь обрабатывают первичные камеры I и II, а в последнюю очередь — камеры IV и V в окружении • закладочного массива.

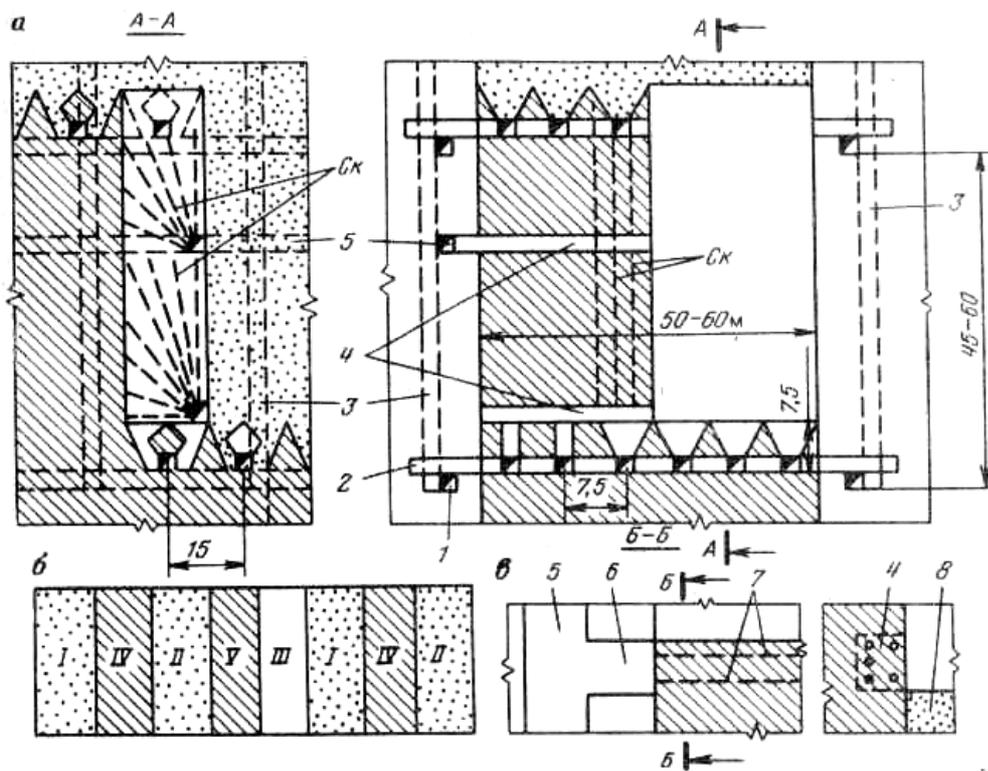


Рис. 5.28. Этажно-камерная система разработки с последующей монолитной закладкой (а), последовательность отработки блоков (б) и образование буровых выработок (в)

Буровые выработки 4 (рис. 5.28, в), которые располагаются в рудном массиве по контакту с камерами, заполняемыми закладочным материалом 5, можно проходить взрыванием скважин 7. Их участок б в пустых породах проводится обычным способом. Взрывом зарядов в скважинах 7 руда выбрасывается в камеру. Затем в образованную нишу укладывают эластичную оболочку — опалубку, закрепляют ее в выработке б канатами и подают в нее воздух. После этого выработанное пространство камеры закладывают и после набора закладкой необходимой прочности воздух из оболочки выпускают, извлекая ее для повторного использования. Подобный способ в несколько раз уменьшает стоимость проведения выработок. При этажно-камерных системах разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования сменная производительность рабочих забойной группы составляет 60—80 т, потери руды — 2—3 %, разубоживание 5—7 %.

### Системы разработки с креплением и закладкой.

Они применялись при разработке меднорудных, полиметаллических и золоторудных месторождений в случае неблагоприятных условий залегания рудных тел (неустойчивые руды и породы, непостоянная форма, мощность и угол падения, наличие включений пустых пород) и высокой ценности руды. В настоящее время эти системы заменены системами разработки нисходящими слоями с твердеющей закладкой.

### 5.9. Системы разработки с обрушением вмещающих пород

Сущность систем заключается в том, что извлечение руды ведут горизонтальными слоями сверху вниз, обрушая при этом в выработанное пространство вмещающие породы.

При крутом и наклонном залегании залежей или значительной мощности рудного тела применяют системы слоевого обрушения, характеризующиеся тем, что между обрабатываемым слоем руды и обрушаемыми породами устраивается настил из различных материалов, препятствующий проникновению пустых пород в очистное пространство.

Отработку горизонтальных и пологих залежей мощностью до 4 м ведут без разделения на слои столбовыми системами. При этом устройства защитного настила не требуется.

Системы слоевого обрушения применяют при разработке месторождений руд цветных металлов, а столбовые — при добыче бурых железняков и марганцевых руд.

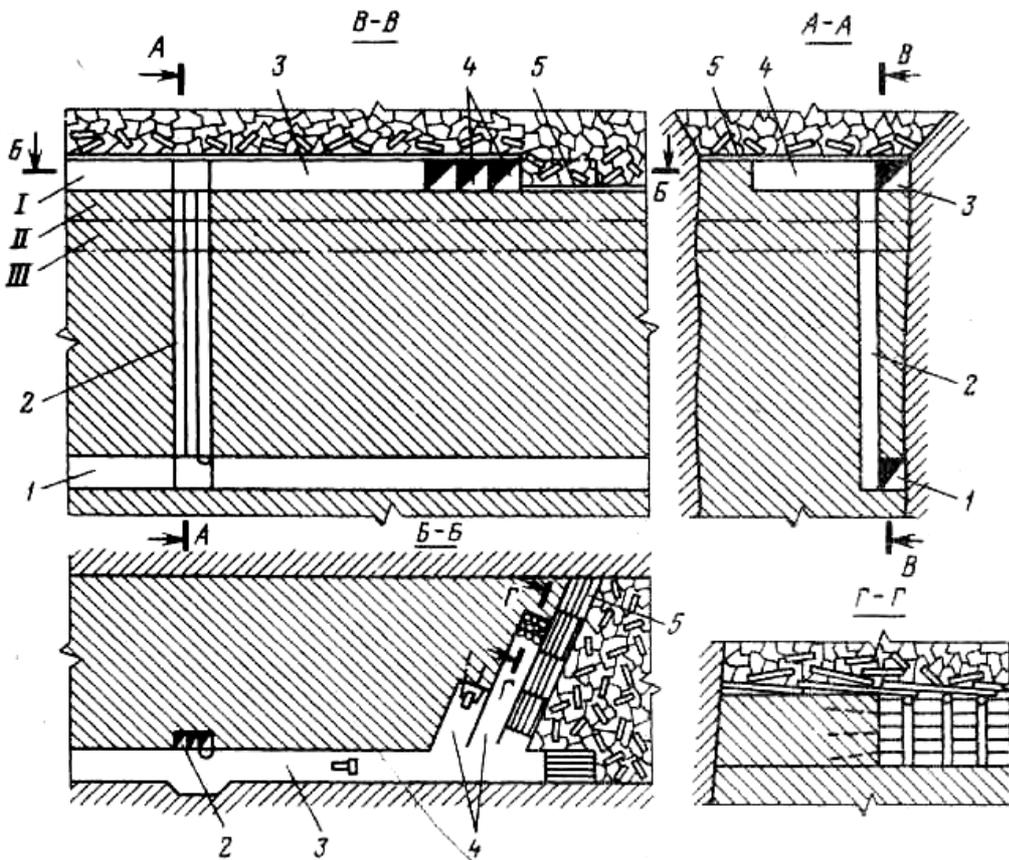


Рис. 5.29. Система разработки слоевого обрушения с выемкой руды заходками и применением самоходного оборудования

Один из вариантов системы слоевого обрушения с выемкой руды заходками и применением самоходного оборудования показан на рис. 5.29. Из откаточного штрека 1 через каждые 40—60 м по простиранию проводят блоковые восстающие 2, закрепленные срубовой крепью, с рудоспусками, лестничным и материально-вентиляционным отделениями. Оработку ведут слоями высотой 2,5—3 м (I, II, III и т. д.). В каждом слое проводят слоевой штрек 3, который крепят крепежными рамами вразбежку.

Выемка руды в слое ведется заходками 4. Цикл очистной выемки включает бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя, погрузку и доставку руды и крепление заходки. Горизонтальные шпуров небольшой длины бурят ручными перфораторами или малогабаритными самоходными установками. Забой имеет три обнаженные плоскости (сверху, спереди и сбоку), что создает благоприятные условия для отбойки. Доставку руды осуществляют погрузочно-доставочными машинами до рудоспускного отделения блокового восстающего. Крепят заходки крепежными рамами вразбежку.

После отработки заходки на ее почву укладывают деревянный настил 5, и затем взрыванием небольших зарядов ВВ, размещаемых в пробуренных в стойках крепи отверстиях, обрушают породы кровли в заходке. Аналогично обрабатывают следующие заходки. Погашение слоевого штрека ведется также на настил, уложенный на его почву. Обычно устраивают сплошной настил из бревен или накатника длиной не менее 2—2,5 м, укладываемых внахлестку. Таким образом, перед началом отработки каждого слоя между поверхностью руды и обрушенными породами находится перекрытие, под защитой которого и ведется выемка руды из нижележащего слоя.

Проходку нового слоевого штрека начинают из рудного восстающего под защитой настила, который был уложен ранее на почву вышележащего слоевого штрека. Когда весь этаж будет отработан, а нижележащий полностью подготовлен, откаточный штрек выполняет функцию первого слоевого штрека в новом блоке.

Вентиляция заходок осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания, установленных на свежей струе в откаточном штреке. Свежий воздух нагнетается в заходки по трубам, а загрязненный по слоевому штреку и вентиляционному отделению восстающего отводится на проводимый выше откаточного штрека на 2—3 слоя вентиляционный штрек и далее к стволу.

Впоследствии по мере отработки слоев вентиляционный штрек используют в качестве

слоевого. Проветривание блока упрощается, если применяют полевую подготовку, при которой слоевой штрек вентиляционными сбойками соединяется с выработками вышележащего вентиляционного горизонта.

Если мощность залежи превышает максимальную длину заходок (20—25 м), слоевой штрек располагают в центре блока и заходки из него проводят в обе стороны. Возможно также проведение в слое нескольких слоевых штреков или расположение заходок по простиранию. В последнем случае их проводят из слоевых ортов.

Опускание настила под действием веса обрушенных пород происходит по вертикали. Поэтому при отработке наклонных рудных тел по мере выемки слоев он смещается на лежащий бок. В результате более сильное горное давление испытывает крепь в заходках у висячего бока. На этих участках крепежные рамы в заходках устанавливают чаще, а перекрытие делают более мощным.

При выемке руды в нижних слоях блока, когда накоплен толстый слой настила, его делают облегченным.

В определенных условиях деревянный настил заменяют металлической сеткой, укладываемой в 3—4 слоя. При вертикальном падении рудного тела сооружают прочное связанное перекрытие (щит), под защитой которого обрабатывают от 4 до 8 слоев. После выхода щита из строя вследствие поломок (от взрывов и давления горных пород) работы останавливают и на почве вновь пройденных заходок монтируют новый щит.

В некоторых вариантах слоевого обрушения руду доставляют < скреперами как в заходках, так и по слоевому штреку. По сравнению с применением самоходных погрузочно-доставочных машин скреперная доставка руды менее производительна.

**У с л о в и я п р и м е н е н и я с и с т е м ы .** Мощность рудного тела от 4—6 м и более. По условиям доставки руды более благоприятно крутое или пологое залегание рудных тел. Неправильная форма залежи не является препятствием к применению системы. Чем слабее руда (до известного предела), тем эффективнее и безопаснее очистная выемка. Это объясняется тем, что отбойка крепких руд требует использования увеличенных зарядов *ВВ*, взрывание которых ведет к поломке крепл и разрушению настила. Желательно, чтобы вмещающие породы были неустойчивыми, склонными к обрушению. Систему применяют при выемке руд средней и выше ценности. Система слоевого обрушения обеспечивает высокое извлечение (95—98 %) и небольшое разубоживание руды, а по сравнению с системами с креплением и закладкой, применяющимися в аналогичных условиях,— и более низкую (в 1,5—2 раза) себестоимость добычи. На североуральских бокситовых рудниках около 30 % руды добывается системами слоевого обрушения. Недостатки системы: низкая сменная производительность труда рабочих забойной группы (2—4 м<sup>3</sup> при скреперной доставке и 5—7 м<sup>3</sup> при применении самоходного оборудования); большой расход крепежного материала (до 0,15 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> руды); высокая пожароопасность; сложность проветривания забоев.

Дальнейшее совершенствование системы слоевого обрушения должно идти в направлении более широкого применения самоходного оборудования, механизации крепления выработок, изыскания дешевых эффективных способов сооружения перекрытия.

### **Столбовые системы разработки.**

Их применяют при разработке пологих и горизонтальных пластообразных залежей мощностью до 3—4 м и легкообрушающихся породах кровли при обнажении их на ширину свыше 1,5—3 м. Более благоприятные условия обеспечиваются при выемке руд ниже средней крепости. Допускается выемка руд любой ценности.

Для подготовки к очистной выемке шахтное поле панельными 1 и выемочными 2 штреками делят на столбы длиной от 200 до 1500 м и шириной 20—100 м (рис. 5.30). Рядом с панельными штреками, а в широких столбах и рядом с выемочными проводят вентиляционные штреки 3.

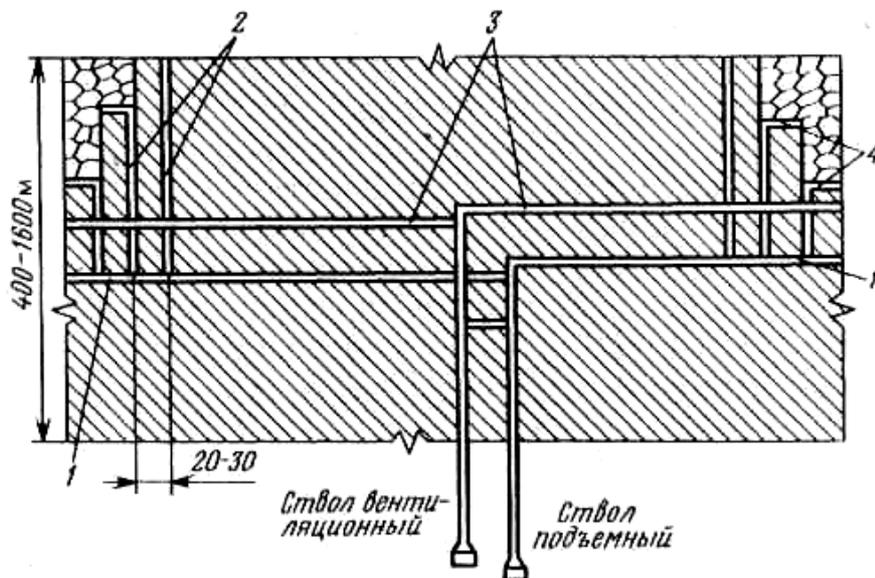


Рис. 5.30. Схема подготовки шахтного поля при столбовой системе разработки

Столбы обрабатывают заходками 4 (аналогичными системам слоевого обрушения) или забоем-лавой. Выемку заходками применяют при более слабых породах и менее выдержанных - элементах залегания по сравнению с обработкой забоем-лавой. Ширина заходок 2,5—5 м, длина 15—30 м в зависимости от устойчивости пород. Расположение выемочных заходок — одностороннее и двустороннее. В последнем случае число выемочных штреков уменьшается. Руду в заходках отбивают отбойно-погрузочными машинами (комбайнами) или взрывным способом; шпур бурят электро- или пневмосверлами.

Транспортирование руды по заходкам и выемочным штрекам осуществляют скребковыми и ленточными конвейерами, погрузочно-доставочными машинами, самоходными вагонами. Заходки крепят деревянными рамами, усиленными дополнительной стойкой при ширине заходки более 3 м или металлической арочной податливой крепью. Крепежные рамы устанавливают вплотную или вразбежку.

Посадку кровли в отработанных заходках производят путем извлечения крепи лебедками или перебивки деревянных стоек взрыванием зарядов.

В шахтах Никопольского марганцевого бассейна выемку руды ведут комплексно-механизированными заходками с помощью комбайнов КМШ-А, обеспечивающих добычу руды до 250—300 т в смену, и забойных секционных конвейеров КЛЗС-2А, техническая производительность которых составляет 135 м<sup>3</sup>/ч. Ширина ленты конвейера 650 мм. С забойных конвейеров руда поступает на конвейеры КТМ-А, установленные в выемочных штреках. Эти конвейеры имеют техническую производительность 154 м<sup>3</sup>/ч и длину транспортирования до 600 м. В дальнейшем в бассейне намечается применение щитовых проходческих комплексов ЩПК, в которых комбайн КМШ-3,5 после проведения выработок будет использоваться на очистной выемке руды.

При отработке столбов заходками на шахтах Никопольского бассейна достигнуты следующие показатели: проведение подготовительных выработок на 1000 т добычи руды 4 м; удельный вес извлечения крепи 65—75 %, потери руды 9 %.

Вариант с выемкой столбов забоем-лавой применяется в шахтах Чиатурского марганцевого бассейна при отработке пластов средней мощности с относительно устойчивой кровлей. При выемке крепких марганцевых руд используется специальный комплекс оборудования, состоящий из щитовой передвижной крепи и скребкового забойного конвейера с ленточным перегружателем.

Крепь комплекса (рис. 5.31) сострит из отдельных секций, каждая из которых включает забойную 3 и посадочную 6 стойки, перекрытие 4, гидродомкрат передвижки 5, ограждение 3, подвижный оградительный щит 2, прикрепленный к забойной стойке.

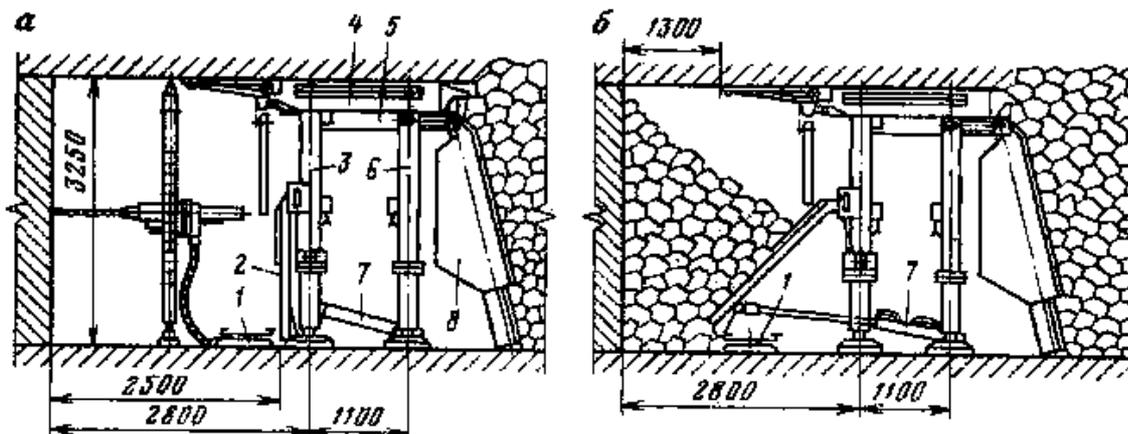


Рис. 5.31. Комплекс оборудования со щитовой передвижной крепью до (а) и после (б) передвижки крепи

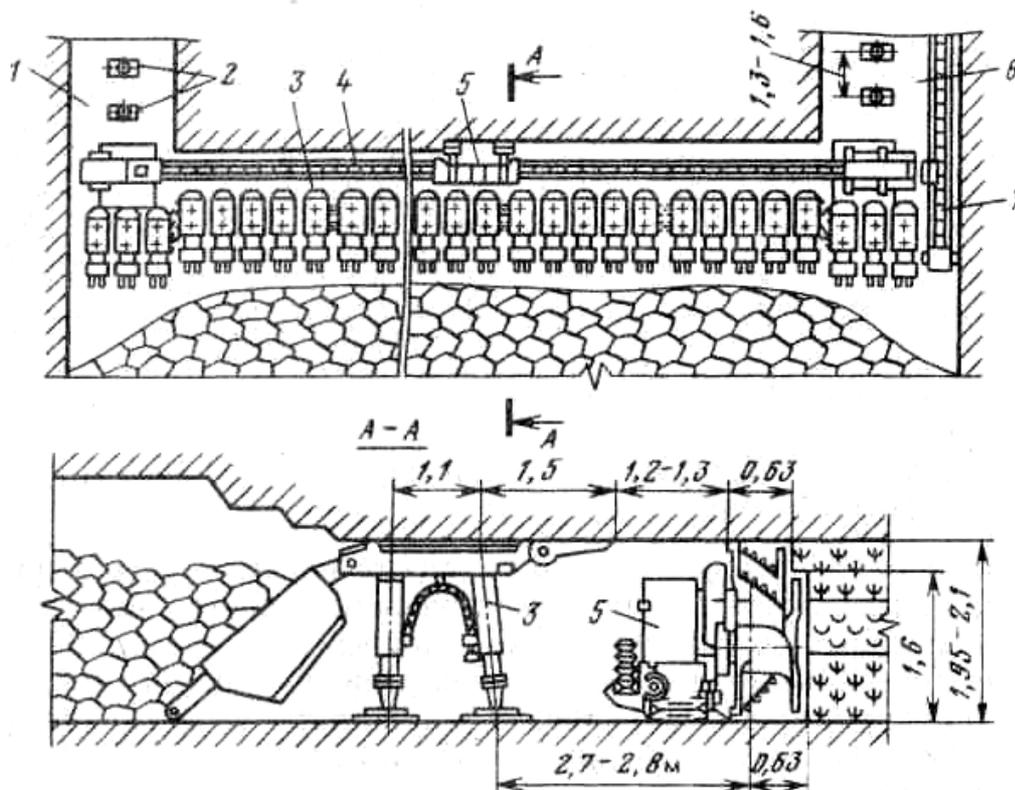


Рис. 5.32. Схема лавы, оборудованной комплексом с гидравлической передвижной крепью

Забой по всей длине лавы обруивают шпурами длиной 1,3 м, после чего механизированную крепь и скребковый конвейер 1 перемещают вплотную к забою. Кровля за щитовой крепью обрушивается. Оградительные щиты домкратами 7 выдвигают вперед для защиты конвейера от взрыва. После отбойки руда остается на почве забоя и оградительном щите и при последующем его опускании поступает на конвейер. Погрузку на конвейер оставшейся на почве руды осуществляют комбайном. С конвейера через перегружатель руда поступает в вагонетки, находящиеся в выемочном штреке. Производительность забоя-лавы в 2—3 раза выше, чем при выемке комплексно-механизированными заходками, а себестоимость добычи руды в 1,5 раза ниже.

Отработка столбов лавами, оборудованными комплексами с гидравлической передвижной крепью, успешно применяется на шахтах Старобинского калийного месторождения. В комплекс (рис. 5.32) входят крепь 3, добычной комбайн 5 и забойный скребковый конвейер 4. В местах сопряжения штреков с лавой устанавливают гидростойки 2. Для монтажа оборудования на границе столбов длиной 1200—1500 м проходят разрезные печи шириной 4,5 м и длиной 90—120 м. Комбайн в лаве движется от конвейерного штрека 6 к вентиляционному штреку 1, снимая полосу руды шириной 0,6 м. После выемки полосы комбайн возвращают к выемочному штреку и передвигают к забою конвейер и крепь. Часовая производительность комбайна достигает 200 т. Руда с забойного конвейера поступает на промежуточный скребковый конвейер 7, который доставляет ее к месту погрузки на магистральный ленточный конвейер.

Подготовительные выработки проводят комбайнами ПК-8 или «Урал-10КС», кровлю выработок крепят анкерной крепью.

Для отработки тонких калийных пластов с углом падения до  $6^\circ$  создан очистной узкозахватный комбайн КС-75, работающий в комплексе с изгибающимся передвижным скребковым конвейером СПК-301 и механизированной крепью 1МК-97.

#### **Техническая характеристика комбайна КС-75**

Расчетная производительность, т/мин .....	3,5
Ширина захвата, мм .....	800
Вынимаемая мощность пласта, м .....	0,95—1,3
Установленная мощность, кВт .....	357
Длина, м .....	5,3
Масса, т .....	12

#### **Техническая характеристика конвейера СПК-301**

Расчетная производительность, т/ч .....	550
Длина, м .....	210
Скорость движения скребковой цепи, м/с .....	1,34
Ширина става, м .....	0,75
Мощность привода, кВт .....	2×110

Комбайн перемещается на четырех лыжах с помощью замкнутой тяговой цепи, проложенной по трубчатым направляющим конвейера. Основная часть руды грузится на забойный конвейер исполнительным органом комбайна, а оставшаяся на почве — лемехом, расположенным за исполнительным органом. Одновременно с выемкой руды осуществляется передвижка механизированной крепи, при холостом перегоне комбайна передвигается скребковый конвейер. Среднесуточная производительность комбайна составляет 1000—1200 т, а максимально достигаемая — 2700 т.

По сравнению с камерно-столбовыми системами разработки, применяемыми в аналогичных условиях, столбовые системы с забоями, оборудованными механизированными комплексами, более эффективны, обеспечивая высокие технико-экономические показатели и снижение потерь калийных солей до 15—20 % (против 50—60 % при камерно-столбовых системах). Однако их применение возможно, если высота зоны обрушения пород не будет достигать водоносного горизонта.

### **5.10. Системы разработки с обрушением руды и вмещающих пород**

Наиболее характерной особенностью систем разработки этого класса является выпуск основной массы руды под обрушенными и опускающимися в процессе выпуска руды породами. Обрушение руды взрывами зарядов ВВ может производиться на всю высоту этажа или на высоту подэтажа. В соответствии с этим различают системы принудительного этажного и подэтажного обрушения.

В настоящее время системы подэтажного и этажного обрушения наиболее распространены при отработке месторождений железных руд.

Истечение руды из дучек под обрушенными породами происходит иначе, чем из открытых камер, поэтому выпуск руды при системах этажного и подэтажного обрушения является одной из самых ответственных операций очистной выемки, определяющей полноту извлечения и степень разубоживания руды.

Основными выводами из теории выпуска руды под обрушенными породами являются следующие.

1. Движение руды при выпуске происходит в пределах определенной зоны, расположенной над выпускным отверстием (дучкой). Эта зона имеет форму эллипсоида вращения, усеченного плоскостью выпускного отверстия.

2. Размеры указанного эллипсоида вращения зависят от физико-механических свойств руды, размеров и формы выпускного отверстия, высоты обрушенного массива руды.

3. Для уменьшения потерь и разубоживания руды при системах с обрушением необходимо:

принимать максимально возможный по условиям устойчивости выработок диаметр дучек, так как с его увеличением возрастает ширина зоны потока;

увеличивать высоту обрушаемого участка руды, так как это увеличивает размеры зоны

потока. В случае обработки наклонных рудных тел увеличение высоты слоя обрушенной руды приводит к увеличению потерь на лежащем боку залежи. Поэтому оптимальная высота подэтажа (этажа) для наклонной залежи определяется с учетом его мощности и угла падения;

принимать минимально допустимые по условию прочности пород расстояния между дучками. Это способствует сближению зон выпуска. Отношение высоты обрушенного слоя к расстоянию между выпускными отверстиями должно быть равно 5—7;

вести планомерный выпуск руды из дучек так, чтобы поверхность контакта руды с породой была горизонтальной;

не допускать переизмельчения обрушаемых пустых пород. Чем мельче куски руды и крупнее куски пустой породы, тем меньше потери и разубоживание.

При правильно выбранных параметрах выпускных выработок и соответствующей организации выпуска потери и разубоживание руды не превышают 6—10 %.

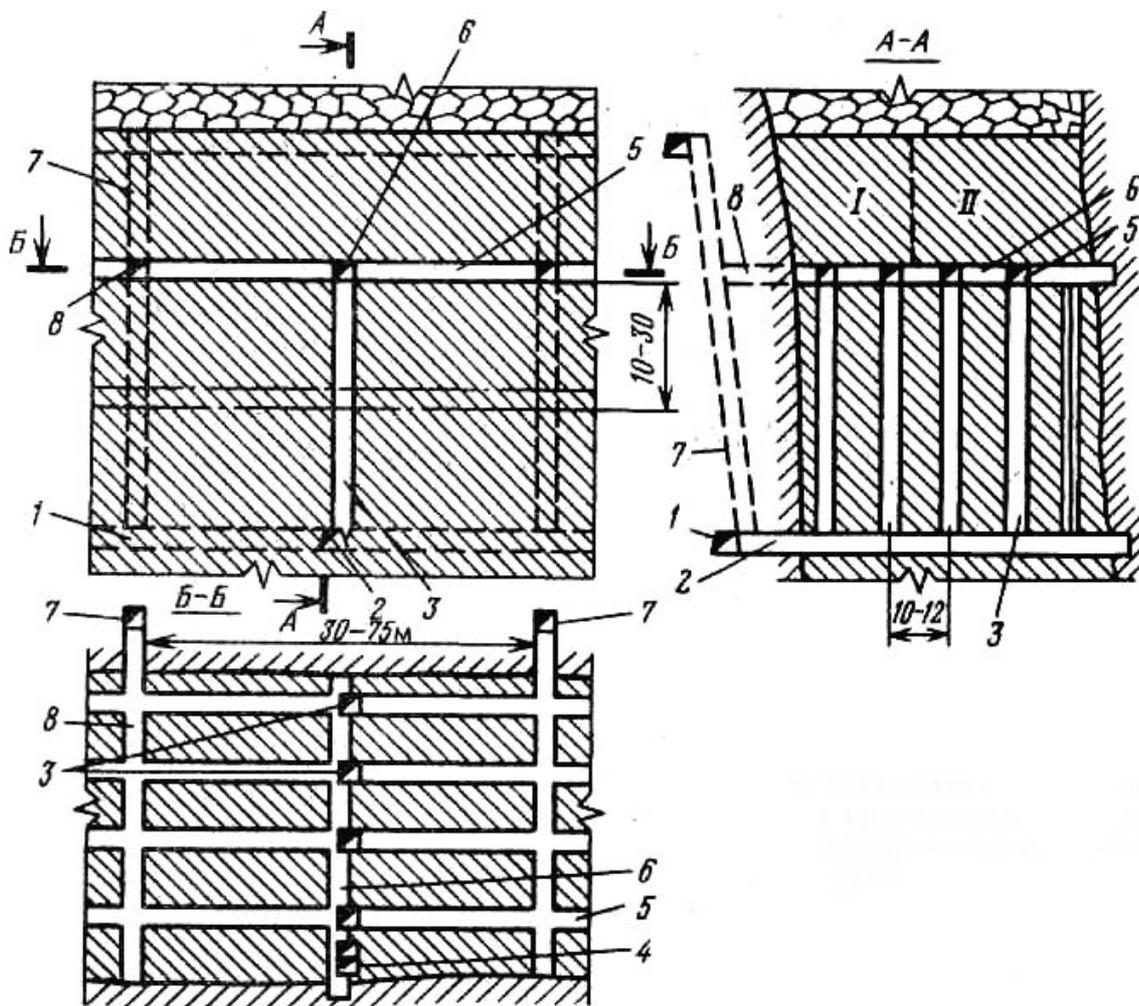


Рис. 5.33.  
Схема  
подготовки  
блока при  
подэтажном  
обрушении с  
прямым  
скреперованием  
руды

Система подэтажного обрушения. За многие годы она претерпела существенные изменения. Так как широко распространенные ранее варианты с отбойкой мелкими и штанговыми шпурами в настоящее время применяются редко, рассмотрим только системы с отбойкой глубокими скважинами. Эти системы различают по способу транспортирования (скреперованием, виброустановками с конвейерами, самоходным оборудованием), по способу выпуска руды (через дучки или на почву подэтажных выработок), по способу отбойки, подсечки и отрезки.

Способы подготовки при различных вариантах подэтажного обрушения, во многом сходны между собой. Схема подготовки блока при выпуске руды через дучки и доставке ее скреперованием показана на рис. 5,33. Откаточный штрек 1 и вентиляционные восстающие U располагают в породах лежащего бока за пределами зоны сдвига пород при отработке данного этажа. На каждом подэтаже проводят подэтажные штреки 5, которые по центру блока сбивают подэтажным ортом 6, а по границам — вентиляционными ортами 8. Каждый подэтаж соединяется с откаточным ортом 2 рудоспусками 5. По контакту с висячим боком располагают вентиляционно-

ХОДОВОЙ ВОССТАЮЩИЙ 4.

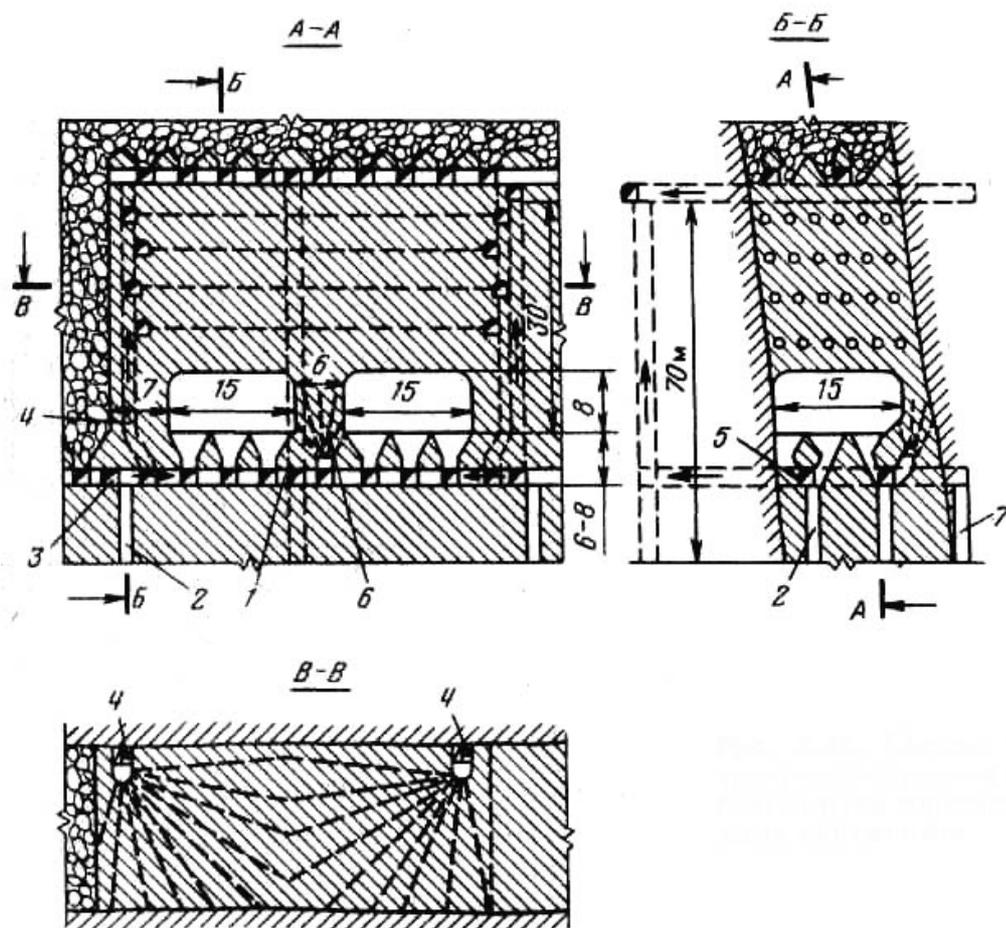


Рис. 5.34.  
Система  
подэтажного  
обрушения с  
отбойкой руды  
горизонтальными  
скважинами

Участок подэтажа, примыкающий к одному или нескольким подэтажным штрекам, называется панелью. На рис. 5.33 каждый подэтаж разбит на две панели I и II, расположенные длинной стороной по простиранию. Обустройство панели ведут горизонтальными, вертикальными или наклонными веерами глубоких скважин. Горизонтальные скважины бурят из буровых камер вертикальных восстающих, проводимых из подэтажного орта, а вертикальные и наклонные скважины — из выработок, располагаемых на горизонте подсечки, или из выработок горизонта доставки. Доставка по выработкам 5 может осуществляться конвейерами или погрузочно-доставочными машинами.

На рис. 5.34 показан вариант подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными скважинами. Здесь в отличие от схемы подготовки, приведенной на рис. 5.33, вентиляционный орт 1 проводят по центру блока, а подэтажные орты 3, вентиляционно-ходовые восстающие 7 и рудоспуски 2 — по его границам. По лежачему боку из штрека скреперования 5 проводят два восстающих 4 с буровыми камерами, расположенными в шахматном порядке относительно друг друга. Из каждого подэтажного штрека в обе стороны через 5—5,5 м проводят дучки. Начальная стадия очистной выемки состоит из разделки дучек в воронки и подсечки подэтажа (панели) на высоту 6—8 м. Подсечку осуществляют штанговыми шпурами из дучек, а при большой высоте — веерными комплектами штанговых шпуров, которые пробурены из специальных подсечных выработок, пройденных на уровне гребней воронок. Применяют также траншейную подсечку. При коэффициенте крепости руды 4—6 площадь подсечки не должна превышать 300—400 м<sup>2</sup>. Поэтому при большем обнажении кровлю подсечной камеры поддерживают временным целиком б. Руду из подсечки выпускают до уровня гребней воронок.

Массив руды над подсечным пространством обрушивается веерами горизонтальных скважин одновременно с подсечкой. К моменту окончания подсечки подэтаж должен быть полностью обурен.

Временный целик разбуривают штанговыми шпурами или скважинами, после чего взрывают скважины в подэтаже с использованием электродетонаторов короткозамедленного действия. Руду доставляют до рудоспусков скреперованием, выпуская ее из дучек равными порциями по 200—250 т за смену. Для уменьшения зависаний руды в горизонтальной части дучек

иногда устанавливают виброленты с пневматическими вибропобудителями. Их установка позволяет наряду с повышением производительности выпуска легко регулировать выпуск руды из каждой дучки. Скреперную доставку в этом случае можно заменить конвейерной.

Выработки подэтажа проветривают свежей струей воздуха, поступающей с откаточного горизонта в подэтажные орты 3 через вентиляционно-ходовой восстающий 7. Отработанный воздух из выработок скреперования через вентиляционный орт 1 и вентиляционный восстающий отводится на вентиляционный горизонт.

Отработка нижнего подэтажа производится аналогично; в качестве буровых восстающих используют рудоспуски.

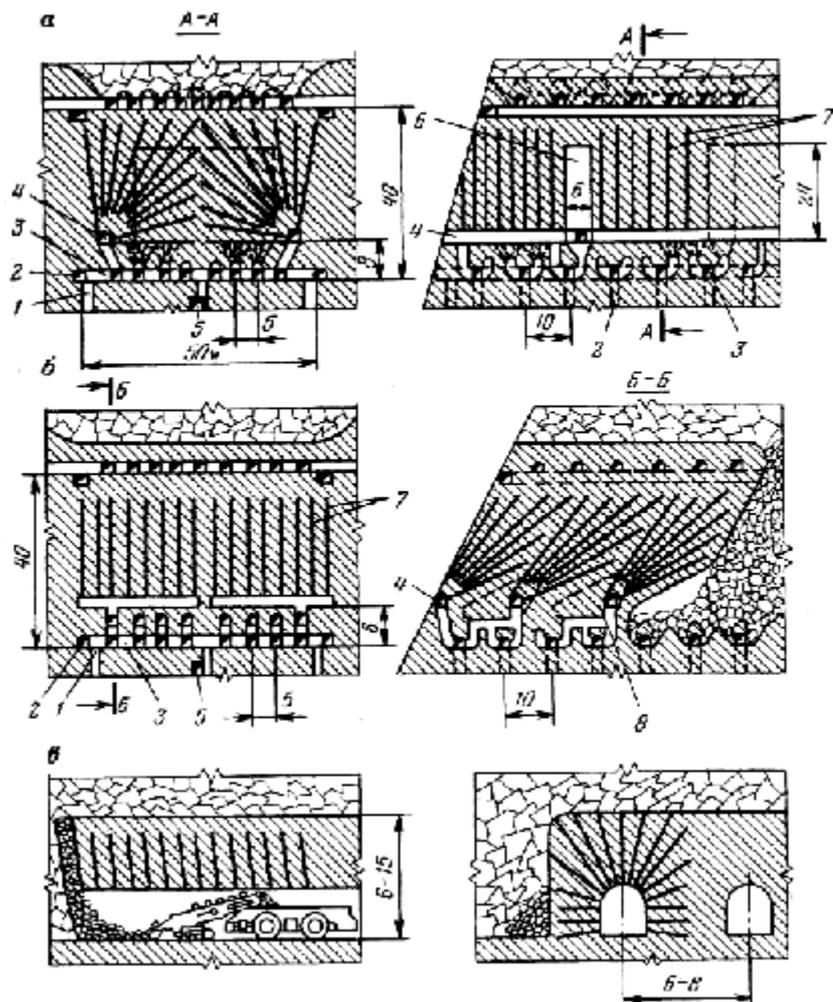


Рис. 5.35. Варианты системы подэтажного обрушения: 1 – рудоспуск; 2 – подэтажный орт; 3 – подэтажный (доставочный) штрек; 4 – буровой орт (штрек); 5 – вентиляционный орт; 6 – компенсационная камера; 7 – веера скважин; 8 – подсечное пространство

На рис. 5.35, а показан вариант с отбойкой руды восходящими веерами глубоких скважин на вертикальные компенсационные щели. Этаж высотой 80 м обрабатывают с разделением на два подэтажа. Вертикальную компенсационную камеру создают последовательным взрыванием восходящих вертикальных параллельных скважин, которые бурят из штрека, проведенного на высоте 8 м от почвы подэтажного (доставочного) штрека.

Массив руды у флангов и между отрезными щелями разбуривают из ортов веерными комплектами глубоких скважин. Скважины взрывают на компенсационную камеру в один прием с помощью электродетонаторов короткозамедленного действия. Руду выпускают последовательно от лежачего бока к висячему на две-три доставочные выработки.

Значительную часть выработок горизонта выпуска можно проводить после обрушения массива, что способствует их устойчивости. Для большей сохранности вентиляционный орт проводят несколько ниже выработок доставочного горизонта и соединяют его с ними короткими вертикальными сбоями.

При варианте с отбойкой наклонных слоев (рис. 5.35, б) восходящие веера скважин бурят из штрека. Число скважин диаметром 100 мм в веере шесть-семь, расстояние между веерами 3—3,5 м, между концами скважин в веере 3,5—4 м.

Подсечное пространство образуют взрыванием штанговых шпуров длиной от 2 до 10 м, которые пробурены из буровых сбоек, соединяющих дучки. Руду взрывом всех параллельных

веером обрушают зонами площадью 500 м<sup>2</sup> (на половину длины панели) на два штрека.

Вариант подэтажного обрушения со взрыванием в «зажиме» и сторцовым выпуском руды на почву доставочных выработок показан на рис. 5.35, в. Панель обрушивают веерными комплектами штанговых шпуров или скважин, расположенных с наклоном 60—70°. Для бурения используют самоходные установки. После взрывания одного-двух комплектов скважин приступают к погрузке руды погрузочными машинами в самоходные вагонетки, которые транспортируют руду от забоя по подэтажным выработкам до блокового рудоспуска (см, рис. 5.6).

На железных рудниках Швеции, где применяется этот вариант, сменная производительность труда одного рабочего составляет при очистной выемке 80—90 т, а по руднику 20—30 т при потерях и разубоживании руды 10—15 %.

На ряде отечественных рудников при большой высоте подэтажа и отбойке руды скважинами диаметром 100—110 мм выше подэтажных доставочных выработок проводят буровую выработку/из которой обруивают панель. Целик (защитный козырек) над доставочными выработками обрушают скважинами небольшого диаметра или шпурами с некоторым отставанием от взрывания глубоких скважин (аналогично тому, как это делается при описанной ниже системе этажного принудительного обрушения «в зажиме»).

Руду отбивают секциями толщиной 2—7 м на ранее обрушенные породы. Исследованиями установлено, что отношение толщины секции к высоте подэтажа зависит от свойств руды и составляет 0,3—0,4. При высоте подэтажа до 20 м шаг обрушения защитного козырька принимают равным толщине отбиваемого слоя; при большей высоте козырек обрушают в 2—3 приема. На погрузке и доставке руд применяют погрузочно-доставочные машины, которыми руда доставляется к рудоспуску.

Отбойка панелей из специальных буровых выработок позволяет совмещать доставку с бурением, меньше нарушать кровлю доставочной выработки в месте погрузки, а увеличение высоты панели — уменьшить объем нарезных работ.

При взрывании «в зажиме» необходимое для размещения отбиваемой руды пространство создается вследствие уплотнения взрывом ранее обрушенной руды\*. Так как подобное уплотнение может произойти только под действием сильного взрыва, сетка скважин при взрывании в зажатой среде сгущается,

Практика ряда рудников показывает, что взрывание зарядов «в зажиме» улучшает качество дробления руды. В недостаточно же устойчивых рудах отбойка в зажатой среде может вызвать нарушение массива руды и пройденных в нем выработок. Поэтому применение вариантов подэтажного обрушения без компенсационного пространства требует в каждом отдельном случае проведения опытных работ.

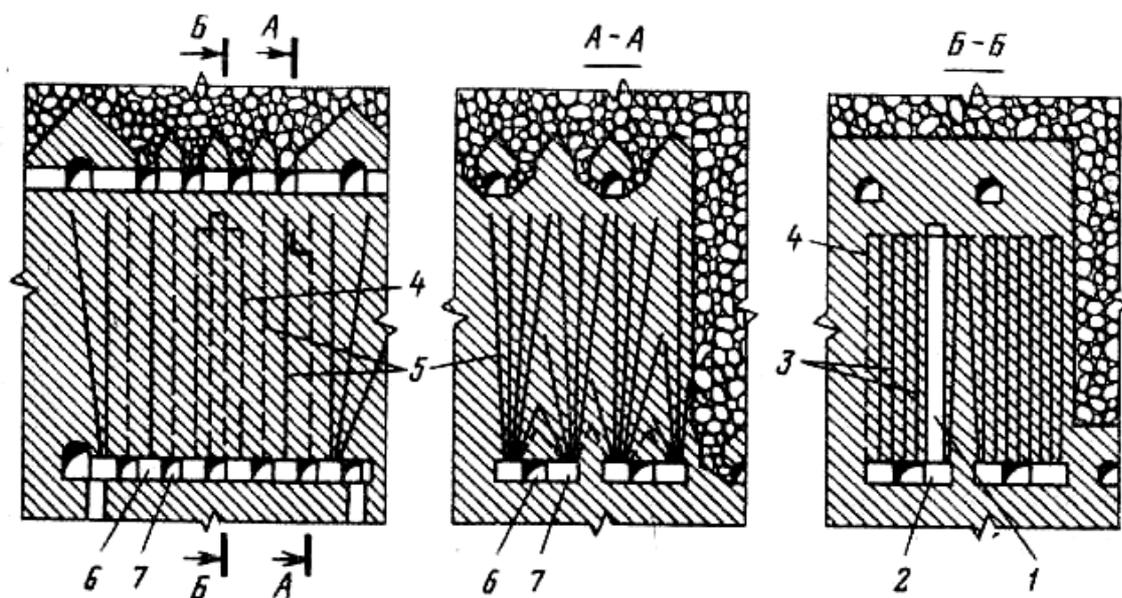


Рис. 5.36. Система подэтажного обрушения с совмещенными буровым и доставочным горизонтами

Одно из направлений развития систем подэтажного обрушения в настоящее время — упрощение их конструкции. Таким упрощенным вариантом с отбойкой вертикальными скважинами является система с совмещенными буровым и доставочным горизонтами (рис.

5.36), разработанная учеными НИГРИ и работниками рудоуправления им. Кирова ПО «Кривбассруда». Она предназначена для отработки мощных залежей руд средней устойчивости и неустойчивых, не склонных к вывалам.

В центре панели из ниши 2 проводят отрезной восстающий 1, который взрыванием вертикальных скважин 3 расширяют в отрезную щель 4 (компенсационную камеру), расположенную перпендикулярно к выработкам доставки. Рудный массив подэтажа разрушают взрыванием восходящих веерных комплектов глубоких скважин 5, пробуренных из ниш 7 и выработок скреперования (доставки) 6. Отбойку ведут слоями, взрывая в каждом слое по два ряда скважин. Выпускные воронки образуют после взрывания рудного массива. В рассмотренном варианте уменьшается объем нарезных работ, возрастает степень механизации технологических процессов. Сменная производительность труда рабочего по системе составляет 45—50 т. Конструкция системы предусматривает возможность взрывания «в зажиме», в этом случае необходимость в создании компенсационной камеры отпадает.

Системы подэтажного обрушения применяют преимущественно при большой мощности залежей (более 8—10 м) при рудах средней крепости или крепких, но хорошо дробящихся вследствие наличия трещиноватости, слоистости или кливажа. Неустойчивые самообрушающиеся породы более благоприятны, так как при крепких вмещающих породах усложняется подготовка и возрастает себестоимость добычи в связи с необходимостью их принудительного обрушения. Из-за значительных потерь и разубоживания применять систему для отработки ценных руд нецелесообразно. Крутое или пологое залегание рудного тела позволяет вести выемку с меньшими потерями и разубоживанием руды по сравнению с наклонным. Склонность руд к слеживанию или возгоранию является препятствием для применения систем подэтажного обрушения.

В зависимости от физико-механических свойств руды, элементов залегания рудного тела и применяемого оборудования технико-экономические показатели системы колеблются в широких пределах. При отбойке восходящими веерами глубоких скважин, торцовом выпуске руды на почву выработок и доставке погрузочно-доставочными машинами удельный объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т добычи составляет 50—55 м<sup>3</sup>, сменная производительность рабочего по системе — 40—50 т, потери руды — 7—9 %, разубоживание — 10—12 %.

На некоторых рудниках успешно проведены эксперименты по применению гибких разделяющих перекрытий между массивом руды и пустыми породами. В этом случае в верхней части подэтажа отработывают монтажный слой, в котором сооружают перекрытие. На Салаирском руднике перекрытие делали из трех слоев металлической сетки, уложенной на слой дробленой руды толщиной 1 м. Выпуск руды под защитой такого укрытия позволил снизить потери руды в два, а разубоживание в три раза.

### **Система этажного принудительного обрушения.**

Условия ее применения во многом сходны с условиями системы подэтажного обрушения. Различия заключаются в том, что система этажного обрушения применяется при разработке весьма мощных рудных тел (более 25—30 м) с более устойчивыми рудами ( $f > 4—5$ ); залегание рудного тела — крутое и пологое. При углах падения 20—60° участок залежи, примыкающий к лежащему боку, целесообразнее отработывать системами подэтажного обрушения.

Так же как и при системах подэтажного обрушения, отбойку руды ведут на горизонтальные компенсационные камеры, на вертикальные компенсационные камеры и «в зажатой среде» без компенсационных камер. Размеры компенсационных камер принимают больше, чем при подэтажном обрушении, так как взрываемый массив руды имеет больший объем.

Этажное обрушение на вертикальные компенсационные камеры чаще применяют при крепких рудах; при отбойке «в зажиме» возможно также его использование при рудах средней крепости. В настоящее время системы этажного принудительного обрушения используются на рудниках черной и цветной металлургии и предприятиях химической промышленности. Применявшаяся в 50—60-е годы на некоторых рудниках система этажного естественного обрушения не получила распространения из-за жестких условий применения и присущих ей недостатков.

Система принудительного этажного обрушения на *горизонтальные компенсационные*

*камеры* была впервые применена в конце 40-х годов на рудниках Криворожского бассейна. Конструктивно она аналогична системе подэтажного обрушения с отбойкой руды горизонтальными скважинами (см. рис. 5.34), но характеризуется большей высотой обрушаемого массива руды и компенсационных камер. Горизонт выпуска руды располагается на уровне откаточного горизонта (например, при вибровыпуске) или несколько выше него (при устройстве горизонтов скреперования).

Ширина (длина) блоков составляет 30—50 м и зависит от горного давления. Высота блока 50—80 м, высота компенсационных камер 10—15 м.

Подсечку блока ведут одновременно с обуриванием массива глубокими скважинами. Между подсечными камерами оставляют временные целики для предотвращения преждевременного обрушения блока. Размеры компенсационных камер в плане, число их и толщина временного целика определяются устойчивостью руды и размерами блока, а их высота принимается из расчета компенсации увеличения объема руды вследствие разрыхления ее при взрыве.

Подсечку чаще всего осуществляют двумя способами:

штанговыми шпурами пробуренными из рудоспускных дучек в сочетании с одним-двумя рядами глубоких горизонтальных скважин, служащих для увеличения высоты компенсационных камер; горизонтальные скважины можно бурить из восстающих, пройденных из дучек во временных целиках;

взрыванием на отрезную щель вертикальных веерообразных скважин, пробуренных из горизонтальных выработок на горизонте подсечки.

Продолжительность обуривания блока зависит от его размеров, производительности и числа одновременно работающих буровых станков и составляет в среднем 3—5 мес.

Все скважины как в рудном массиве над подсечным пространством, так и во временных целиках заряжают одновременно (в течение нескольких смен). Взрывание скважин в каждом отдельном слое одновременное или короткозамедленное, а в слоях — последовательное с применением электродетонаторов замедленного действия.

При небольшой высоте этажа и легкообрушающихся рудах весь массив над подсечным пространством обуривают иногда из двух или даже одной буровой камеры, что позволяет резко сократить объем подготовительных работ.

После проведения компенсационных камер заряжают все скважины и взрывают их в следующем порядке: в первую очередь массовым взрывом разрушают временный целик, затем обрушают массив блока послойно с интервалами 1—2 с. Выпуск руды проводится под обрушенными породами.

Вариант принудительного этажного обрушения *на вертикальные компенсационные камеры* является дальнейшим развитием этажно-камерных систем разработки (см. рис. 5.21), когда толщину целиков принимают больше ширины камер. Последние стали выполнять функцию компенсационного пространства.

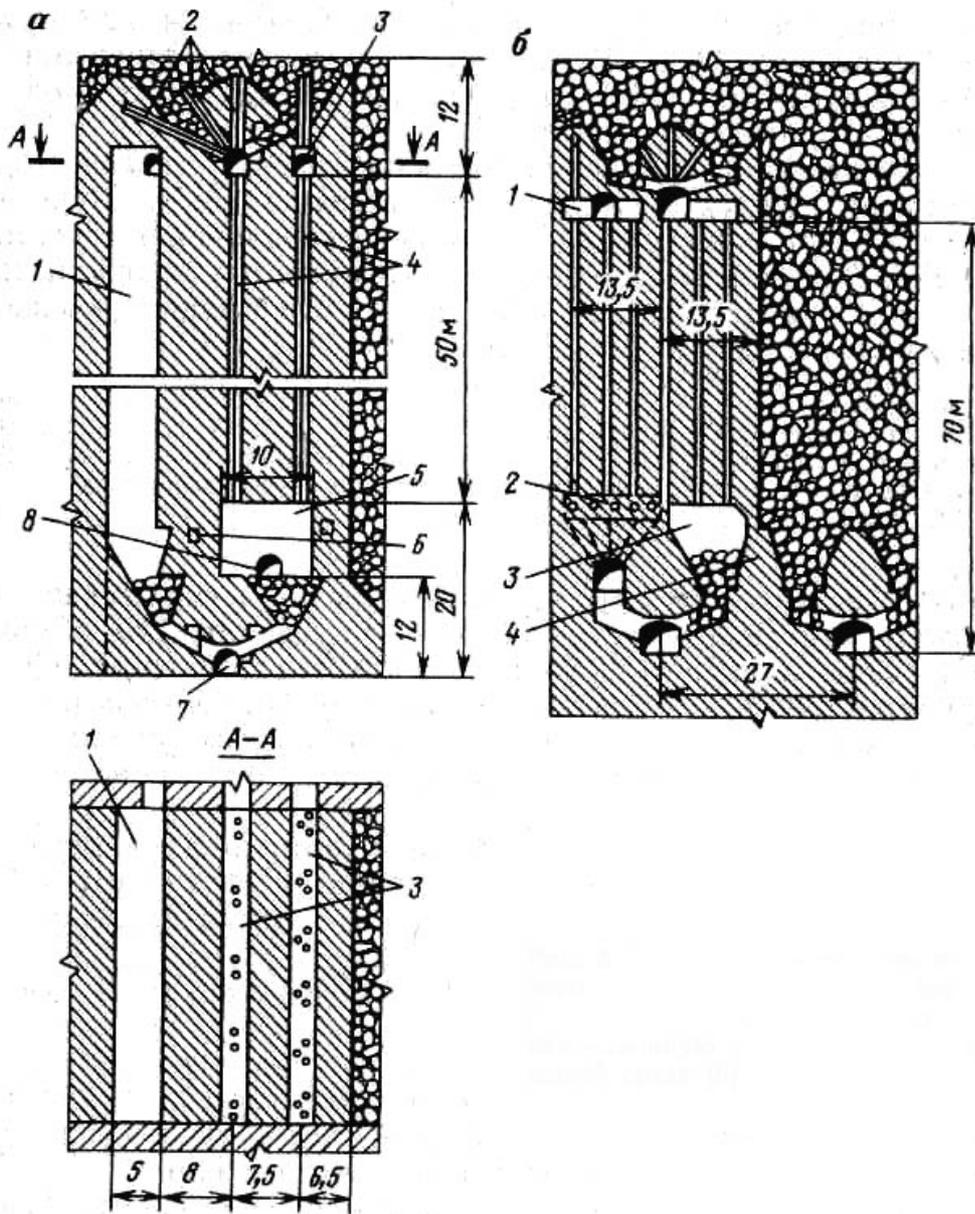


Рис. 5.37. Варианты системы этажного принудительного обрушения с отбойкой на вертикальную компенсационную камеру (а) и в зажатой среде (б)

Вариант такой системы с отбойкой руды вертикальными пучками параллельных сближенных скважин, применяемый на рудниках ПО «Сибруда», показан на рис. 5.37, а. Этаж высотой 70—80 м делят на блоки шириной 25—27 м и длиной, равной мощности рудного тела. Вдоль блока устраивают компенсационную камеру 1 шириной 4—6 м путем взрывания нисходящих параллельно-сближенных скважин на отрезной восстающий. Основная часть блока обрушивается нисходящими пучками скважин 4 длиной 50 м, а потолочная — пучками восходящих скважин 2 длиной до 20 м.

Скважины диаметром 105 мм бурят станками пневмоударного бурения из ортов 3. В основании временных целиков пробуривают пучки горизонтальных скважин 6. Число скважин в пучках в зависимости от крепости руды и расстояния между пучками колеблется от 6—8 до 12—20. Над выпускными траншеями образуют подсечную камеру 5 взрыванием восходящих веерообразных скважин, пробуриваемых из орта 8.

Руду отбивают на компенсационную камеру с одной стороны. Взрывание пучков скважин — короткозамедленное. Руду в откаточный орт 7 выпускают с помощью вибрационных установок ВДПУ-4ТМ. При выемке руд с коэффициентом крепости 12—14 на шахте «Шерегешская» достигнуты следующие показатели. Удельный расход ВВ, кг/т:

на отбойку	0,45
на вторичное дробление	0,085
Сменная производительность труда подземного рабочего, т	20,5
Удельный объем проведения подготовительно-нарезных выработок на 1000т добычи, м	2,7

В связи с ростом глубины горных работ и снижением устойчивости компенсационных

камер на рудниках ПО «Сибруда» стали шире применять отбойку руды в зажатой среде. Один из вариантов системы этажного обрушения без компенсационного пространства, используемый на Таштагольском руднике, показан на рис. 5.37, б. Этот вариант отличается от предыдущего следующим:

не проводится вертикальная компенсационная камера;

число скважин в пучках уменьшено и они располагаются чаще на расстоянии от 3,5 до 6 м. Для бурения скважин из буровых ортов проводят буровые заходки 1;

отбойку руды ведут секциями толщиной 13,5 м на один ряд выпускных отверстий;

подсечное пространство 3 под приемными воронками делают меньшей высоты (2,5—5 м); при высоте траншеи 8—10 м подсечку над ней можно не производить. Подсечку образуют взрыванием одного-двух рядов горизонтальных скважин 2;

в целях сохранения кровли подсечного пространства от обрушения между рядами выпускных отверстий и на контакте с обрушенными породами оставляют предохранительные целики 4, разрушаемые при массовом взрыве.

Исследованиями установлено, что при взрыве скважин в секции ранее обрушенная руда (порода) смещается в сторону от взрываемого массива на 1,6—2,3 м, что соответствует коэффициенту разрыхления руды 1,1—1,18.

Взрывание скважин короткозамедленное, выпуск руды осуществляется вибропитателями.

Переход на отбойку «в зажиме» позволил улучшить качество дробления: выход негабарита при размере кондиционного куска 1000 мм составил всего 2—3%. Повысились производительность выпуска руды и производительность труда рабочего по системе, но несколько возросли потери и разубоживание.

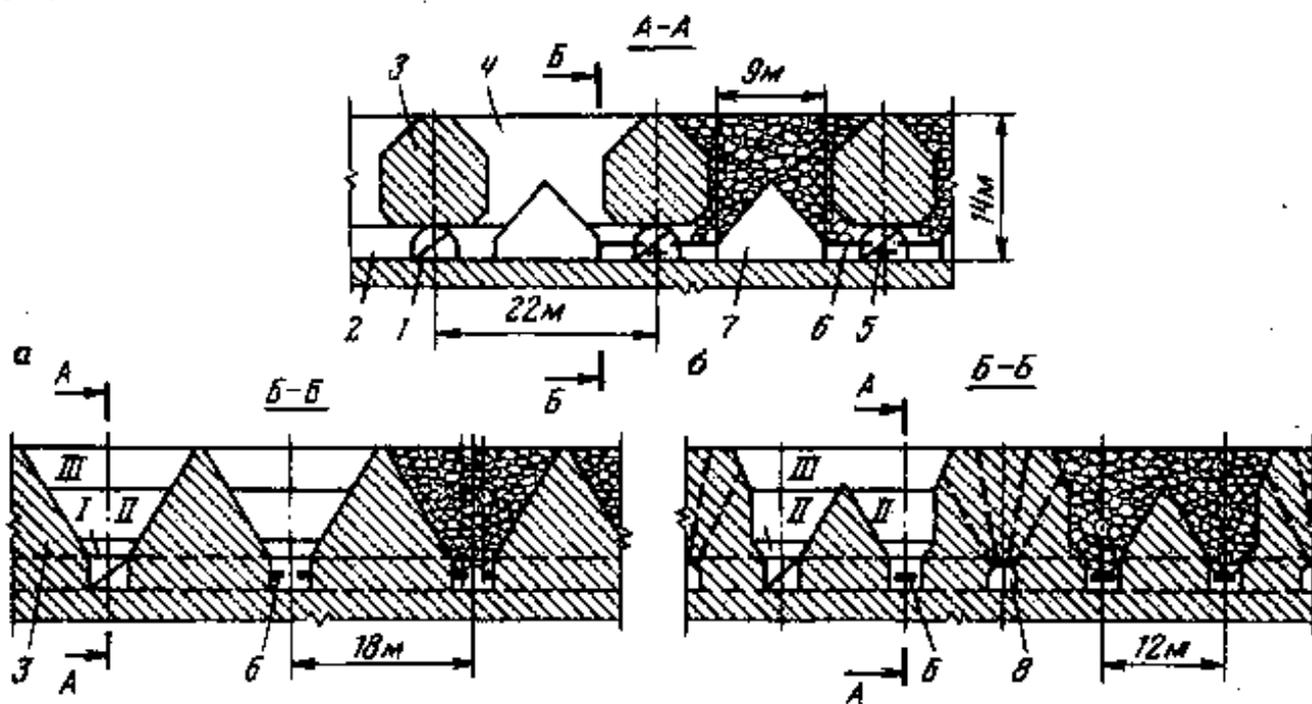


Рис. 5.38. Конструкция дна для интенсивного выпуска руды: 1 – доставочная выработка; 2 – ниша для вибропитателя; 3 – целик; 4 – воронка; 5 – конвейер; 6 – питатель; 7 – породно-бетонная подушка; 8 – ниша для пневмоимпульсной установки.

На рудниках ПО «Апатит» основной системой является этажное принудительное обрушение с отбойкой руды в зажатой среде массовыми взрывами вееров скважин диаметром 105 мм, заряженных граммонитом. Масса отбиваемой в секции руды около 250 тыс. т. Расход ВВ на первичную отбойку 420 г/т. Погрузка выпускаемой через воронки и дучки руды в вагоны ВГ-8 осуществляется с помощью скреперных лебедок КЮОЛС-2С или вибропитателей ВДПУ-4ТМ. Расход ВВ на вторичное дробление — 90 г/т. Одна секция отрабатывается в среднем за 228 смен. Из них 69 смен приходится на бурение, 8 смен — на зарядание, взрывание скважин и проветривание забоя, 151 смена — на выпуск и доставку руды.

Одним из недостатков систем с отбойкой в зажатой среде, особенно при большой глубине в условиях значительного горного давления, являются затруднения с выпуском руды, обусловленные низким первоначальным коэффициентом ее разрыхления (1,1—1,15). Над

воронками в процессе выпуска руды образуются зависания и высокие полости, что не только снижает производительность выпуска, но и ведет к росту горного давления.

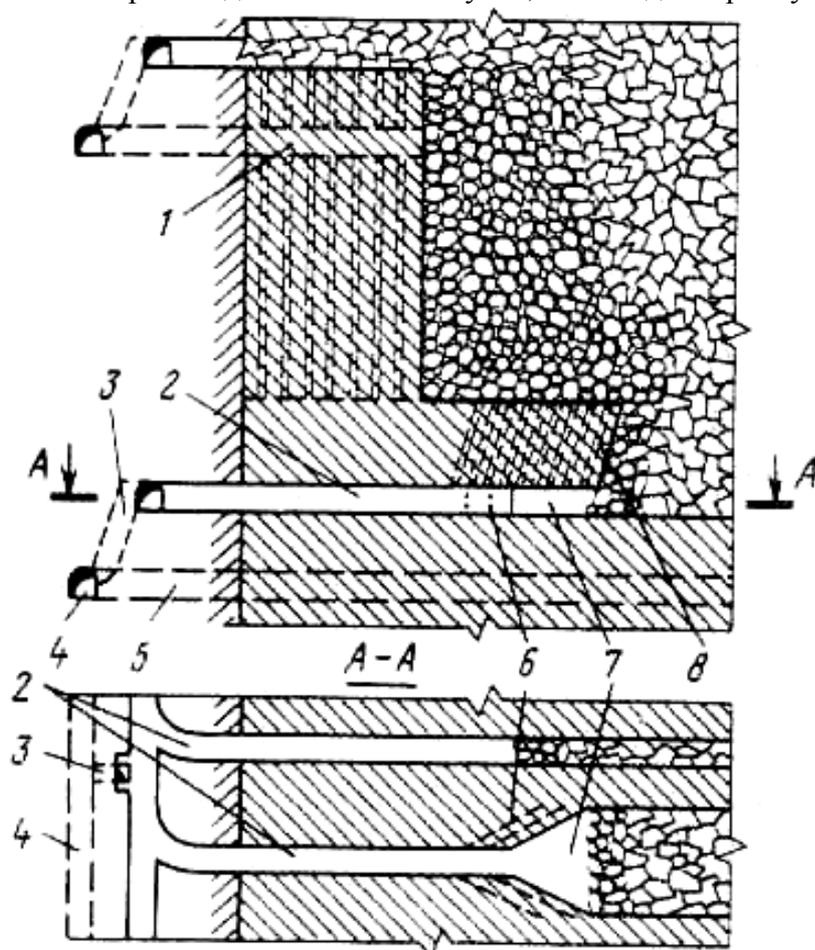


Рис. 5.39. Система этажного принудительного обрушения с торцовым выпуском руды

Для интенсификации выпуска руды на рудниках ПО «Апатит» разработаны и успешно испытаны варианты новой технологии выпуска. В первом случае (рис. 5.38, а) увеличение производительности выпуска достигается путем увеличения площади выпускных отверстий до 6—8 м<sup>2</sup>, в каждом из которых устанавливаются по два вибропитателя. Выпуск руды и ликвидацию зависаний производят включением вибропитателей в работу одновременно или раздельно. Во втором случае (рис. 5.38, б) вибропитатели устанавливают в погрузочно-доставочных камерах по одному. Руда в нижней части траншеи (зона I) находится под активным воздействием виброколебаний питателей на высоту 1,5—2 м. Образованию устойчивых сводов зависания препятствуют асимметричная форма выпускных воронок с двумя вертикальными стенками в зоне II и широкий свободный пролет в основании зоны III. Подвижка руды с наклонных стенок воронок ускоряется с помощью пневмоимпульсных установок.

Указанная технология позволяет увеличить производительность выпуска руды в 2—3 раза.

Как и при подэтажном обрушении, в системах этажного обрушения применяют торцовый выпуск руды. Один из вариантов таких систем показан на рис. 5.39. Обустройство массива ведется веерными комплектами глубоких скважин из выработки 1 (5) вышележащего горизонта. Одновременно взрывают по несколько рядов скважин. Отбитая руда опускается на доставочный горизонт в выработки 2 после обрушения части потолочины 8.

Погрузку и транспортировку руды осуществляют погрузочно-доставочными машинами до рудоспуска 3, по которому она поступает на откаточный штрек 4. В одной из выработок 2 ширина фронта погрузки равна ширине доставочной выработки. В соседней выработке ее торец взрыванием скважин 6 расширяют на ширину секции (12—15 м), образуя горизонтальную воронку 7, широкой стороной примыкающую к обрушению. Фронтальная погрузка позволяет наряду с увеличением расстояния между доставочными выработками уменьшить потери и разубоживание руды. Вариант с фронтальной погрузкой можно применять только при устойчивых рудах вследствие большой площади обнажения кровли на участке погрузки.

По сравнению с площадным торцовый выпуск имеет следующие преимущества: более

безопасен; позволяет иметь в 1,5—2 раза большую площадь поперечного сечения доставочных выработок; допускает разработку на больших глубинах; характеризуется меньшими затратами на поддержание выработок (на 20—40 %); обеспечивает более высокую производительность труда и снижает себестоимость добычи 1 т руды на 10—25 %.

Хотя в целом системы этажного обрушения более эффективны, чем системы подэтажного обрушения (в основном вследствие меньшего объема нарезных работ), в определенных условиях варианты подэтажного обрушения глубокими скважинами обеспечивают более высокую производительность труда, чем варианты этажного обрушения. Это относится к первую очередь к разработке месторождений в условиях высокого горного давления, где меньший срок отработки подэтажа существенно снижает затраты на поддержание выработок. Уменьшение размеров блоков (секций, панелей) в плане позволяет уменьшить горное давление на выработки.

### **5.11. Комбинированные системы разработки. Выбор системы разработки**

Отличительной особенностью *комбинированных* систем разработки является применение в одном выемочном блоке двух систем из разных классов. Каждый блок разделяют на примерно равные части, условно называемые камерой и целиком. Камеры и целики располагают вкрест простирания рудного тела; ширина камер 8—30 м, а целиков 6—25 м.

Различают две группы комбинированных систем разработки:

с открытым очистным пространством — камеры обрабатывают системами с поэтажной или этажной отбойкой, целики — этажным или подэтажным обрушением;

с магазинированием руды — отработка камер ведется системами с магазинированием; целики извлекают параллельно с выпуском руды системами подэтажного обрушения или после выпуска руды из камер массовым взрыванием.

Иногда к комбинированным относятся системы с последующей закладкой камер. Камеры заполняют твердеющей закладкой после отработки их камерными системами. Поскольку целики в окружении монолитной закладки обрабатывают, как правило, той же системой, что и камеру, относить их к комбинированным нет оснований.

Условия применения, достоинства и недостатки комбинированных систем разработки определяются составляющими их системами для отработки камер и целиков.

*Выбор системы разработки* и ее конструктивных элементов представляет одну из самых ответственных задач при проектировании рудника. Основной фактор, учитываемый при выборе системы разработки, — безопасность труда. Выбор безопасной и технологически осуществимой системы разработки невозможен без учета хотя бы одного из четырех горно-геологических факторов: мощности рудного тела, устойчивости руды, устойчивости вмещающих пород и угла падения рудной залежи. Указанные факторы называют постоянными в отличие от факторов переменных — ценности руды, характера контактов, гидрогеологических условий, наличия или отсутствия включений пустых пород, глубины залегания и других, которые не всегда препятствуют применению системы, но существенно отражаются на технико-экономических показателях разработки, а иногда и на безопасности работ.

Например, при выемке руд невысокой ценности часто отдают предпочтение системе с большими потерями и разубоживанием руды, если она обеспечивает низкую себестоимость добычи. Напротив, при выемке высокоценных руд решающим фактором в выборе системы зачастую принимается наибольшая полнота извлечения. Способность отбитой руды слеживаться нередко служит причиной отказа от применения систем с обрушением или магазинированием. Препятствием для применения этих систем является также склонность руд к окислению и возгоранию.

От характера контакта вмещающих пород с рудным телом часто зависят технико-экономические показатели (потери, разубоживание) систем разработки с отбойкой руды глубокими скважинами.

На выбор системы разработки оказывают также влияние минеральный состав вмещающих пород, форма рудного тела и глубина его распространения, возможность нарушения земной поверхности в результате ведения горных работ, степень разведанности месторождения, стоимость в данном районе крепежных и закладочных материалов и др.

При выборе системы разработки чаще всего пользуются методом исключения, сущность которого сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении

или его части всех существующих систем разработки и исключению тех из них, которые не соответствуют горно-геологической характеристике месторождения. При этом отсутствует необходимость в рассмотрении каждой группы и тем более варианта систем. Например, если вмещающие породы неустойчивы, то сразу исключают системы двух классов: с открытым очистным пространством и с магазинированием руды. Обычно для последующего детального рассмотрения остаются системы одного, реже двух классов, а для окончательного технико-экономического сравнения — два-три варианта систем.

Технико-экономическим сравнением оставшихся систем разработки выявляют из их числа систему, обеспечивающую наиболее высокие технико-экономические показатели. Надо иметь в виду, что в себестоимости добычи 1 т руды экономические последствия от разной величины потерь и разубоживания в полной мере не отражаются. Поэтому экономическую эффективность систем разработки при их выборе следует определять по себестоимости 1 т руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разными по величине потерями и разубоживанием для сравниваемых систем. Окончательному выбору предшествует промышленное испытание систем. Как правило, совершенствование конструктивных их элементов осуществляется в ходе эксперимента и в производственных условиях.

## 6. ВЕНТИЛЯЦИЯ, ВОДООТЛИВ, ОСВЕЩЕНИЕ, ПОДЗЕМНЫЕ ПОЖАРЫ И ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО

### 6.1. Рудничная атмосфера и количество воздуха, необходимое для проветривания рудника

Сухой атмосферный воздух при нормальном давлении содержит по объему около 78 % азота, 21 % кислорода и 1 % других (преимущественно инертных) газов. В числе последних 0,03 % углекислого газа. В состав атмосферного воздуха входят также водяные пары (от 0,1 до 7,5 %). Плотность воздуха 1,29 кг/м<sup>3</sup>. Атмосферный воздух, поступая в подземные выработки, насыщается другими газами (оксидом углерода, метаном, сернистым газом и др.) и пылью, что приводит к изменению содержания в нем различных газов, в том числе кислорода. Изменяется и давление воздуха. В глубоких шахтах давление может достигать 0,113 МПа, а температура 30 °С и выше. Воздух, заполняющий горные выработки, называется *рудничным*. Его называют свежим, если его состав существенно не отличается от атмосферного. К нему относят воздух, поступающий в подземные выработки до забоев и рабочих мест. Воздух, прошедший объекты проветривания и насыщенный вредными газами и пылью, называют загрязненным (отработанным). Рассмотрим главные составные части рудничного воздуха.

Кислород (O<sub>2</sub>) — газ без цвета, запаха и вкуса, его плотность 1,43 кг/м<sup>3</sup>. В высокогорных районах вследствие низкого давления воздуха кровь человека недостаточно насыщается кислородом, возникает кислородное голодание. Потребление кислорода человеком зависит от интенсивности выполняемой им работы и составляет от 1 до 3,5 л/мин.

Снижение содержания кислорода до 17—18 % вызывает одышку и учащенное сердцебиение, до 12 % приводит к обморочному состоянию, которое может закончиться смертельным исходом. Согласно правилам безопасности содержание кислорода в рудничном воздухе должно быть не ниже 20 %. Уменьшение содержания кислорода в рудничной атмосфере происходит вследствие окисления полезного ископаемого, древесины, работы двигателей внутреннего сгорания, повышения содержания других газов. 234

Азот (N<sub>2</sub>) — газ без цвета, запаха и вкуса, его плотность 1,25 кг/м<sup>3</sup>. Азот химически инертен, но при высоких температурах (например, при ведении взрывных работ и др.) окисляется, образуя ядовитые газы. Дополнительными источниками его поступления в рудничный воздух являются взрывные работы и выделения из горных пород. Содержание азота в рудничной атмосфере не нормируется, но повышение его концентрации приводит к снижению концентрации кислорода.

Углекислый газ, или диоксид углерода (CO<sub>2</sub>) — бесцветный газ, имеющий слегка кисловатый запах и вкус, его плотность 1,96 кг/м<sup>3</sup>. Так как он тяжелее воздуха, то скапливается у почвы выработок. При повышении его концентрации до 5 % учащается дыхание и наступает одышка, при 10 % — наступает обморочное состояние. При дальнейшем повышении концентрации человеку угрожает смерть. По правилам безопасности концентрация углекислого газа у рабочих мест не должна превышать 0,5 %, а в исходящей струе — 0,75 %.

Концентрация углекислого газа повышается вследствие взрывных работ, пожаров, работы двигателей внутреннего сгорания, гниения органических веществ, выделения из горных пород.

Оксид углерода (CO) — газ без цвета, запаха и вкуса, его плотность 1,25 кг/м<sup>3</sup>; он сильно ядовит. По сравнению с кислородом в 300 раз активнее соединяется с гемоглобином крови, в результате чего кровь теряет способность поглощать кислород. Способен вызывать легкое отравление при концентрации 0,02—0,05 %. При концентрации оксида углерода в воздухе 1 % смерть наступает после нескольких вдохов. Предельно допустимая его концентрация 0,0017 %. Газ несколько легче воздуха, поэтому скапливается в верхних частях выработок. Образуется при взрывных работах, пожарах, работе двигателей внутреннего сгорания.

Диоксид азота (NO<sub>2</sub>) — газ красно-бурого цвета с резким запахом, его плотность 2,06 кг/м<sup>3</sup>. Он вызывает раздражение слизистых оболочек глаз и органов дыхания, удушающий кашель, в тяжелых случаях — отек легких, наступающий не сразу, а через 4—30 ч после вдыхания. При концентрации 0,025 % отравление наступит немедленно. Наряду с диоксидом азота при взрывных работах образуются другие оксиды (NO, N<sub>2</sub>O). Максимально допустимая концентрация оксидов азота в пересчете на NO<sub>2</sub> равна 0,00026 %, а на N<sub>2</sub>O<sub>5</sub> — 0,0001 %.

Диоксид серы или сернистый газ ( $\text{SO}_2$ ) — бесцветный с раздражающим запахом горячей серы плотностью  $2,86 \text{ кг/м}^3$ . Образуется при взрывных работах, окислении или горении сульфидных руд. Вызывает раздражение слизистых оболочек глаз и дыхательных путей, отек легких. Предельно допустимое его содержание в воздухе  $0,00038 \%$ .

С е р о в о д о р о д ( $\text{H}_2\text{S}$ ) — бесцветный, с неприятным запахом газ, ощутимым при концентрации  $0,0001 \%$ . При длительном вдыхании угнетающе действует на органы обоняния, вследствие чего запах его не ощущается. Вызывает сильные головные боли, рвоту, заболевание печени и легких. Образуется при взрывных работах, гниении органических веществ, горении огнестойкого шнура. Максимально допустимое содержание в воздухе  $0,00071 \%$ .

Допуск людей в забой разрешается при концентрации вредных газов в пересчете на условный оксид углерода  $0,008 \%$  при условии дальнейшего проветривания и снижения их концентрации в течение 2 ч до указанных выше предельных норм.

А к р о л е и н ( $\text{CH}_2\text{CHCON}$ ) и ф о р м а л ь д е г и д ( $\text{НСОН}$ ) — ядовитые продукты, содержащиеся в выхлопных газах двигателей внутреннего сгорания. Максимально допустимая концентрация акролеина  $0,000009 \%$ , формальдегида  $0,00004 \%$ .

М е т а н ( $\text{CH}_4$ ) — горючий газ без цвета, запаха и вкуса, легче воздуха (плотность  $0,72 \text{ кг/м}^3$ ). Выделяется при разложении органических веществ без доступа кислорода. Особенно большие его выделения наблюдаются в угольных шахтах, меньшие — в калийных. Смесь метана с воздухом воспламеняется при температуре около  $600 \text{ }^\circ\text{C}$ . При концентрации его в воздухе до  $5 \%$  сгорает голубым пламенем, при концентрации  $5\text{—}16 \%$  взрывается, при большей концентрации из-за недостатка кислорода не горит и не взрывается. При взрыве метана выделяется большая энергия, температура достигает  $2500 \text{ }^\circ\text{C}$ , возникающая при этом ударная воздушная волна наносит большие повреждения в выработках.

Максимально допустимая концентрация метана в струе, исходящей из забоев,  $1 \%$ , а в общешахтной исходящей струе  $0,75 \%$ .

По количеству выделяющихся горючих газов (метан и водород) шахты делятся на четыре категории по газообильности. К шахтам IV категории (сверхкатегорным) относят шахты, в которых на  $1 \text{ м}^3$  добытой горной массы выделяется более  $21 \text{ м}^3$  горючих газов в пересчете на метан ( $1 \text{ м}^3$  водорода эквивалентен  $2 \text{ м}^3$  метана).

В шахтах, опасных по метану, установлен специальный газовый режим, проводятся мероприятия по уменьшению содержания метана в рудничном воздухе и исключению его воспламенения и взрыва.

В результате буровых и взрывных работ, погрузки и разгрузки породы в шахте (и в карьере) образуется много пыли. Значительная часть ее оседает на почву и стенки горных выработок, но самые мелкие частицы ( $0,5\text{—}1 \text{ мкм}$  и менее) длительное время находятся в воздухе во взвешенном состоянии.

*Рудничная пыль* является причиной профессиональных заболеваний, называемых п н е в м о к о н и о з а м и . Различают силикоз — заболевание от пыли, содержащей диоксид кремния  $\text{SiO}_2$ , асбестоз — заболевание от асбестовой пыли, антракоз — заболевание от угольной пыли и др. Наиболее опасен силикоз, вызывающий в тяжелой стадии сильную одышку и кашель с выделением мокроты и крови, расстройство сердечной и легочной деятельности. Еще более опасна пыль, содержащая ядовитые вещества (мышьяк, ртуть, свинец и др.), вдыхание которых вызывает заболевания центральной нервной системы и других органов.

Нормы запыленности воздуха в забоях устанавливаются в зависимости от вредности пыли. Например, при содержании в разрабатываемых породах свободного диоксида кремния более  $70 \%$  допустима запыленность не выше  $1 \text{ мг}$  пыли в  $1 \text{ м}^3$  воздуха, при содержании диоксида кремния  $10\text{—}70 \%$  — не более  $2 \text{ мг/м}^3$ . Если минеральная пыль не содержит свободного диоксида кремния или токсических веществ, норма запыленности повышается до  $10 \text{ мг/м}^3$ .

Пыль горючих веществ (угольная, сульфидная, серная и др.) при определенной концентрации является взрывоопасной. Сульфидная пыль взрывается при температуре  $340\text{—}590^\circ\text{C}$ , угольная — при температуре  $650^\circ\text{C}$  и выше. Взрыв пыли опасен как воздушной ударной волной, так и образованием ядовитых газов, а также возможностью возникновения пожаров.

Правила безопасности требуют создания определенных климатических условий в шахтах: температуры и влажности воздуха, скорости движения вентиляционной струи.

Нагревание воздуха в шахте происходит в результате его сжатия при подаче по стволу (на

1 °С на каждые 100 м), теплопередачи от горных пород, тепловыделения от действующих машин и механизмов, из-за взрывных работ, окислительных процессов в горных породах. Максимальная температура рудничного воздуха не должна превышать 26 °С. В зимнее время для предотвращения обмерзания выработок подаваемый в шахту воздух должен быть подогрет не менее чем до 2 °С.

Влажность рудничного воздуха влияет на теплообмен организма человека. Сухим считается воздух с относительной влажностью менее 60 %, умеренно влажным — 60—80 % и сильно влажным — более 80 %.

Скорость движения воздуха должна обеспечивать комфортные условия для работающих. Высокая его скорость оказывает повышенное охлаждающее действие на организм человека и увеличивает запыленность из-за взвихрения осевшей пыли. При недостаточной скорости воздуха уменьшается теплоотдача организма человека и не обеспечивается должный вынос вредных газов и дисперсной пыли. Минимальная скорость движения воздушной струи установлена при температуре 20 °С в очистных забоях 0,25 м/с, в подготовительных — 0,15 м/с, максимальная скорость в очистных и подготовительных выработках 4 м/с, в главных откаточных выработках и стволах для спуска людей — 8 м/с.

*Контроль состава рудничного воздуха* осуществляют химико-аналитическим методом и экспресс-методом. В первом случае в шахте берут пробы воздуха, которые подвергают анализу в химической лаборатории. Этот метод точен, но требует значительного времени. Экспресс-метод основан на использовании переносных приборов — газоанализаторов, позволяющих получить результаты сразу во время измерения непосредственно в месте взятия пробы.

В горнорудной промышленности применяется химический газоопределитель ГХ-4 (рис. 6.1). Он состоит из комплекта стеклянных индикаторных трубок / на различные газы и мехового аспиратора 2, с помощью которого продувают воздух через трубки. При пропускании через трубку анализируемого воздуха изменяется окраска реактива, находящегося в трубке. Концентрацию газа определяют по длине столбика окрашенного реактива и объему воздуха, пропущенного через трубки. При одном ходе мехов через трубку проходит 100 мл воздуха.

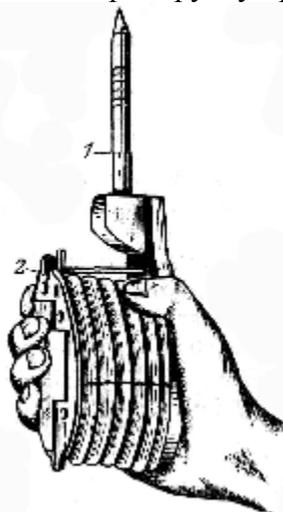


Рис. 6.1. Химический газоопределитель ГХ-4

Основной метод определения запыленности воздуха — весовой, при котором определенный объем воздуха с помощью аспиратора пропускают через фильтр. Разницу в массе фильтра после и до пропускания воздуха делят на объем воздуха, прошедшего через фильтр, получая концентрацию пыли в мг/м<sup>3</sup>.

Скорость движения воздуха в выработках определяют анемометрами: крыльчатый (для скорости 0,1—5 м/с) и чашечным (для скорости 1—30 м/с).

Для измерения относительной влажности воздуха служат аспирационные психрометры и таблицы к ним.

Степень охлаждающего действия рудничной атмосферы зависит от совокупного воздействия на человеческий организм температуры, скорости движения воздуха и его влажности. Ее определяют с помощью номограмм прибором кататермометром.

Нормальный состав рудничной атмосферы и нормальные климатические условия в шахтах обеспечиваются *вентиляцией*, т. е. непрерывной подачей в подземные выработки достаточного количества свежего воздуха и удаления из них загрязненного.

Количество воздуха ( $\text{м}^3/\text{мин}$ ), необходимое для проветривания рудника, устанавливают по нескольким факторам:

наибольшему числу людей, находящихся в шахте. При расчете по этому фактору принимают норму воздуха на одного подземного рабочего  $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ ;  
расходу ВВ (приближенно) —

$$Q = 500A/t$$

где  $A$  — максимальное количество одновременно взрываемого ВВ, кг;  $t$  — продолжительность проветривания, мин (продолжительность проветривания составляет от 20—30 мин при мелкошпуровой отбойке до 8—20 ч при массовых взрывах);

количеству непрерывно выделяющихся, газов (метана, углекислого газа) —

$$Q = V/(14,4c)$$

где  $V$  — общее количество газа, выделяющегося в шахте за сутки,  $\text{м}^3$ ;  $c$  — допустимое содержание этого газа в исходящей струе, %.

Потребное количество воздуха подсчитывают также по условиям выноса пыли, снижения температуры в выработках и др. Как необходимое принимают наибольшее количество воздуха, полученное по одному из расчетов. Расчетное количество воздуха увеличивают в 1,2—1,4 раза с учетом возможных утечек его при движении от главного ствола к вентиляционному (через обрушенные породы и др.).

## 6.2. Способы и схемы проветривания шахт

Воздух по выработке будет двигаться в том случае, если между ее началом и концом будет иметься разность давлений, называемая в рудничной вентиляции *депрессией* ( $A$ ). Чем больше депрессия между двумя пунктами, тем выше на этом участке скорость движения воздуха.

Депрессия может возникать естественным путем (естественная тяга) и создаваться искусственно вентиляторами.

Естественная тяга возникает в основном из-за разности температур атмосферного и рудничного воздуха при наличии разностей отметок устьев двух или более выработок, к выходящих на поверхность, которые можно рассматривать как сообщающиеся между собой сосуда  $AC$  и  $DE$  (рис. 6.2). Летом температура воздуха в подземных выработках ниже, чем на поверхности, а плотность его выше. Поэтому давление воздуха в стволе 2 (участок  $DE$ ) будет больше, чем суммарное давление в стволе 1 (участок  $BC$ ) и на поверхности (участок  $AB$ ), и он будет двигаться от ствола 2 к стволу 1. Зимой воздух движется в обратном направлении.

Если температура наружного и рудничного воздуха одинакова, что наблюдается чаще весной или осенью, естественная тяга почти отсутствует. Даже при благоприятных условиях она невелика (порядка десятков Паскалей) и не обеспечивает поступления в шахту необходимого количества воздуха.

Для искусственного проветривания применяют центробежные и осевые вентиляторы.

*Центробежный вентилятор* (рис. 6.3, а) состоит из рабочего колеса 1, имеющего форму барабана с лопатками. Колесо помещено в спиральный металлический кожух 3 и закреплено на валу, опирающемся на подшипники 5. При вращении рабочего колеса воздух между лопатками приходит в движение и под воздействием центробежной силы выбрасывается к внешней окружности колеса и далее через спиральный кожух и диффузор 2 в атмосферу. Вследствие выбрасывания воздуха в центральной части колеса создается разрежение, вызывающее непрерывный поток воздуха через всасывающее отверстие присоединенное к вентиляционному каналу или трубопроводу.

Вентиляторы главного проветривания устанавливают в специальном здании на некотором расстоянии от устья вентиляционного ствола и соединяют с последним вентиляционным каналом. Устье ствола перекрывается. Промышленностью выпускаются центробежные вентиляторы ВЦ-15, ВЦ-25, ВЦ-31-5М, ВЦД-47У (цифры обозначают диаметр колеса в дециметрах). Подача вентиляторов достигает  $500 \text{ м}^3/\text{с}$ , давление (депрессия) — до  $10^4 \text{ Па}$ .

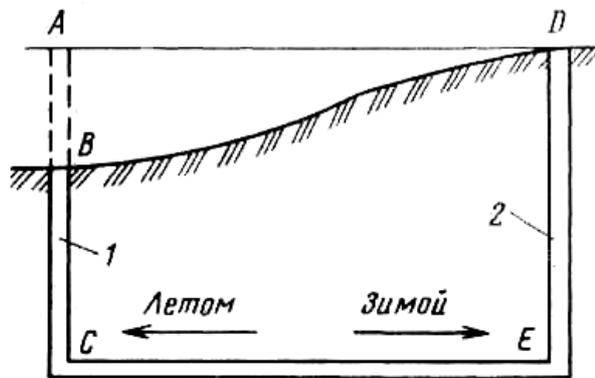


Рис. 6.2. Схема движения воздуха в руднике за счет естественной тяги

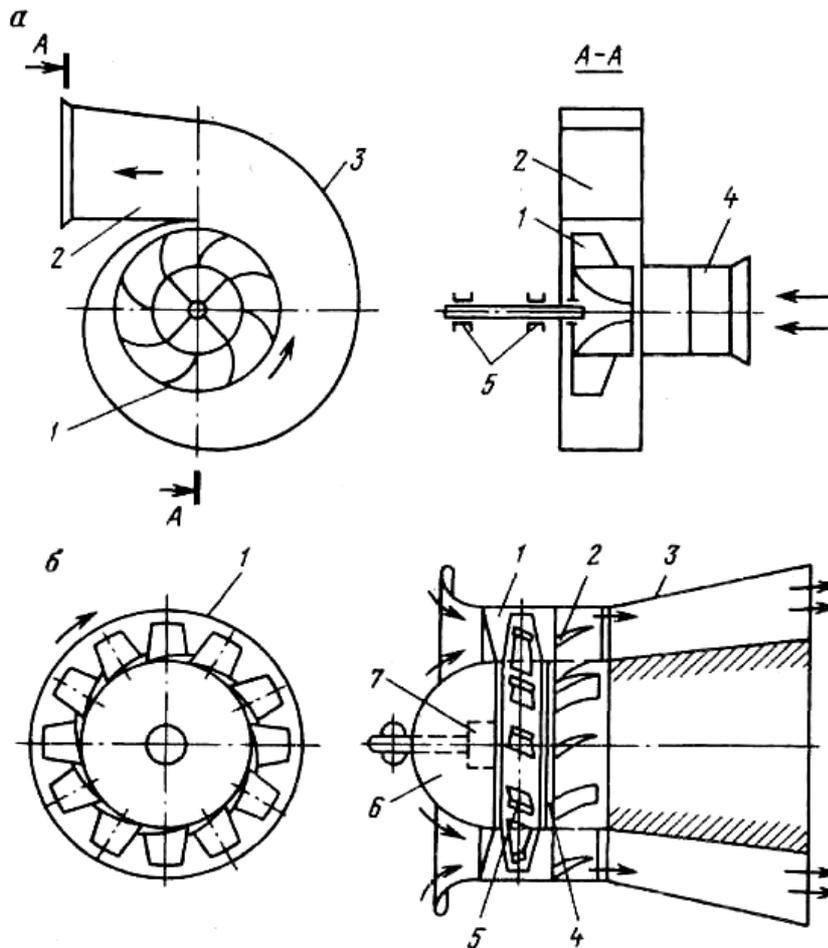


Рис. 6.3. Схема центробежного (а) и осевого (б) вентиляторов

Осевой вентилятор (рис. 6.3, б) состоит из кожуха 1, в котором помещено одно или несколько рабочих колес 4 с лопатками 5, установленными под некоторым углом к плоскости вращения колеса на втулке 7.

При вращении рабочего колеса воздух между лопатками получает движение в плоскости вращения и параллельно оси вращения, т.е. движется винтообразно. Выпрямление потока воздуха осуществляется спрямляющим устройством 2, пройдя который воздух через кольцевой диффузор 3 выходит в атмосферу. Для уменьшения сопротивления перед втулкой монтируется обтекатель 6. Промышленностью выпускаются осевые вентиляторы главного проветривания ВОД-ПГТ, ВОД-16П, ВОД-21, ВОД-21М, ВОД-30, ВОД-40, ВОД-50. Подача осевых вентиляторов до  $200 \text{ м}^3/\text{с}$ , давление до  $6 \cdot 10^3 \text{ Па}$ .

Центробежные вентиляторы надежны в работе, обладают относительно невысоким уровнем шума и большим напором. К недостаткам этих вентиляторов относятся более низкий по сравнению с осевыми к. п. д., необходимость устройства специальных обводных каналов для реверсирования потока воздуха (изменение его направления на обратное). Необходимость реверсирования воздушной струи возникает при ликвидации в шахте пожаров.

Осевые вентиляторы более просты по устройству и реверсированию потока воздуха (путем изменения направления вращения рабочего колеса или поворотом лопаток). Их недостаток —

высокий уровень шума.

Характеристикой вентиляторов называют кривую, выражающую зависимость между депрессией, создаваемой вентилятором, и подачей воздуха. Характеристику получают при испытаниях вентиляторов как на заводе, так и установленных на шахте путем замеров подачи воздуха и давления при различных положениях диафрагм или задвижки (шибера). Характеристика осевого вентилятора является монотонной: с увеличением подачи воздуха непрерывно падает депрессия  $h$  (рис. 6.4). Характеристика центробежного вентилятора является «горбатой». Восходящая часть кривой соответствует неустойчивой работе вентилятора, а нисходящая — устойчивой.

Способ вскрытия и взаимное расположение шахтных стволов определяют две основные схемы проветривания: центральную и фланговую (диагональную).

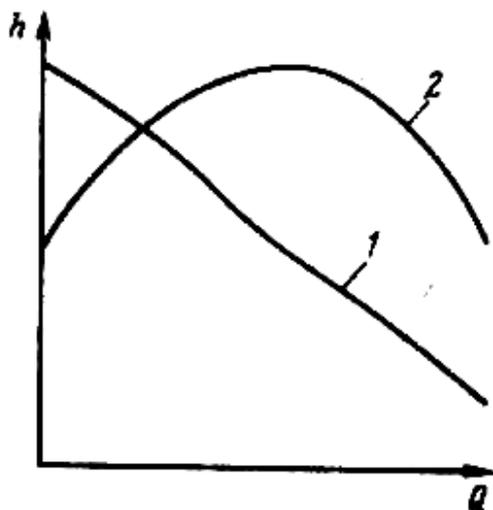


Рис. 6.4. Характеристики осевого (1) и центробежного (2) вентиляторов

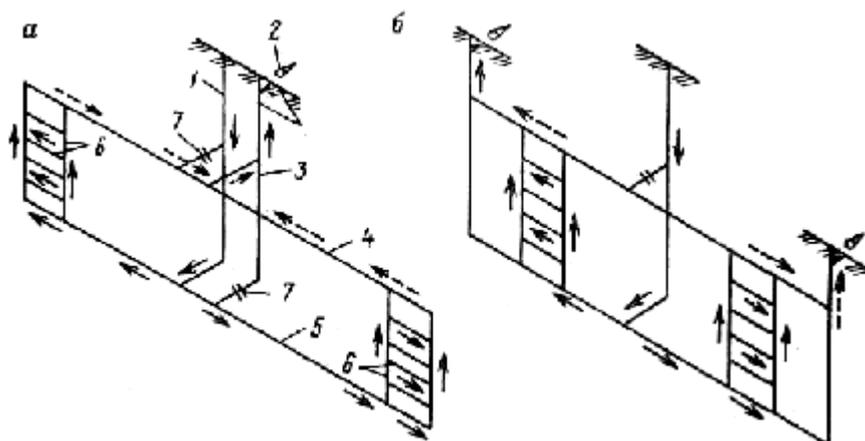


Рис. 6.4. Центральная (а) и диагональная (б) схемы проветривания

При *центральной* схеме проветривания (рис. 6.5, а) главный 1 и вентиляционный 3 стволы располагают в центре шахтного поля на небольшом расстоянии друг от друга. При всасывающем способе проветривания вентилятор 2 отсасывает воздух из вентиляционного ствола, а свежая струя воздуха поступает через главный ствол в выработки откаточного горизонта 5 и проходит через выработки 6 очистных блоков. Загрязненный воздух по выработкам вентиляционного горизонта 4 поступает к вентиляционному стволу, по которому он выбрасывается в атмосферу.

Для обеспечения движения воздуха в нужном направлении в некоторых выработках устанавливают различные вентиляционные сооружения 7 (перемычки, вентиляционные двери и т. п.).

При *диагональной (фланговой) схеме проветривания* (рис. 6.5, б) вентиляционные стволы находятся на флангах шахтного поля. Этим обеспечиваются постоянная величина депрессии и более устойчивый вентиляционный режим. Наличие двух запасных выходов на поверхность создает большую безопасность для работающих. Применяют также нагнетательный способ

проветривания при котором вентилятор подает воздух в подземные выработки, создавая в них избыточное давление.

При большой длине шахтного поля применяют нагнетательно-всасывающий способ проветривания.

Независимо от схемы и способа проветривания воздушная струя в очистных забоях, как правило должна двигаться снизу вверх во избежание выноса пыли и вредных газов в откаточные выработки. Запрещена подача и удаление воздуха через завалы и обрушенную руду или породу.

### 6.3. Сопротивление выработок и распределение по ним воздуха

Горные выработки оказывают сопротивление движущемуся по ним воздуху. Различают три вида сопротивления выработок: сопротивление трению, лобовые сопротивления и местные сопротивления.

Основным является сопротивление трению, возникающее от трения воздуха о поверхность выработок. Лобовые сопротивления наблюдаются при обтекании воздухом предметов, загромаждающих поперечное сечение выработки: армировки, вагонеток и др. Местные сопротивления связаны с изменением скорости движения воздуха по величине или направлению на поворотах, резких сужениях или расширениях выработок.

Депрессия выработки (Па) при турбулентном движении воздуха и без учета местных и лобовых сопротивлений определяется по формуле

где  $\alpha$  — коэффициент аэродинамического сопротивления выработки,  $\text{Н}\cdot\text{с}^2/\text{м}^4$ ;  $L$  — длина выработки, м;  $P$  — периметр выработки, м;  $Q$  — количество проходящего по выработке воздуха,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $S$  — площадь поперечного сечения выработки,  $\text{м}^2$ .

Величина коэффициента  $\alpha$  принимается по таблицам и равна: для шахтных стволов, закрепленных бетоном или камнем, 0,02—0,04; для откаточных выработок 0,03—0,07; для восстающих с лестничным отделением 0,4—0,5.

Выражение  $\alpha LP/S^3 = R$  называется удельным сопротивлением в выработке. Поэтому  $h = RQ^2$ .

В расчетах по вентиляции крупную единицу заменяют в тысячу раз более мелкой единицей  $r$ , называемой мюром  $\mu$ . Тогда

$$h = rQ^2 / 1000$$

Пользуясь указанной формулой, можно по аналогии с характеристикой вентилятора составить вентиляционную характеристику отдельной выработки или всей шахты. Она представляет собой график зависимости между депрессией  $h$  и количеством воздуха  $Q$ , проходящим через выработку или шахту (рис. 6.6).

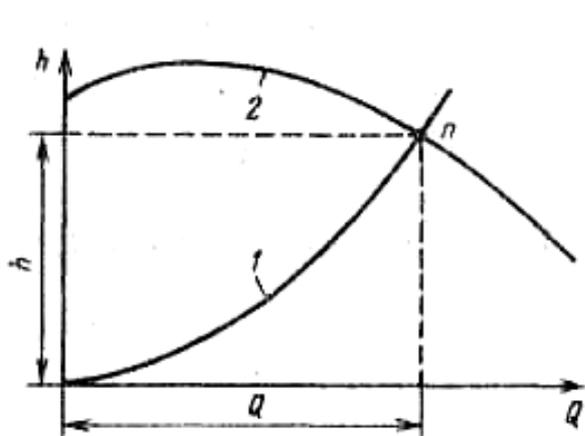


Рис. 6.6. Вентиляционная характеристика шахты (1), совмещенная с характеристикой вентилятора (2)

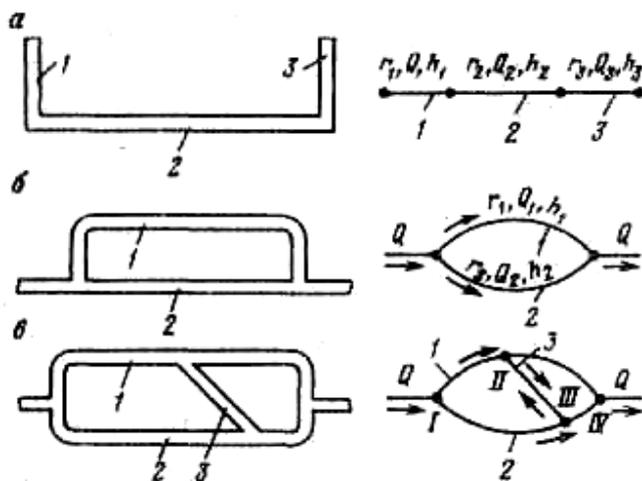


Рис. 6.7. Схемы последовательного (а), параллельного (б) и диагонального (в) соединения выработок

Точка пересечения  $n$  вентиляционной характеристики шахты с характеристикой вентилятора показывает, какую депрессию  $h$  будет создавать и какое количество воздуха  $Q$  будет подавать в шахту данный вентилятор. При расчете искусственного проветривания учитывают также естественную тягу.

Сопротивление любой системы выработок можно сравнить с сопротивлением круглого отверстия в тонкой стенке. Если сопротивление такого отверстия движению воздуха равно сопротивлению шахты, его называют эквивалентным отверстием. Величину эквивалентного отверстия ( $m^2$ ) определяют по формуле

$$A = \frac{38}{\sqrt{r}}$$

По трудности проветривания шахты делят на труднопроветриваемые ( $A < 1 m^2$ ), средней трудности проветривания ( $A = 1—2 m^2$ ) и легкопроветриваемые ( $A > 2 m^2$ ).

Горные выработки могут иметь последовательное, параллельное и диагональное соединения.

Последовательным называется соединение, при котором выработки 1, 2 и 3 расположены одна за другой (рис. 6.7, а). В этом случае общее сопротивление равно сумме сопротивлений отдельных выработок

$$r_{общ} = r_1 + r_2 + \dots + r_n$$

и через каждую выработку будет проходить одинаковое количество воздуха, т. е.

$$Q_{общ} = Q_1 = Q_2 = \dots = Q_n$$

Общая депрессия всех последовательно соединенных выработок равна сумме депрессий отдельных выработок

$$h_{общ} = h_1 + h_2 + \dots + h_n$$

При параллельном соединении выработки 1 и 2, расходясь в одном пункте, вновь сходятся в другом (рис. 6.7, б). Поскольку параллельные выработки имеют общие начало и конец, то

$$h_{общ} = h_1 = h_2$$

Общее сопротивление двух параллельных выработок определяют по формуле

$$r_{общ} = \frac{r_1}{\left(1 + \sqrt{\frac{r_1}{r_2}}\right)^2}$$

Общее количество воздуха при параллельном соединении равно сумме количеств воздуха, проходящих по каждой выработке.

Если параллельные выработки кроме двух общих точек соединяются друг с другом еще одной или несколькими выработками, то такое соединение называют диагональным (рис. 6.7, в). В зависимости от соотношения сопротивлений на участках II—IV и III—IV выработок 1 и 2, воздух по выработке 3 может двигаться как в прямом, так и в обратном направлении или вообще не поступать в нее. Расчеты диагональных соединений выработок приводятся в специальных курсах.

Совокупность всех подземных выработок шахты от устья главного ствола до вентилятора главного проветривания представляет собой смешанное соединение.

Естественное распределение воздуха по выработкам в соответствии с их депрессиями и схемами соединения часто не отвечает фактической потребности в нем на отдельных участках, блоках и забоях. Поэтому применяют искусственное распределение его с помощью вентиляционных сооружений и устройств, установки в выработках вентиляторов-усилителей, уменьшения сопротивления выработок.

*Вентиляционные сооружения и устройства* подразделяются на две группы:

первая — преграждающие путь движению воздуха (вентиляционные перемычки и двери, затворы для перекрытия устья стволов, ляды);

вторая — пропускающие воздух в необходимом количестве (вентиляционные окна в перемычках и дверях, кроссинги для перекидывания одной струи через другую в местах пересечения выработок).

*Задача.* Определить аэродинамическое сопротивление системы выработок (рис. 6.8), состоящих из главного 1 и вентиляционного 2 стволов, соединенных откаточным 3 и вентиляционным 4 штреками. Площадь поперечного сечения и периметр стволов: главного — соответственно  $32 m^2$  и  $24 m$ , вспомогательного — соответственно  $20 m^2$  и  $18 m$ . Откаточный штрек

имеет площадь поперечного сечения  $9 \text{ м}^2$  и периметр  $12 \text{ м}$ , вентиляционный — соответственно  $7,5 \text{ м}^2$  и  $11 \text{ м}$ . Коэффициент аэродинамического сопротивления  $a$  для стволов равен  $0,035$ , штреков —  $0,02$ . Длина выработок указана на рис. 6.8.

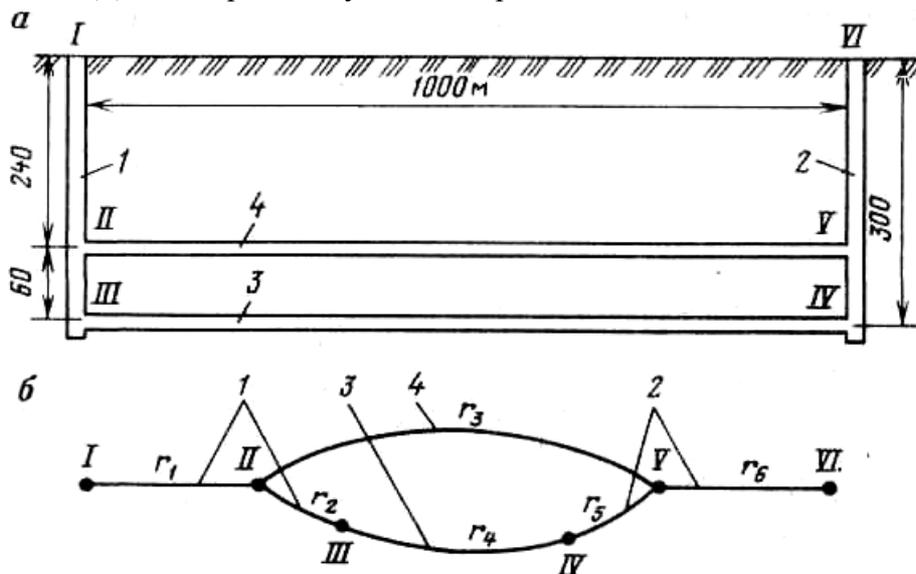


Рис 6.8. Схема выработок (а) и расчетная схема к определению аэродинамического сопротивления системы выработок

Решение.

1. Аэродинамическое сопротивление главного ствола на участке от поверхности до вентиляционного штрека (участок I—II)

$$r_1 = \frac{1000 \cdot 0,035 \cdot 240 \cdot 24}{32^3} = 6,2 \text{ мюрга}$$

2. Аэродинамическое сопротивление главного ствола на участке между штреками (участок II—III)  $r_2 = r_1/4 = 6,2/4 \approx 1,5$  мюрга (так как длина участка II—III в 4 раза меньше длины участка I—II).

3. Аэродинамическое сопротивление вентиляционного штрека (участок II—V)

$$r_3 = \frac{1000 \cdot 0,02 \cdot 1000 \cdot 11}{7,5^3} = 521,5 \text{ мюрга}$$

4. Аэродинамическое сопротивление откаточного штрека (участок III—IV)

$$r_4 = \frac{1000 \cdot 0,02 \cdot 1000 \cdot 12}{9^3} = 329,2 \text{ мюрга}$$

5. Аэродинамическое сопротивление вентиляционного ствола между штреками (участок IV—V)

$$r_5 = \frac{1000 \cdot 0,035 \cdot 60 \cdot 18}{20^3} = 4,7 \text{ мюрга}$$

6. Аэродинамическое сопротивление вентиляционного ствола на участке от поверхности до вентиляционного штрека (участок V—VI)

$$r_6 = r_5 \cdot 4 = 4,7 \cdot 4 = 18,8 \text{ мюрга}$$

7. Аэродинамическое сопротивление выработок нижней параллельной ветви (участки II—III, III—IV, IV—V)

$$r_7 = r_2 + r_4 + r_5 = 1,5 + 329,2 + 4,7 = 335,4 \text{ мюрга}$$

8. Общее аэродинамическое сопротивление верхней и нижней параллельных ветвей

$$r_8 = \frac{521,5}{\left(1 + \sqrt{\frac{521,5}{335,4}}\right)^2} = 103,3 \text{ мюрга}$$

9. Общее аэродинамическое сопротивление системы выработок

$$r = r_1 + r_8 + r_6 = 6,2 + 103,3 + 18,8 = 128,3 \text{ мюрга}$$

#### 6.4. Проветривание выработок при их проведении

При проведении выработок воздух подается в призабойное пространство или отсасывается из

него по трубам вентиляторами местного проветривания. Трубы применяют металлические, пластмассовые или матерчатые (из парусины, брезента, прорезиненной ткани). Диаметр труб 300—800 мм. Длина одного звена матерчатых труб 5—20 м, металлических 2—12 м. Матерчатые трубы применяют только при нагнетательном способе проветривания. По сравнению с металлическими они имеют меньшую массу, эластичны, проще в установке и легче переносятся, могут быть подведены ближе к забою, что облегчает проветривание.

Вентиляторы местного проветривания бывают с электро- (ВМ-3М, ВМ-4М, ВМ-5М, ВМ-6М, ВМ8М, ВМ-12М, СВМ-4М, СВМ-5М и СВМ-6М) и пневмоприводом (ВМП-3М, ВМП-4М, ВМП-5М и ВМП-6М). Первые из них имеют массу 85—2300 кг и подачу 60—1200 м<sup>3</sup>/мин при давлении 1000—1200 Па. Подача вентиляторов с пневмоприводом 110—360 м<sup>3</sup>/мин, давление 2200—2900 Па, масса 50—270 кг. Мощные вентиляторы ВМ-8М и ВМ-12М используют в выработках с площадью поперечного сечения до 20—24 м<sup>2</sup> и длиной до 1000 м.

Для проветривания длинных (до 2,5—3 км) тупиковых выработок применяют центробежный вентилятор ВЦ-9, создающий давление до 10 000 Па и имеющий подачу 1200 м<sup>3</sup>/мин, Мощность двигателя этого вентилятора 250 кВт, а масса 2 т.

При нагнетательном способе проветривания свежий воздух поступает к забою по вентиляционным трубам, а загрязненный удаляется по выработке. Вентилятор при этом устанавливают на свежей струе не ближе 10 м от устья проветриваемой выработки, конец вентиляционной трубы отстоит от забоя не далее чем на 10 м.

При всасывающем способе вентилятор также устанавливают в 10—15 м от устья проветриваемой выработки, но со стороны исходящей струи воздуха. В этом случае для эффективного проветривания расстояние от конца вентиляционной трубы до забоя не должно превышать трехкратной ширины выработки. Для защиты концевой части вентиляционного трубопровода от повреждения кусками породы, разлетающимися при взрыве, применяют защитные экраны из листовой резины толщиной 25—30 мм и площадью 1,2—1,5 м<sup>2</sup>. Листы подвешивают перед концом трубопровода на расстоянии около 1,5 м.

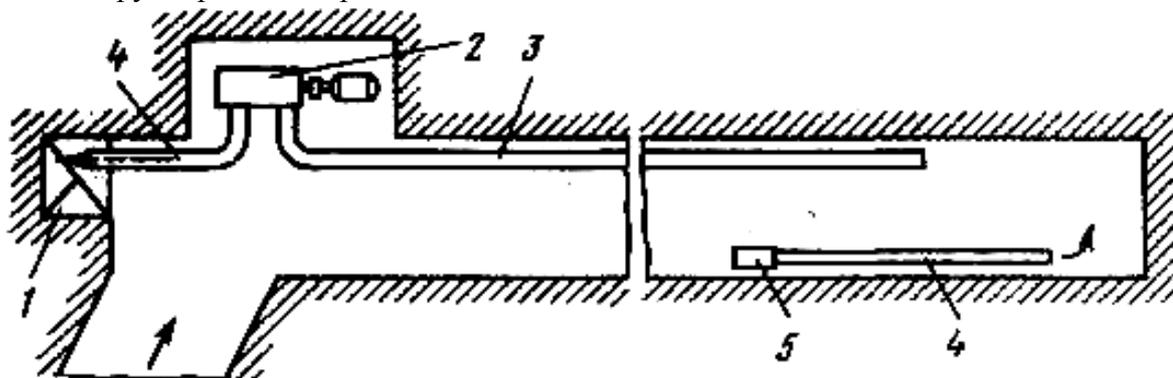


Рис. 6.9. Схема проветривания с применением турбовоздуходувки: 1 – восстающий; 2 – турбовоздуходувка; 3 – отсасывающий воздуховод; 4 – нагнетательный воздуховод; 5 – вспомогательный вентилятор

Так как при нагнетательном способе проветривания вредные газы и пыль переносятся по выработке с небольшой скоростью, продолжительность проветривания забоя зависит от длины выработки. Поэтому нагнетательный способ применяют при длине выработок до 300—500 м, а также при проходке шахтных стволов, потому что естественное движение газов после взрыва совпадает с направлением движения воздуха.

Всасывающий способ проветривания применяется при длине проветривания 400—1000 м. Проветривание выработок большей длины осуществляется нагнетательно-всасывающим (комбинированным) способом. В этом случае отсасывающий вентилятор, являющийся основным, устанавливают в выработке вблизи ее устья, а нагнетательный (вспомогательный) — на некотором расстоянии от забоя выработки. Подача вспомогательного вентилятора должна быть на 25—30 % меньше подачи основного. Комбинированный способ проветривания позволяет уменьшить длительность проветривания до 5—12 мин.

При проветривании очень длинных тупиковых выработок успешно применяют турбовоздуходувки, использование которых позволяет улучшить организацию работ и обеспечить определенный экономический эффект. На рис. 6.9 приведена схема проветривания с

помощью воздуходувки, использовавшаяся на шахте «Темиртау» при проведении квершлага длиной 5 км с площадью поперечного сечения 7,8 м<sup>2</sup>. Турбовоздуходувка ТВ-175-1,6, подача которой составляла 2,8 м<sup>3</sup>/с, была установлена в специальной камере. Загрязненный воздух отсасывался из забоя по металлическому воздухопроводу диаметром 530 мм и выбрасывался через восстающий, площадь поперечного сечения которого равнялась 3,6 м<sup>2</sup>. Вблизи забоя квершлага был установлен вспомогательный вентилятор СВМ-6М с коротким нагнетательным воздухопроводом. Скорость движения воздуха в выработке составляла 0,3—0,4 м/с. При такой схеме длительность проветривания забоя после взрывания шупоров не превышала 10—12 мин, что во многом способствовало проведению квершлага со скоростью 200—350 м в месяц.

При любом из способов проветривания подача вентиляторов местного проветривания не должна превышать 70 % того количества воздуха, которое подается к его всасу за счет общешахтной депрессии. В противном случае эти вентиляторы будут нарушать принятую схему проветривания.

## 6.5. Проветривание карьеров

Вследствие существенного увеличения глубины карьеров и широкого применения в них автомобильного транспорта, являющегося дополнительным источником поступления вредных газов, в последние годы возникла необходимость в искусственном проветривании карьеров.

Практика показала, что наиболее эффективно проветривание карьеров вентиляторами на базе турбовинтовых двигателей и вентиляторов с электроприводом, рабочим органом в которых является вертолетный винт (ротор).

Вентилятор НК-12КВ-1М смонтирован на ходовой тележке и поворотной платформе экскаватора ЭКГ-4. Его рабочий орган — два четырехлопастных авиационных воздушных винта диаметром 5,6 м, приводимых в движение силовой установкой от самолета ТУ-114 (АН-22). Турбовинтовой двигатель и винты помещены в кожух длиной 8 м с глушителем шума. Управление вентилятором дистанционное. В горизонтальной плоскости направление струи можно изменять на 30°, в вертикальной — в пределах ±15°.

Реактивную струю с помощью регулирующей заслонки и газо-выводящего сопла можно направлять вертикально вверх. В нее можно вводить для распыления струю воды.

Техническая характеристика вентилятора-оросителя НК-12КВ-1М приведена ниже.

Мощность двигателя, тыс. кВт .....	11
Начальная скорость воздушной струи, м/с .....	60
Максимальный начальный расход воздуха в струе, м <sup>3</sup> /с .....	1680
Рабочая дальность струи, м .....	1300

Вентилятор предназначен для проветривания карьеров объемом до 50—60 млн. м<sup>3</sup> и глубиной до 200—300 м.

На рис. 6.10 показана схема карьерной вентиляторной установки с вертолетным винтом. Вертолетные винты, отработавшие летный ресурс, дешевы и долговечны. Применение вентиляторных установок с вертолетными винтами резко снижает энергетические затраты; они просты в управлении и удобны в обслуживании и эксплуатации. Уровень шума на расстоянии 30 м от работающей установки составляет 76 дБ, что не превышает санитарных норм. В настоящее время изготовлены и испытаны в промышленных условиях вентиляторные установки местного проветривания УМП-14 и УМП-21 со следующими техническими параметрами.

Установка .....	УМП-14	УМП-21
Диаметр винта, м .....	14,5	21
Начальная подача, м <sup>3</sup> /с .....	1100	3000
Дальность струи, м .....	200	350
Мощность электродвигателя, кВт .....	320	1000

С помощью механизма наклона винта обеспечивается изменение оси его вращения в вертикальной плоскости до ±30°, что позволяет увеличить объем проветриваемой зоны в 15—20 раз и значительно сократить время проветривания.

Установка УМП-14 прошла промышленные испытания в Саамском карьере ПО «Апатит». Он расположен в долине, окруженной горами, которые препятствуют естественному проветриванию карьера. Основным источником загрязнения атмосферы — карьерный транспорт. В смену в карьере используется до 40 большегрузных автосамосвалов. Размеры карьера в плане 850х630 м, глубина до 180 м.

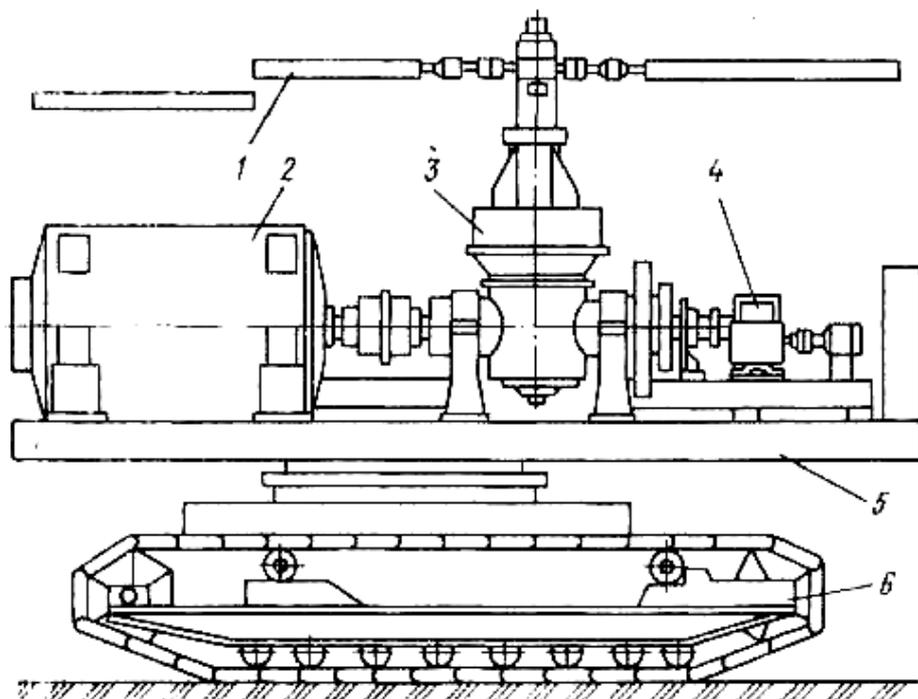


Рис. 6.10. Схема карьерной вентиляционной установки с вертолетным винтом (ротором)  
 1 – ротор; 2 – электродвигатель; 3 – редуктор; 4 – механизм наклона винта; 5 – поворотная платформа; 6 – ходовая часть

Наиболее рациональным оказались установка вентилятора на дне карьера и проветривание вертикальными и наклонными струями. Режим проветривания принимался циклический, с чередованием работы вентилятора с его остановками на время, в течение которого происходило накопление вредных примесей. При скорости ветра более 3 м/с карьер проветривался естественным путем.

С 1983 г. находятся в эксплуатации две установки УМП-14 в карьере Ковдорского ГОКа. Промышленные испытания установки УМП-21 проведены в карьерах Оленегорского ГОКа и комбината «Ураласбест».

Повысить дальнобойность вертикальных струй и эффективность проветривания в глубоких карьерах можно при совместной параллельной работе нескольких однотипных вентиляторов. При этом высота подъема воздушной струи пропорциональна квадратному корню из числа установок. Возможна также последовательная установка вентиляторов по бортам карьера на разной высоте.

Кроме рассмотренных в карьерах применяют серийно выпускаемые самоходные установки местного проветривания УМП-1 и УМП-1А на базе автомобиля БелАЗ-548А. Воздушная струя создается четырехлопастным авиационным винтом диаметром 3,5 м, установленным на специальном кронштейне в передней части автомобиля. С помощью специального устройства винт поворачивается во время работы на 45° влево и вправо от продольной оси автомобиля. Для увлажнения воздуха в струе и поливки дорог на установке смонтирована система орошения с цистерной для воды вместимостью 30 м<sup>3</sup>. Дальнобойность горизонтальной воздушной струи 400 м, начальная подача 220 м<sup>3</sup>/с. Такие установки предназначены для вентиляции застойных зон карьеров объемом до 12 млн. м<sup>3</sup> воздушной и воздушно-водяной струей, проветривания и орошения водой экскаваторных забоев и поливки карьерных автодорог.

Хорошие результаты достигаются при совместной работе установки УМП-14 (УМП-21) с одной или несколькими установками УМП-1, так как радиус их действия возрастает в несколько раз.

## 6.6. Водоотлив из шахт и карьеров

Воды, находящиеся в земной коре ниже земной поверхности, называются подземными. Вода поступает в горные выработки по трещинам, из карстов, заполненных водой, при пересечении выработками водоносных пород. Приток подземных вод в рудники колеблется в широких пределах и достигает в отдельных случаях 20—25 тыс. м<sup>3</sup> в час. Он максимален весной и осенью и минимален в зимний период. Иногда приток воды характеризуют коэффициентом водообильности, показывающим отношение объема откачанной за год воды к годовой производственной мощности шахты. Эта величина изменяется от долей кубометра на 1 т до 50 м<sup>3</sup> и более.

Шахтные воды обычно загрязнены минеральными или органическими частицами,

микроорганизмами, из-за чего они непригодны для питья и часто даже для технических целей. В зависимости от химических примесей шахтные воды бывают кислотные, щелочные и пресные. Кислотная вода содержит свободную серную кислоту и газы. Серная кислота появляется в воде в результате окисления колчеданов (например, пирита  $\text{FeS}_2$ , халькопирита  $\text{CuFeS}_2$ , галенита  $\text{PbS}$  и др.). Кислотные воды разрушающе действуют на чугунные и стальные детали шахтного оборудования, рельсы, трубы, бетон, обувь и одежду рабочих. Щелочные воды содержат примеси щелочей  $\text{KOH}$  и  $\text{NaOH}$ , которые разрушают трубопроводы и насосы. Вода, содержащая поваренную соль, разрушающе действует на изделия из железа. Свойства шахтных вод учитываются при выборе оборудования и средств борьбы с их вредным действием.

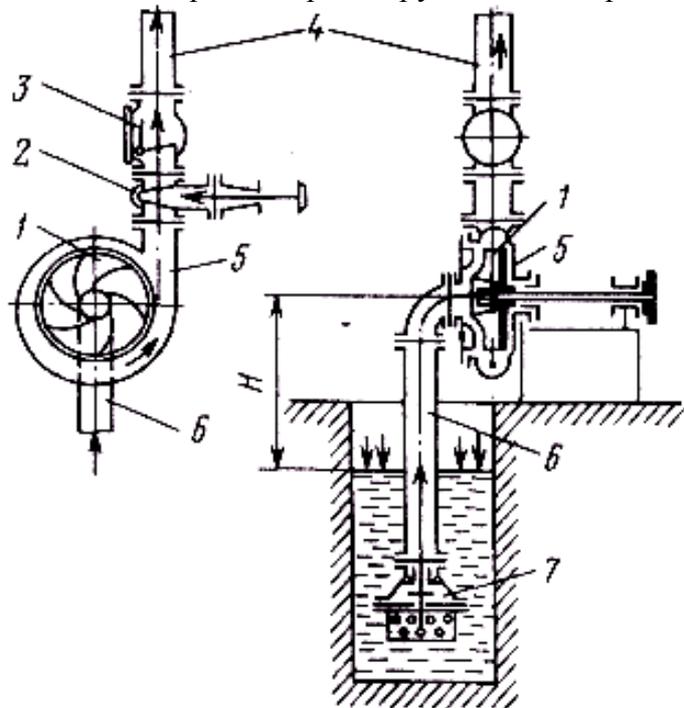


Рис. 6.11. Схема центробежного насоса

Комплекс мероприятий, осуществляемых на руднике для предупреждения затопления горных выработок подземными или поверхностными водами путем откачки шахтных пород, называют *рудничным водоотливом* (шахтным, карьерным). Основным способом борьбы с притоком воды является ее удаление из рудника (откачка) водоотливными насосными установками (насос и электродвигатель).

Центробежный насос (рис. 6.11) состоит из корпуса 5, в котором размещено рабочее колесо 1 с лопатками. Перед работой насос заливают водой. При вращении рабочее колесо выбрасывает воду через обратный клапан 3 в нагнетательный трубопровод 4. В образующееся у центра колеса разреженное пространство под действием атмосферного давления поступает вода из всасывающего трубопровода 6 через приемный клапан 7. Теоретическая высота всаса  $H$  составляет 10 м, практическая — 4—6 м. Приемный клапан с сеткой служит для удержания воды во всасывающем трубопроводе и предотвращения попадания в насос крупных частиц. Задвижкой 2 частично или полностью перекрывают трубопровод. Обратный клапан предназначен для перекрытия трубопровода при остановке насоса для предотвращения обратного потока воды.

Центробежные насосы секционного типа для шахтного водоотлива (ЦНС) имеют подачу от 38 до 300 м<sup>3</sup>/ч и напор 0,44—12 МПа. По назначению водоотливные установки подразделяют на главные, вспомогательные и временные. Главные установки предназначены для откачки на поверхность всей или основной части притока воды. Вспомогательные установки служат для откачки воды с отдельных участков. Временные установки применяются при проведении капитальных горных выработок.

В шахтах сооружают зумпфовые водоотливные установки, которые располагают в районе околоствольного двора. Схема подземного комплекса шахтной\* водоотливной установки показана на рис. 6.12, а. Насосная камера 4 представляет собой специальную горную выработку, закрепленную обычно бетоном, которая выработкой 2 соединена с околоствольным двором и наклонным трубным ходком 3 со стволом шахты 1.

Уровень пола насосной камеры располагают на 0,5—1 м выше уровня головки рельсов откаточных путей в околоствольном дворе, что предохраняет камеры от затопления. В ходовой выработке 2 сооружают герметичные двери 9. Размеры насосной камеры определяются числом и габаритами насосов. Устанавливают не менее трех насосов, один из которых находится в работе, второй — в резерве, а третий—в ремонте. При больших притоках воды одновременно работают несколько насосов, суммарная подача которых должна обеспечивать откачку суточного притока воды не более чем за 20 ч.

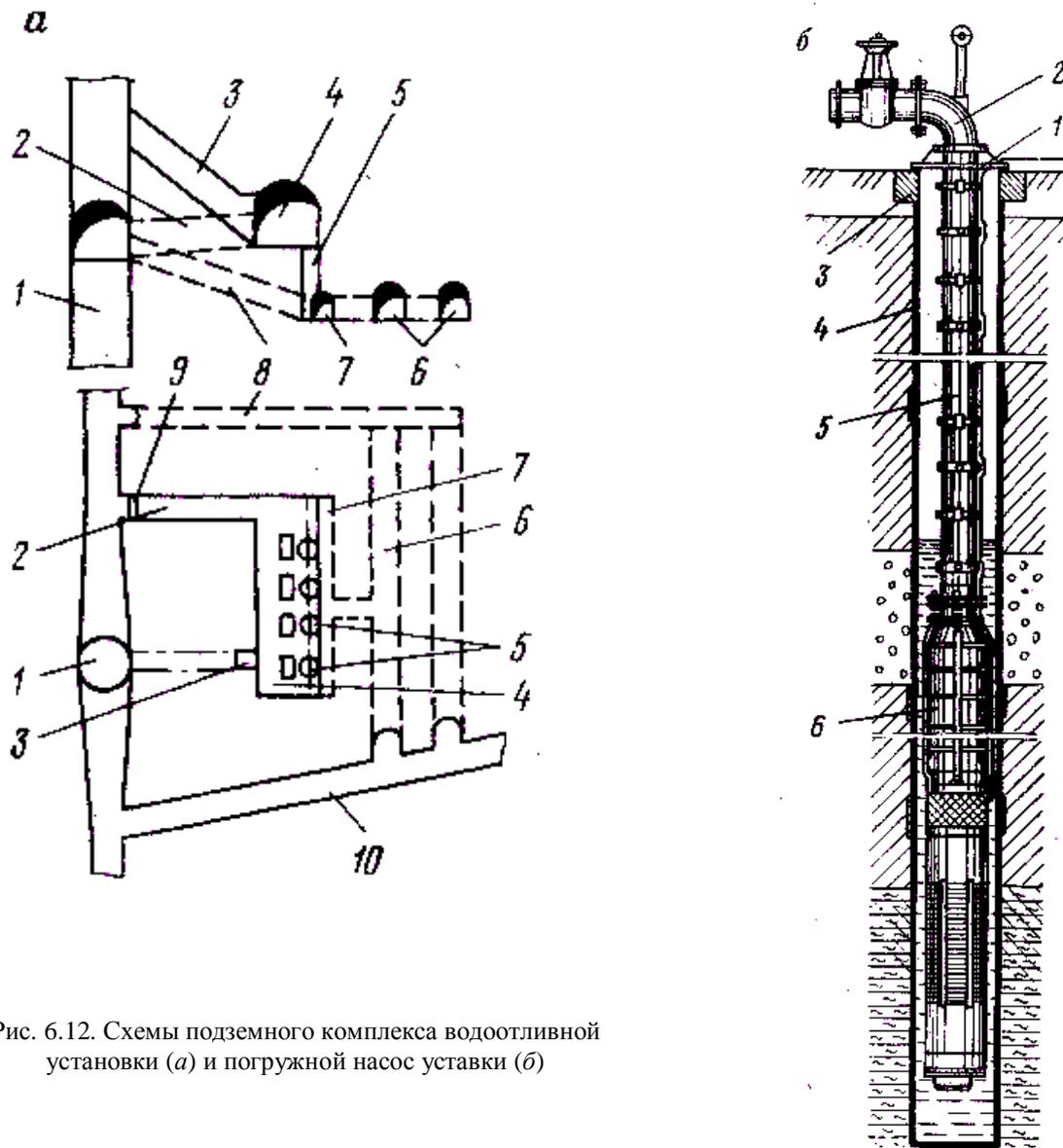


Рис. 6.12. Схемы подземного комплекса водоотливной установки (а) и погружной насос уставки (б)

Главная водоотливная установка должна иметь не менее двух нагнетательных трубопроводов и кольцевую разводку их к насосам. Этим обеспечивается независимая работа любого насоса на любой трубопровод.

Трубопроводы прокладывают в стволе, куда они выводятся через трубный ходок. Крепление трубопроводов осуществляется с помощью неподвижных опор, устанавливаемых через 150—250 м, и направляющих хомутов между ними.

При кислотных водах насосы и фланцы труб изготовляют из нержавеющей хромоникелевой стали, колеса насосов — из текстолита, винипласта и стекла. Для защиты от коррозии трубы футеруются изнутри бетоном на кислотоупорном цементе или пластическими массами, а снаружи покрываются кислотоупорными красками.

Вода к насосам поступает из водосборников 6 через коллектор 7 и всасывающие колодцы 5. Водосборник состоит из нескольких выработок, сечение которых по форме и площади близко к сечению откаточных выработок. Вода в водосборник поступает через выработки 8 и 10. Конструкция водосборника должна предусматривать изоляцию отдельных выработок для

очистки их от осевших частиц горных пород. Вместимость водосборников главного водоотлива должна быть рассчитана не менее чем на четырехчасовой приток воды. Вода, скапливающаяся в зумпфе ствола, перекачивается отдельным насосом в общий водосборник.

Работа рудничных водоотливов автоматизирована так, что обеспечиваются автоматическое включение и отключение насосов в зависимости от уровня воды в водосборнике, автоматическое включение резерва при неисправности рабочего агрегата, контроль за работой насосов, передача всех сведений на щит диспетчера и т. п. Схемы автоматизации предусматривают возможность ручного управления насосами.

Автоматизация водоотлива значительно упрощается в случае применения камер погружного типа, которые располагаются на несколько метров ниже обслуживаемого горизонта. Водосборники при этом располагаются выше насосной камеры на расстоянии 2,5—3 м с таким расчетом, чтобы при полной откачке воды из них насосы оставались бы заполненными водой и были готовы к пуску.

В зависимости от глубины горных работ и числа рабочих горизонтов в шахте применяют различные схемы водоотлива. При значительных притоках воды и глубине шахт до 600—800 м насосные камеры устраивают на каждом горизонте. При небольших притоках воды на верхних горизонтах воду по скважинам перепускают на нижний горизонт к водосборникам главной водоотливной установки. При значительной глубине шахт находит применение ступенчатый водоотлив, при котором воду с нижних горизонтов подают к главной водоотливной установке, сооруженной ближе к поверхности на промежуточном горизонте. Необходимый напор создают также дополнительной (последовательной) установкой насосов в систему трубопроводов.

Кроме нормального притока могут быть внезапные прорывы значительных количеств воды из старых затопленных горных выработок, из подземных полостей, заполненных водой, и поверхностных водоемов. Для предупреждения внезапных затоплений все возможные источники поступления воды (старые затопленные выработки, водоемы и т. п.) должны быть нанесены на маркшейдерские планы с указанием на планах границ барьерных целиков, устанавливаемых проектом. Поверхностные провалы по балкам, оврагам и другим водостокам должны быть ограждены водоотводящими канавами, обеспечивающими отвод поверхностных вод от проникновения их в горные выработки. Мероприятия против внезапных прорывов воды в выработки осуществляются по отдельным проектам.

При открытой разработке приток воды складывается из подземных вод и атмосферных осадков. При зумпфовом методе водоотлива на нижнем горизонте карьера устраивают котлован-водосборник, около которого сооружают насосную станцию. Вода к водосборнику поступает с верхних горизонтов по поверхности уступов и путем фильтрации. Нагнетательные трубопроводы от насосов прокладывают по откосам и площадкам уступов, стремясь получить минимальную длину трассы и наименьшее число углов поворота трубопроводов. Все участки трубопровода должны укладываться с подъемом для полного их освобождения от воды при остановках насосов в зимнее время.

В настоящее время широко используется скважинный метод водоотлива, который применяют главным образом для предварительного осушения пород в пределах шахтных и карьерных полей. Роль водосборников в этом случае выполняют скважины, в которых устанавливают погружные артезианские насосы диаметром 150—400 мм и массой от 80 до 6000 кг. Водопонижающие скважины диаметром 200—600 мм и глубиной до 500 м бурят на наиболее водоносных участках как в пределах, так и за пределами контуров карьера. После проходки скважины на проектную глубину в нее опускают колонну металлических труб 4 (рис. 6.12, б). В агрессивных водах используются трубы из пластмассы или стекловолокна. На участках водоносных пород в обсадных трубах имеются круглые или щелевидные отверстия. Устье скважины укрепляют бетонным фундаментом 3, на котором устанавливают опорную плиту 1 с несущим звеном 2 трубного става 5. К концу трубного става крепят насос 6 с двигателем в погружном исполнении. Откачиваемая по трубопроводу вода сбрасывается в водоотводящую канаву, расположенную на таком расстоянии, чтобы исключить повторный сток воды и карьер. Управление работой насосных установок карьеров автоматизировано. Такой способ осушения применяется на многих железорудных и угольных карьерах страны (Михайловский, Лебединский, Соколовско-Сарбайский и др.). При комбинированном открыто-подземном способе разработки иногда часть карьерных вод через

специально пробуренные скважины перепускают в подземные выработки с последующей откачкой их шахтными насосами.

### 6.7. Рудничное и карьерное освещение

Высокая производительность и безопасность труда невозможны без хорошего освещения. В соответствии с требованиями Правил безопасности установлена следующая минимальная освещенность (в люксах) применительно к подземным горным выработкам: основные откаточные выработки. — 5; забои подготовительных и очистных выработок — 10—15; подземные камеры (электрподстанции, насосные и др.) — 75.

Подземные горные выработки освещаются индивидуальными переносными светильниками, питаемыми от аккумуляторных батарей, и стационарными или переносными светильниками, подключаемыми к электрической сети.

Запрещается спуск в шахту, передвижение людей по выработке и работа в забоях без индивидуальных светильников.

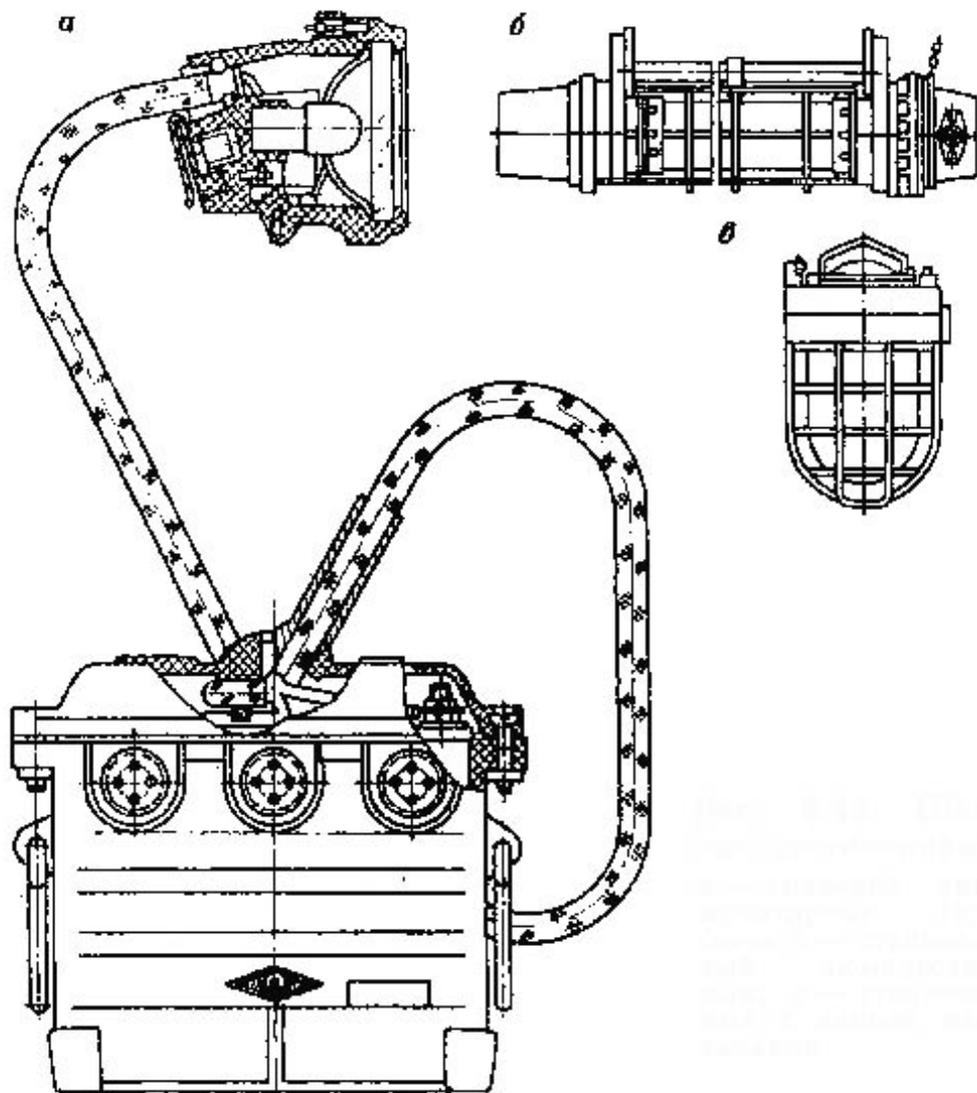


Рис. 6.13. Шахтные светильники: а – головной аккумуляторный «Кузбасс»; б – стационарный люминесцентный; в – стационарный с лампой накаливания

Головной аккумуляторный светильник «Кузбасс» (рис. 6.13, а) состоит из пластмассового корпуса, в котором размещаются щелочные кадмиево-никелевые аккумуляторные батареи, и фары с гибким двухжильным кабелем. Добавка электролита в аккумулятор производится раз в неделю. Масса светильника 1,8 кг, световой поток 30 лм. Фара светильника крепится на каске рабочего, а батарея — на поясе. Более просты в обслуживании и надежны в эксплуатации светильники на герметичных батареях, не нуждающиеся в добавке электролита. Применяются также аккумуляторные светильники с люминесцентными лампами.

Стационарными светильниками освещаются откаточные и околоствольные выработки, машинные камеры, медпункты, склады ВМ, приемные и погрузочные площадки, действующие забои. Подготовительные и очистные забои освещаются также сетевыми переносными лампами

при напряжении до 36 В.

Шахтные сетевые светильники изготавливают с люминесцентными лампами (рис. 6.13, б) и лампами накаливания (рис. 6.13, в), которые по исполнению разделяются на три группы: в рудничном нормальном (РН), повышенной надежности (РП) и во взрыво-безопасном (РВ) исполнении.

Светильники с лампами накаливания (РП-100М, РП-200) имеют мощность ламп соответственно 100 и 200 Вт и питаются током ем 127 В. Лампа помещена в прочный стеклянный плафон, который защищен металлической арматурой. Масса светильника 5—6 кг, диаметр около 200 мм.

Люминесцентные светильники (РВЛ-40, РВЛ-40М, РВЛ-80 и др.) имеют мощность от 20 до 80 Вт и включаются в сеть напряжением 220 В. Создаваемый ими световой поток значительно больше, чем у ламп накаливания той же мощности, и составляет 1000—4300 лм. Масса светильников 11—25 кг, длина 1,5—2 м.

Для отдельных объектов карьеров установлены следующие нормы минимальной освещенности (в лк): места работы горных машин— 10; кабины машин и механизмов — 30; постоянные пути движения рабочих — 1; лестницы —3; автодороги и железнодорожные пути — 0,5—3 (в зависимости от интенсивности движения),

Для освещения карьеров применяют лампы накаливания, люминесцентные, дуговые ртутные и ксеноновые лампы, а также ртутно-кварцевые лампы высокого давления.

При местном освещении отдельных видов работ на значительной площади (буровые площадки, экскаваторные забои) светильники устанавливают непосредственно на машинах или опорах вблизи рабочих мест. Применяют прожекторные установки с лампами накаливания мощностью 500, 1000 и 2000 Вт,

Для освещения больших площадей или всего карьера наиболее целесообразны мощные световые установки с ксеноновыми лампами типа ДКсТ (дуговые, ксеноновые, трубчатые) мощностью 10, 20, 50 кВт. Рефлектор осветительной установки ОУКсН-50000 с дуговой ксеноновой лампой ДКсТ-50000 мощностью 50 кВт имеет высоту 2 и длину 3 м. Подобные осветительные приборы устанавливают на специальном основании на бортах карьера или на мачтах высотой до 30—35 м. Один из карьеров глубиной 200 м, шириной 2 км и длиной 6 км освещался четырьмя установками с лампами мощностью по 50 кВт, установленными на двух противоположных бортах карьера. Включение и выключение световых приборов осуществляется фотоэлектронными автоматами.

## **6.8. Подземные пожары и способы их тушения**

К *подземным пожарам* относят явления, связанные с горением или тлением горючих веществ в подземных выработках и сопровождающиеся выделением тепла и вредных газов. По происхождению пожары подразделяют на *экзогенные* и *эндогенные*.

Причиной экзогенных пожаров являются внешние источники тепла: открытый огонь при неосторожном обращении с ним, нагревание электропроводки, взрывные работы и т. п.

Эндогенные пожары возникают вследствие самовозгорания полезных ископаемых (колчеданных руд, углей, сланцев), а также органических материалов, древесных опилок, обтиро-смазочных материалов.

Экзогенные пожары возникают и распространяются быстро, особенно в выработках с интенсивным проветриванием. При отсутствии заранее подготовленных средств борьбы с ними и несвоевременном тушении они могут нанести большой материальный ущерб и привести к человеческим жертвам.

Эндогенные пожары возникают и развиваются медленно, постепенно. К признакам начинающегося эндогенного пожара относятся повышение температуры воздуха, воды и пород, рост влажности воздуха, повышение концентрации вредных газов (СО, SO<sub>2</sub>, H<sub>2</sub>S) и кислотности воды. Эти признаки легко обнаруживаются задолго до интенсивной стадии пожара, поэтому тушение его начинается, как правило, своевременно, пока он не достиг больших размеров. Однако разгоревшийся эндогенный пожар в залежи полезных ископаемых ликвидировать значительно сложнее; продолжительность тушения такого пожара измеряется иногда неделями и месяцами.

В развитии эндогенного пожара сульфидных руд различают четыре стадии (фазы). В первой фазе (низкотемпературное окисление) температура пород повышается до 70—80°,

увеличивается содержание в воде серной кислоты, возрастает относительная влажность воздуха. Вторая фаза (разгорание) сопровождается запахом сернистого газа, более высоким разогревом пород и воды. Третья фаза (горение) характеризуется содержанием серной кислоты в воде пожарных участков до 5—6 % и резким запахом. Четвертая фаза (потухание) определяется постепенным ослаблением и исчезновением отмеченных выше признаков пожара.

*Меры пожарной безопасности и предупреждение пожаров.* Мероприятия по противопожарной защите шахты согласовываются с органами пожарной охраны, руководством военизированных горноспасательных частей (ВГСЧ) и утверждаются главным инженером рудоуправления. Указанные мероприятия предусматривают:

основные требования к противопожарному водоснабжению подземных горных выработок. В соответствии с ними противопожарный водопровод из магистральных (диаметр 100 мм) и разводящих (диаметр 50 мм) труб с кранами должен прокладываться во всех действующих откаточных выработках. Подача воды определяется из расчета не менее 54 м<sup>3</sup>/ч. Трубопроводы постоянно должны быть наполнены водой. На поверхности недалеко от ствола устраивают вдвоем вместимостью 300 м<sup>3</sup> и насосную станцию;

обеспечение подземных выработок средствами пожаротушения (огнетушителями, песком, инвентарем, различными материалами). В каждой подземной камере должно быть от двух до шести огнетушителей, песок и одна-две лопаты. Для доставки средств пожаротушения к пожарному участку на каждом действующем горизонте устанавливается противопожарный поезд из нескольких вагонеток, загруженных оборудованием, материалами и инструментом;

требования к устройству отдельных объектов и производству работ с целью предотвращения возникновения пожаров. Несгораемыми материалами должны быть закреплены на длину не менее 10 м устья и сопряжения выработок, подающих свежий воздух; в помещениях для хранения смазочных материалов из несгораемых материалов сооружается пол. Сварочные и автогенные работы в шахте могут производиться только с разрешения главного инженера при соблюдении противопожарных мер — защита всех горючих материалов на расстоянии 2 м от места сварки асбестовыми или стальными листами, обильное увлажнение деревянной крепи на расстоянии 10 м в обе стороны от места работ, наличие средств пожаротушения и др.

В шахтах запрещается пользование открытым огнем.

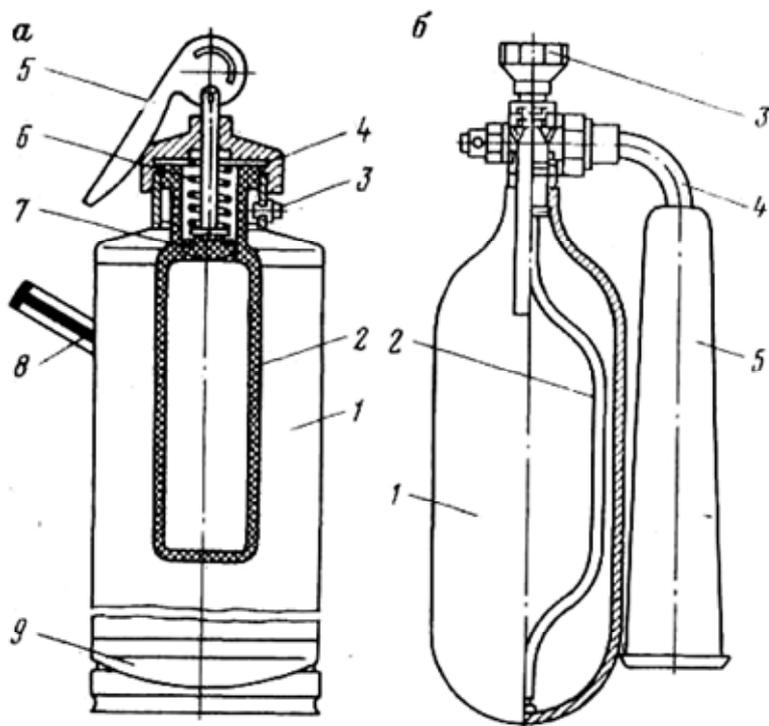
В связи с тем что возникновение эндогенных пожаров происходит чаще всего в условиях разрушенных рудных массивов при поступлении в них воздуха, мероприятия по их предупреждению сводятся к уменьшению потерь полезного ископаемого и изоляции этих массивов от доступа воздуха (отступающий порядок отработки горизонтов, применение систем разработки с твердеющей закладкой).

*Технические средства для тушения пожаров.* Для тушения пожаров в начальной стадии применяют пенные, газовые или порошковые огнетушители.

Пенный огнетушитель ОХП-10 (рис. 6.14, а) состоит из корпуса 1, заполненного водным раствором двууглекислого натрия  $\text{NaHCO}_3$  и стакана 2, внутри которого находится смесь сернокислого железа  $\text{Fe}(\text{SO}_4)_3$  и серной кислоты.

Для пользования огнетушителем рукоятку 5, установленную в крышке 4, поворачивают вверх до отказа. При этом пружина 6 сжимается и клапан 7 поднимается, открывая горловину стакана 2. Взяв огнетушитель правой рукой за ручку 8, а левой за нижнюю часть корпуса 9, его поворачивают крышкой вниз. Кислотный раствор из стакана смешивается со щелочным раствором в корпусе. В результате их взаимодействия выделяется углекислый газ и образуется пена, которые под действием избыточного давления выбрасываются через штуцер 3. Дальность выброса струи до 8 м, объем пены около 50 л, продолжительность действия огнетушителя 1 мин, масса 14,5 кг. Применяют также пенные огнетушители ОП-5, ОП-8У, ОПШ-9.

Рис. 6.14. Схемы ручных пенного (а) и углекислотного (б) огнетушителей



Газовый углекислотный огнетушитель ОУ-5 (рис. 6.14, б) состоит из стального баллона 1, заполненного углекислым газом, сифонной трубки 2, запорного вентиля 3, поворотной рукоятки 4 и раструба 5. При пользовании огнетушителем раструб поворачивают примерно на  $90^\circ$ , направляя его на очаг пожара, и открывают запорный вентиль. Выходящий из баллона через сифонную трубку и раструб углекислый газ расширяется со снижением температуры и часть его превращается в снег с температурой  $-79^\circ$ . При этом поверхность горящего предмета охлаждается, обволакивается слоем углекислоты и горение прекращается. Давление газа в баллоне 6 МПа, масса огнетушителя 14 кг, время действия 40—50 с, дальность выброса струи 2 м.

Кроме огнетушителя ОУ-5 применяют также углекислотные огнетушители ОУ-2 и ОУ-8. Углекислотные огнетушители по сравнению с пенными более универсальны, так как их можно использовать и в тех случаях, когда вода противопоказана (например, при тушении горячей электропроводки, электрооборудования).

Порошковые огнетушители действуют по принципу выбрасывания сжатым воздухом струи инертной пыли. Их применяют для тушения электрооборудования, находящегося под напряжением.

Для тушения разгоревшихся пожаров используют мощные пенные огнетушители передвижные ОП-500, устанавливаемые на платформе рудничной вагонетки, и стационарные ОС-200. Кроме того, для тушения пожаров применяют автоматические установки воздушно-пенного и водяного пожаротушения, пеногенераторные установки для получения воздушно-механической пены, генераторы инертного газа.

Автоматические установки для тушения очагов пожара водой по принципу действия подразделяют на спринклерные и дренчерные. В спринклерных установках в системе трубопроводов на объекте установлены форсунки-разбрызгиватели, закрытые легкоплавким припоем. Вода в системе находится под давлением. При повышении температуры на объекте выше расчетной припой плавится, вода выбрасывается из разбрызгивателей и заливает очаг пожара. В дренчерных установках форсунки-разбрызгиватели всегда открыты и система пожарных трубопроводов не заполнена водой. В случае пожара пускается насос, подающий воду в систему. Облако распыленной воды, выходящей из форсунок, или тушит пожар, или образует водяную завесу, препятствующую его распространению.

*Способы тушения пожаров.* Различают активный, пассивный и комбинированный способы тушения пожаров. Активный способ заключается в непосредственном воздействии на пламя различных огнегасительных средств: воды, пены, инертных газов, песка,

инертной пыли. При п а с с и в н о м с п о с о б е очаг пожара изолируют от доступа воздуха, в результате чего он заполняется инертными газами и горение прекращается.

К о м б и н и р о в а н н ы й способ включает две стадии: сначала очаг горения изолируют от поступления воздуха, а затем в изолированное пространство подают огнегасительные средства.

Активные способы применяют обычно при тушении экзогенных пожаров, когда имеется возможность подхода к очагу пожара.

Хорошие результаты при тушении пожара, распространившегося по выработке, дает устройство завес из воздушно-механической пены. Для создания такой завесы поперечное сечение выработки на расстоянии 200—300 м от пожара со стороны свежей струи перекрывается наклонным экраном из металлической сетки с ячейками площадью по 1—1,5 см<sup>2</sup>. На сетку из специального устройства разбрызгивается пенная эмульсия, которая в виде пленки перекрывает каждую ячейку сетки. Под воздействием потока воздуха эти пленки отрываются от экрана и образуют пузырьки. Поскольку орошение экрана эмульсией не прекращается, образование пузырьков идет непрерывно и пена заполняет выработку на значительную длину (до 300 м и более), охлаждая очаг пожара и изолируя его от притока воздуха.

Пассивные и комбинированные способы тушения пожаров с применением перемычек для изоляции пожарного участка применяют в тех случаях, когда очаг горения недоступен для непосредственного воздействия на него огнегасительными средствами. Перемычки устанавливают на свежей и исходящей струях. Последовательность их установки может быть различной. Устройство перемычек сначала на свежей струе обеспечивает более благоприятные условия работы для возведения перемычек на исходящей струе. Для ускорения локализации пожара перемычки возводят с двух сторон одновременно.

Перемычки подразделяют на временные и постоянные. Временные делают из досок, брезента, надувных мешков. Для устройства постоянных перемычек применяют кирпич или бетон. В результате изоляции очага пожара поступление воздуха в него прекращается, а по мере горения содержание кислорода в изолированном пространстве уменьшается, что ведет к затуханию пожара. Горение полностью прекращается при снижении содержания кислорода до 3%.

Ускорить тушение пожара можно подачей в изолированное пространство инертных газов или пены. Такой способ тушения весьма целесообразен, если по выработке до очага пожара проложены вентиляционные трубы. В этом случае в них устанавливают разбрызгивающую насадку, к которой подводят пенообразующую смесь от пеногенераторной установки. С помощью вентилятора местного проветривания пена поступает к очагу горения.

Комбинированный способ тушения пожара применяют и в том случае, когда сооружением перемычек полностью не удастся прекратить доступ воздуха к очагу пожара. Чаще подобная ситуация складывается при эндогенных пожарах. В этом случае изолированное пространство заполняется инертным газом или глино-песчаной пульпой. Твердая часть пульпы состоит из 90 % глины и 10 % мелкого песка, в качестве жидкости используют воду. Отношение твердого к жидкому принимается равным от 1/5 до 1/10. Пульпа, осевшая в трещинах, закрывает доступ воздуха, а достигшая очага пожара охлаждает его.

На тушение подземных пожаров оказывает влияние вентиляционный режим. Он может способствовать увеличению или уменьшению скорости горения и распространения вредных газов и влияет на направление их движения. Последнее обстоятельство очень важно для создания безопасных условий вывода людей из шахты.

Применяют следующие режимы: нормальный, нормальный форсированный (с увеличением подачи воздуха), нормальный замедленный (со снижением подачи воздуха), нулевой (с выключением вентилятора) и реверсивный (с изменением направления движения воздуха на обратное). Вентиляционный режим выбирается с учетом местоположения очага пожара таким образом, чтобы люди при выходе из шахты передвигались навстречу свежей воздушной струе. Например, при пожаре в воздухоподающем стволе или примыкающих к нему выработках для избежания распространения вредных газов на рабочие участки необходимо изменить направление воздушного потока, а для снижения скорости распространения пожара — уменьшить подачу воздуха. Поэтому в этом случае применяют реверсивный замедленный режим и люди из шахты выходят через вентиляционный ствол.

Напротив, при пожаре в вентиляционном стволе используется нормальный замедленный режим и люди из шахты выводятся через главный (воздухоподающий) ствол,

### **6.9. Основы горноспасательного дела**

Горноспасательная служба в нашей стране была организована в начале текущего столетия сначала в виде добровольных горноспасательных артелей из горнорабочих. В 1907 г. в Макеевке (Донбасс) была создана первая в стране горноспасательная станция, преобразованная впоследствии в Государственный макеевский научно-исследовательский институт по безопасности в горной промышленности. Работа этой станции связана с именами основоположников горноспасательного дела в России горных инженеров Д. Г. Левицкого и Н. Н. Черницына. В дальнейшем горноспасательные станции организуются на Урале и в Сибири. В 1917 г. их число достигло нескольких десятков. После Октябрьской революции их количество быстро увеличивается. Только за первые три года Советской власти были организованы 33 горноспасательных станции. Большая заслуга в развитии горноспасательного дела в нашей стране принадлежит академикам А. А. Скочинскому и А. М. Терпигореву.

В настоящее время горноспасательные работы выполняют *военизированные горноспасательные части* (ВГСЧ), обслуживающие все действующие и вновь строящиеся шахты. Они оснащены первоклассной горноспасательной аппаратурой и оборудованием и способны ликвидировать любые аварии на рудниках,

На ВГСЧ возлагаются следующие задачи: профилактическая работа по предупреждению аварий (контроль за противопожарным состоянием выработок; участие в разработке планов, связанных с улучшением охраны труда, и т. п.); выполнение технических работ в шахтах, когда необходимо применять специальную защитную аппаратуру (например, после массовых взрывов); спасение людей при авариях; ликвидация аварий и их последствий.

Основной оперативной единицей ВГСЧ является военизированный горноспасательный взвод (ВГСВ), который обслуживает одну или несколько близлежащих шахт. Взвод состоит из трех-шести отделений. Состав отделения: командир, пять-шесть респираторщиков и шофер оперативного автобуса. Каждое отделение может самостоятельно выполнять в шахте работы по спасению людей и ликвидации аварий. Несколько взводов, расположенных в одном районе, объединяются в военизированный горноспасательный отряд (ВГСО), руководство которым осуществляет штаб ВГССХ. Взвод, находящийся при штабе ВГСО, называется оперативным, остальные — номерными.

В пределах горнопромышленного бассейна или области руководство отрядами осуществляет штаб ВГСЧ бассейна (области), который подчиняется Управлению ВГСЧ соответствующего министерства (угольной промышленности, черной металлургии и др.).

Подразделения ВГСЧ размещаются на горноспасательных станциях (центральной, районной/ рудничной), представляющих собой комплексы служебных и жилых помещений. В их число входят помещение для хранения респираторов, газоаналитическая лаборатория, медпункт, гараж, учебная шахта для тренировок в задымленной атмосфере и при повышенной температуре и т. д. Каждое подразделение ВГСЧ имеет двойную телефонную связь с обслуживаемыми шахтами — прямую с диспетчером шахты и через телефонную станцию,

Аппаратура и оборудование горноспасательных частей по своему назначению подразделяются на дыхательные аппараты, противопожарное оборудование, средства связи, приборы для контроля за составом рудничного воздуха и средства для механизации горноспасательных работ. Указанные аппаратура и оборудование размещаются на специальных автомобилях или в помещениях горноспасательных станций. К дыхательным аппаратам относятся изолирующие респираторы, самоспасатели, приборы для восстановления дыхания. В качестве противопожарного оборудования применяют ручные огнетушители, пожарные стволы и рукава, водоразбрызгиватели. Для механизации горных работ используют специальные машины для проведения выработок по завалам, аппараты газовой резки, домкраты и другие приспособления.

*Принцип действия и устройство респираторов.* Регенеративный изолирующий кислородный р е с п и р а т о р (рис. 6.15) состоит из легкого металлического корпуса 13 с крышкой, внутри которого размещаются регенеративный патрон 14 с гашеной известью, баллон 12 со сжатым кислородом, дыхательный резиновый мешок 17, редуктор 7 и холодильник 4. Мундштучная коробка 18 с загубником 19 выдыхательным 16 и вдыхательным 2 шлангами

соединяется соответственно с регенеративным патроном и холодильником. В конце шлангов размещаются выдыхательный 15 и вдыхательный 3 клапаны.

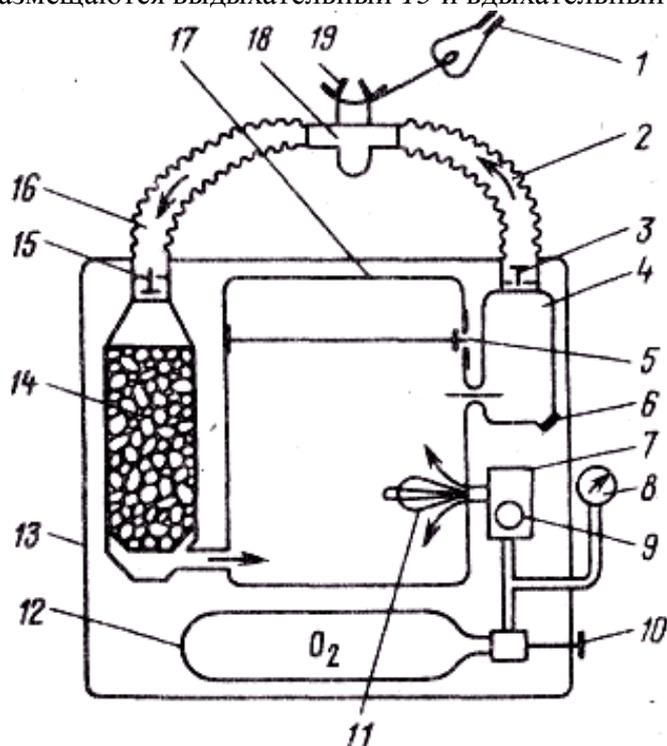
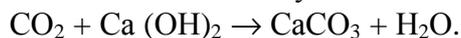


Рис. 6.15. Схема изолирующего регенеративного респиратора.

Перед включением в респиратор открывают запорный вентиль 10 и через редуктор наполняют дыхательный мешок кислородом. Редуктор служит для снижения давления кислорода. Подача кислорода в дыхательный мешок при открытом запорном вентиле составляет 1,2—1,4 л/мин, что достаточно для нормального дыхания человека. Загубник представляет собой пластину из мягкой резины с отверстием в центре и двумя выступами, которые зажимаются зубами. Пластина загубника размещается между губами и деснами. Нос зажимается зажимом /, а глаза защищаются противодымными очками. При вдохе в легкие из дыхательного мешка поступает чистый кислород. При выдохе часть неиспользованного кислорода вместе с выделившимся углекислым газом и парами воды поступает в регенеративный патрон, в котором происходит реакция, сопровождающаяся поглощением углекислоты,



Поскольку она протекает с выделением теплоты, из регенеративного патрона в дыхательный мешок поступает теплый и влажный кислород, который охлаждается при дальнейшем прохождении через холодильник и вдыхательный шланг. При этом происходит конденсация водяных паров, образовавшаяся влага собирается в холодильнике, из которого удаляется после работы через отверстие, перекрытое пробкой 6. При интенсивной работе расход кислорода увеличивается и постоянно поступающего в мешок кислорода оказывается недостаточно. При сжатии мешка его стенки сдавливают рычаги размещенного внутри мешка легочного автомата 11, вследствие чего открывается клапан и в мешок поступает кислород в количестве около 1 л/с. В таком же количестве кислород будет поступать в мешок, если нажать аварийный клапан 9 (им пользуются при первоначальном заполнении мешка, а также во время работы при неисправности редуктора). Если количество поступающего в мешок кислорода больше потребляемого, мешок раздувается и при этом срабатывает избыточный клапан 5. Расход кислорода определяют по показанию манометра 3. Респиратор во время работы размещают на спине с помощью подвесной системы, состоящей из поясного и плечевых ремней и их креплений. Кислородный баллон и регенеративный патрон — съемные и после работы перезаряжаются. Горноспасатели пользуются респираторами Р-12 и Р-12м. В качестве вспомогательного применяют респиратор РВЛ-1. Ниже приводятся их характеристики.

Тип респиратора	Р-12	РВЛ-1
Запас кислорода при давлении в баллоне 20 МПа, л	400	200
Вместимость баллона, л	2	1
Вместимость дыхательного мешка, л	4,5	4

Срок действия, ч ..... 4 2  
 Масса в снаряженном виде, кг ..... 13,8 8,3

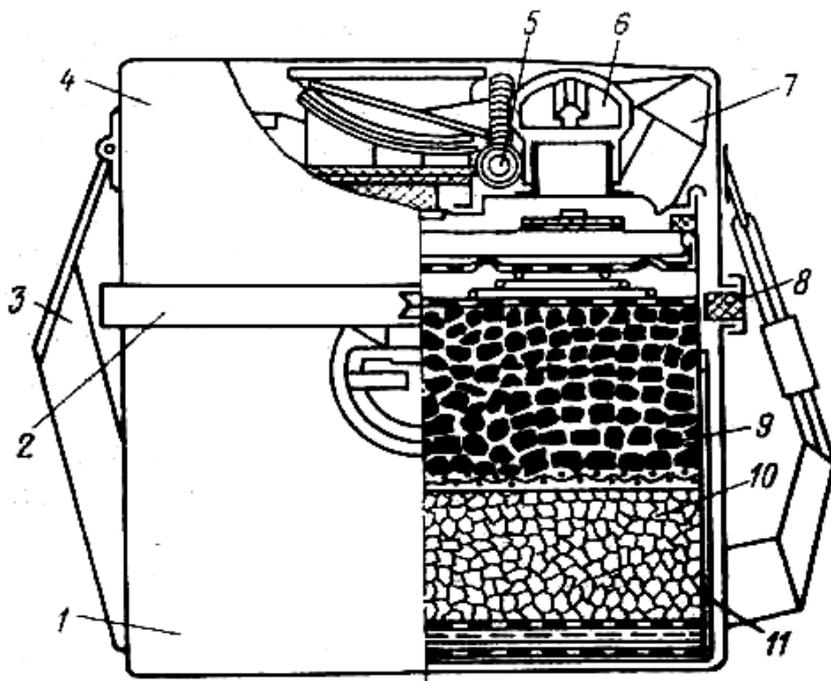


Рис. 6.16. Схема  
 фильтрующего самоспасателя  
 СПП-2

Для защиты органов дыхания от вредных газов ( $\text{CO}$ ,  $\text{NO}_2$  и др.) в аварийных ситуациях служат самоспасатели. Они бывают фильтрующими и изолирующими.

Фильтрующий самоспасатель работает по принципу противогаза и служит для защиты от оксида углерода, дыма и пыли. В настоящее время получил широкое распространение самоспасатель СПП-2 (рис. 6.16), представляющий собой противогаз одноразового действия. Корпус 1 и крышка 4 соединены друг с другом металлической лентой 2 с резиновой прокладкой 8. Для удобства ношения самоспасатель снабжен плечевой тесьмой 3. Внутри корпуса в чехле 11 размещается катализатор 9, в качестве которого используется гопкалит (смесь диоксида марганца  $\text{MgO}_2$  и окиси меди), и осушитель 10, предохраняющий гопкалит от увлажнения. К верхней части корпуса самоспасателя прикреплены загубник 6 с носовым зажимом 5 и головная тесьма (оголовье) 7. Масса самоспасателя 1050 г.

Для пользования самоспасателем необходимо с помощью кольца сорвать ленту 2, снять крышку, взять загубник в рот, надеть оголовье, зажать нос зажимом и надеть противодымные очки.

При прохождении вдыхаемого воздуха через гопкалит происходит окисление оксида углерода в относительно невредный диоксид углерода. Срок действия самоспасателя 60 мин при концентрации оксида углерода не более 1 % и кислорода не менее 17 %.

В шахтах, не опасных по газу и пыли, самоспасатели хранятся в специальных ящиках в местах, известных каждому трудящемуся.

Изолирующие самоспасатели (СК-5, СК-7, ШС-7М) представляют собой малогабаритные респираторы со сжатым или химически связанным кислородом многократного или одноразового пользования. Они предохраняют органы дыхания от любых вредных газов при любой концентрации кислорода.

В случае нарушения или полного прекращения дыхания у пострадавшего горноспасатели пользуются специальными аппаратами «Горноспасатель-5», которые позволяют производить искусственное дыхание путем вдувания в легкие кислорода (или воздушной смеси) и отсасывания его.

*Ведение горноспасательных работ.* Для каждой шахты составляется план ликвидации аварий, предусматривающий согласованные действия горнорабочих, администрации шахты и ВГСЧ в аварийной обстановке. В плане указываются мероприятия по спасению людей, застигнутых в шахте аварией, и способы ликвидации возможных на шахте аварий (пожаров, прорывов воды и др.) в начальной стадии их возникновения.

Ответственным руководителем по ликвидации аварий является главный инженер, а

руководителем горноспасательных работ — командир ВГСЧ. В случае аварии главный инженер, а в его отсутствие диспетчер, вызывает горноспасательную часть. Прибыв на шахту, командир подразделения ВГСЧ должен явиться к ответственному руководителю (главному инженеру) для получения задания, после чего приступает к его выполнению. Руководство работами по ликвидации аварии осуществляется посредством световой, звуковой, шахтофонной и телефонной связи, а также высокочастотной радиосвязи. Если неизвестны масштабы аварии и обстановка на аварийных участках, приступают к разведке и поиску оставшихся в шахте людей. Исходный пункт (база) для размещения горноспасательного взвода (отряда) выбирают либо на поверхности, либо в самой шахте на свежей струе как можно ближе к аварийному участку. На базе размещается необходимое снаряжение горноспасателей, производится проверка респираторов перед работой. Командир подразделения во время движения по горным выработкам находится впереди, а замыкающим является наиболее опытный горноспасатель. Задание горноспасателям устанавливается на срок, не превышающий времени защитного действия респиратора. Горноспасательные работы ведутся круглосуточно. Соблюдается принцип неделимости отделения: если кто-либо из горноспасателей окажется не в состоянии продолжать работу, отделение в полном составе должно возвратиться на исходный пункт. Возвращаться горноспасатели должны, как правило, по тому же пути, по которому двигались к аварийному участку. Обнаруженные на пути следования подразделения ВГСЧ рабочие немедленно выводятся на свежую струю. При расчетах расхода кислорода руководствуются следующими нормами: 40 % — на прямое движение, 40 % — на обратный путь и 20 % резерв. Учет расхода кислорода контролируется по показаниям манометра респиратора того горноспасателя, у кого расход наибольший.

Если горноспасательное подразделение к установленному сроку не возвратилось на исходный пункт, на помощь ему направляется другое подразделение. Подробное описание действий горноспасательных частей в различных обстоятельствах изложено в Уставе ВГСЧ.

На весь период горноспасательных работ руководитель ведет оперативный журнал, в котором отмечается время, содержание и результаты выполнения всех распоряжений. Аналогичный журнал ведет и ответственный руководитель по ликвидации аварии.

Рабочие, застигнутые аварией, должны руководствоваться следующими правилами:

заметив опасность, угрожающую людям или предприятию (загорание, обрушение, внезапный приток воды и т. п.), они обязаны немедленно принять все зависящие от них меры для ликвидации указанной опасности, а затем сообщить об этом техническому надзору. Если своими силами устранить опасность невозможно, необходимо срочно известить о случившемся ближайшего инженерно-технического работника и выполнять все его распоряжения;

получив сигнал (звуковой, световой, ароматический), означающий аварию, рабочие должны принять меры к выходу из шахты. Если есть подозрение на присутствие в воздухе опасной концентрации вредных газов (при пожаре, взрывах газа и пыли, внезапных выбросах газа), следует включиться в фильтрующий или изолирующий самоспасатель. При затоплении люди должны выходить на вышележащий горизонт и оттуда на поверхность. При определении плана действий необходимо учитывать место и характер аварии, расположение выработок, направление движения вентиляционной струи. Во всех случаях требуется сохранять полное спокойствие и не поддаваться панике, оказывать помощь пострадавшим;

если пути выхода из шахты отрезаны или путь по ним связан с риском для жизни, принимаются меры к самоспасению в ближайших выработках: камерах-убежищах, других изолированных выработках, а также в предусмотренных плане ликвидации аварий тупиковых выработках. У входа в последние заранее размещают материалы, необходимые для устройства герметизированных перемычек.

## 7. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Открытыми работами в нашей стране добывают около трех четвертей всех руд, в том числе 86 % железной руды. Широкое распространение и непрерывное расширение области их применения объясняются целым рядом достоинств, присущих открытому способу разработки по сравнению с подземным.

Достоинства открытых работ: большая безопасность и лучшие санитарно-гигиенические условия труда; широкое применение высокопроизводительных машин и механизмов и вследствие этого более высокая производительность труда, что обеспечивает меньшие затраты на добычу полезного ископаемого; меньшие потери руды и большие возможности селективной выемки; более простая организация работ.

Недостатки открытых работ: некоторая зависимость от климатических условий; значительные капитальные затраты в случае необходимости предварительного удаления большого объема покрывающих пород; большие расходы на восстановление (рекультивацию) поверхности после окончания разработки.

### 7.1. Коэффициенты вскрыши и размеры элементов карьера

При открытых горных работах из карьера выдают руду и пустую породу. В общем виде *коэффициент вскрыши* показывает отношение объема перемещаемых пустых пород к объему или массе добываемого полезного ископаемого ( $\text{м}^3/\text{м}^3$  или  $\text{м}^3/\text{т}$ ). В числе прочих различают следующие коэффициенты вскрыши (рис. 7.1):

*средний*  $n_{\text{ср}}$  — отношение общего объема пустых пород в конечных контурах карьера или его части (1—5—13) к запасам полезного ископаемого в тех же границах (5—6—14—13);

*текущий*  $n_{\text{т}}$  — отношение объемов вскрыши и полезного ископаемого, добытых за определенный отрезок времени (соответственно контуры 3—5—9 и 5—6—10—9 или 2—5—11 и 5—6—12—11);

*контурный (погоризонтный)*  $n_{\text{к}}$  — отношение объема пустых пород, которые необходимо удалить для добычи руды на том или ином горизонте (контур 3—4—7—9) к запасам руды на этом горизонте (контур 7—8—10—9).

С увеличением глубины разработки величина контурного коэффициента вскрыши возрастает.

Контурный коэффициент вскрыши для расчетного предельного горизонта карьера называется *границным (предельным)*  $n_{\text{пр}}$ . Практически он равен отношению объема пустых пород (контур 1—2—11—13) к объему полезного ископаемого (контур 11—12—14—13). При правильных элементах залегания залежи  $n_{\text{пр}} = 2n_{\text{ср}}$ .

Открытым способом месторождение разрабатывают до такой глубины, на которой полная себестоимость 1 т полезного ископаемого (с учетом вскрышных работ) будет равна расчетной себестоимости 1 т руды при подземной добыче. Исходя из этого условия, предельный коэффициент вскрыши ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ) определяют по формуле

$$n_{\text{пр}} = \frac{a-b}{c}$$

где  $a$  — себестоимость добычи 1  $\text{м}^3$  руды подземным способом;  $b, c$  — соответственно затраты на добычу 1  $\text{м}^3$  руды и вскрышу 1  $\text{м}^3$  пустых пород.

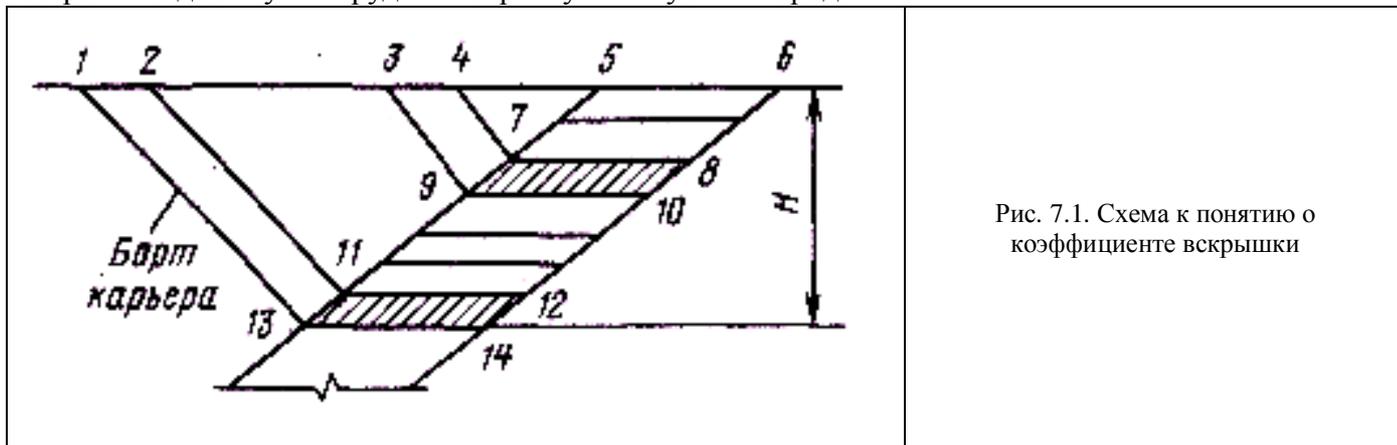


Рис. 7.1. Схема к понятию о коэффициенте вскрыши

Различные методы определения предельной глубины карьера (графический, аналитический и графоаналитический) состоят в отыскании горизонта, для которого погоризонтный коэффициент вскрыши равен предельному, найденному по указанной формуле. Если месторождение имеет правильную форму, то глубину карьера  $H$  (м) находят по формуле

$$H = n_{np} \frac{m}{ctg \beta + ctg \gamma}$$

где  $m$  — мощность залежи, м;  $\beta$  и  $\gamma$  — углы погашения бортов карьера соответственно по висячему и лежачему бокам месторождения.

Иногда, учитывая достоинства и недостатки открытых работ, глубину карьера принимают больше или меньше расчетной. Так, при подземной разработке серноколчеданных месторождений нередко возникают эндогенные пожары. В этом случае целесообразно увеличение глубины карьера по сравнению с расчетной. В условиях селективной выемки или при добыче ценных руд открытые работы также предпочтительнее и могут вестись ниже границы, установленной расчетом. В районах с суровым климатом и значительными осадками в виде снега, напротив, может быть целесообразно уменьшение глубины карьера.

Глубина современных карьеров достигает 300—400 м, а проектная глубина — 600—700 м.

*Высота уступа* зависит от параметров добычного оборудования, физико-механических свойств пород и принятого способа его отработки. В мягких породах, извлекаемых без буровзрывных работ, высота уступа не должна превышать максимальной высоты копания экскаватора. В скальных породах при многорядном расположении скважин высоту уступа принимают такой, чтобы после взрывания высота развала горной массы не превышала полутораной высоты копания экскаватора.

*Угол откоса рабочего уступа* определяется устойчивостью горных пород и составляет 60—80°, а для нерабочих уступов — 50—60°;

Минимальная *ширина рабочей площадки*, на которой размещается оборудование (буровые станки, экскаваторы и др.), равняется 30—70 м.

При доработке рабочих уступов до предельных контуров карьера оставляют *предохранительные площадки*, которые служат для задержки обрушающихся с откосов уступов кусков породы. Ширина площадок безопасности должна быть не менее трети расстояния по вертикали между смежными площадками.

Транспортные площадки служат для размещения железнодорожных путей и автодорог, связывающих горизонты карьера с поверхностью. Их ширина 10—25 м.

## 7.2. Вскрытие месторождений

Вскрытие месторождений производится *въездными траншеями*, а подготовка — *разрезными*. Основные параметры траншеи (длина, ширина понизу, уклон, угол откоса бортов) зависят от назначения траншеи, проходческого оборудования, глубины вскрываемого горизонта и физико-механических свойств пород.

Длина траншеи  $L$ , максимальная глубина  $H$  и уклон  $i = \operatorname{tg} \alpha$  связаны отношением  $L = H/i$ .

Угол  $\alpha$  показывает наклон дна траншеи к горизонтальной плоскости. Уклон определяется видом транспорта; средние его значения находятся в следующих пределах: для железнодорожного транспорта 0,025—0,05, для автотранспорта 0,06—0,15, для конвейерного транспорта 0,25—0,33, для скиповых подъемников 0,5—1.

Минимальная ширина траншеи понизу также зависит от вида транспорта и числа путей и составляет для железнодорожного транспорта 8—16 м, для автотранспорта 6—44 м. Ширина траншеи должна быть увязана с параметрами проходческого оборудования. Разрезная траншея проходится горизонтально или с уклоном 0,003—0,005 для стока воды. Ширина разрезной траншеи принимается из условия размещения в ней взорванной массы при последующей отработке одного из бортов траншеи, а затем приводится в соответствие с рабочими параметрами экскаватора. Обычно ширина разрезных траншей составляет 20—30 м. Траншеи, располагаемые на косогоре, часто не имеют второго борта, поэтому их называют *полутраншеями*.

Траншеи могут располагаться в пустых породах и в рудном теле. В первом случае породу располагают на бортах траншеи или вывозят в отвалы. По этому признаку выделяют две группы способов проходки траншей — *бестранспортные* и *транспортные*.

*Бестранспортные* способы проходки траншей применяют, если борта траншеи при

дальнейшей разработке месторождения не будут обрабатываться и, следовательно, не потребуется повторного удаления породы с бортов.

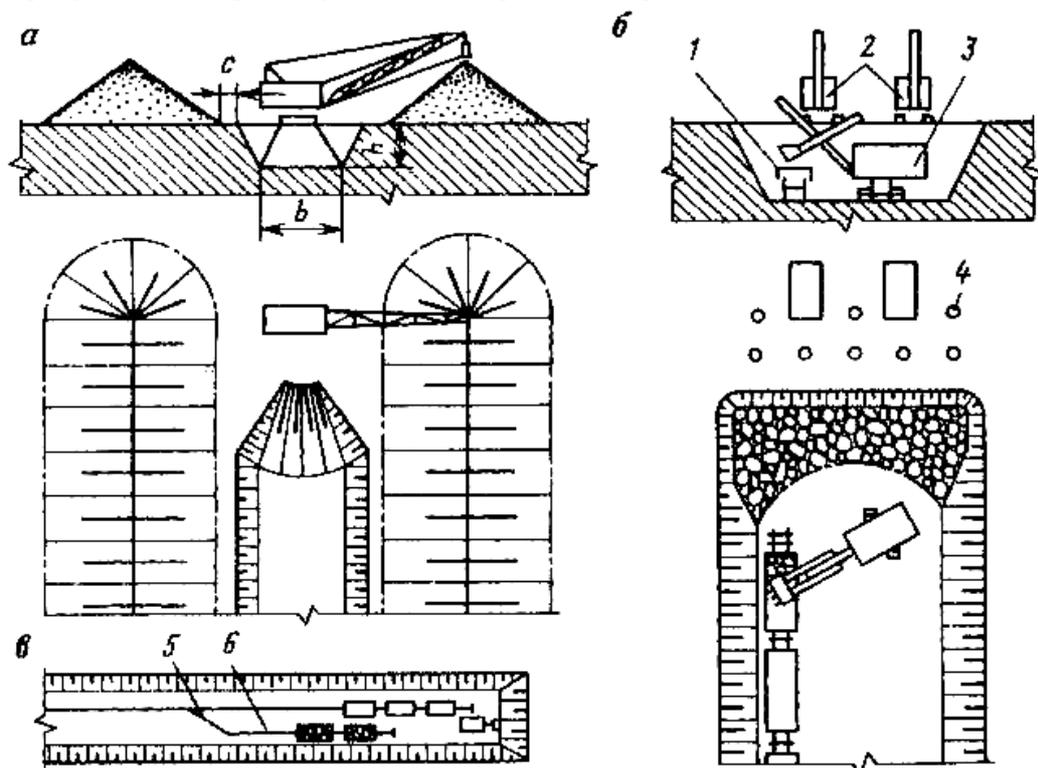


Рис. 7.2. Проходка траншеи бестранспортным способом драглайном (а) и сплошным забоем с нижней (б, в)

Проходка траншеи драглайном по бестранспортному способу показана на рис. 7.2, а. Максимально возможные размеры траншеи  $b$  и  $h$  определяются рабочими параметрами экскаватора и физико-механическими свойствами пород. Между отвалом и верхней бровкой борта траншеи должна оставаться площадка (берма) безопасности, ширина которой  $c$  зависит от устойчивости пород и глубины траншеи. Иногда породы располагают на одном борту траншеи. В этом случае экскаватор смещен к одному из бортов. Широкие траншеи экскаватор проходит за два хода, размещая породу вначале с одной стороны траншеи, а затем — с другой. В необходимых случаях на проходке применяют два драглайна; Прямую механическую лопату при бестранспортных способах проходки траншей применяют редко, так как использование в этом случае даже вскрышных экскаваторов не позволяет пройти траншеи необходимых размеров.

Бестранспортные способы проходки траншей наиболее производительны и экономичны. Коэффициент использования экскаватора при этом достигает 0,8—0,85.

*Транспортные способы* проходки траншей могут применяться в самых разнообразных условиях. Наиболее распространена проходка траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой. Она используется как в мягких, так и скальных породах, при их погрузке в средства как автомобильного, так и железнодорожного транспорта.

На рис. 7.2, б — схема проходки траншеи сплошным забоем с нижней погрузкой породы в железнодорожные вагоны. После окончания бурения станками 2 нескольких рядов (5—10) скважин 4 и их взрывания горная масса экскаватором 3 грузится в вагон 1. Так как забой тупиковый, то экскаватором можно загрузить только один вагон, после чего состав отводится от забоя за стрелку 5 (рис. 7.2, в) и электровоз подает вагоны в тупик 6, где груженный вагон отцепляют и состав вновь подают к экскаватору. После загрузки очередного вагона цикл повторяется. Полностью загруженный состав отводят из траншеи, подавая затем к экскаватору порожний состав. Одновременно производят обуривание следующего участка траншеи. Выносной тупик по мере проходки траншеи переносят ближе к забою. В последнее время взрывание пород осуществляют на участках траншей значительной длины (сотни метров). Это позволяет уменьшить число взрывов и соответственно увеличить производительность экскаваторов и буровых станков.

Достоинством данного способа проходки траншеи является использование экскаваторов с нормальным рабочим оборудованием. Однако низкий коэффициент использования экскаватора (0,3—0,4), вызываемый сложными маневрами транспорта, не позволяет обеспечить высокую

скорость проходки траншей. Применение автотранспорта при подобной схеме на 20—30 % снижает простои экскаватора и позволяет довести скорость проходки до 150—180 м/мес. При достаточной ширине траншеи автосамосвал разворачивается вблизи забоя. В бортах узких траншей для разворота через каждые 50—60 м устраивают ниши.

Коэффициент использования экскаватора и скорость проходки можно повысить, если вести проходку траншей сплошным забоем с верхней погрузкой породы вскрышным экскаватором (рис. 7.3, а). Рельсовый путь укладывают на одном из бортов траншеи и при загрузке вагонов состав не расцепляют. Такой способ дает хорошие показатели при проходке траншей по породам не выше средней крепости (скорость проходки до 150 — 250 м/мес). При скальных породах высокой крепости производительность вскрышных экскаваторов снижается.

Послойный способ проходки (рис. 7.3, б) сочетает достоинства обоих транспортных способов, обеспечивая верхнюю погрузку при использовании прямых механических лопат с нормальным рабочим оборудованием. При этом способе сечение траншеи делят на ряд заходов, которые проходят последовательно. На рис. 7.3, б показан момент проходки второй заходки. Экскаватор расположен на почве второй заходки, транспортные средства — на почве первой.

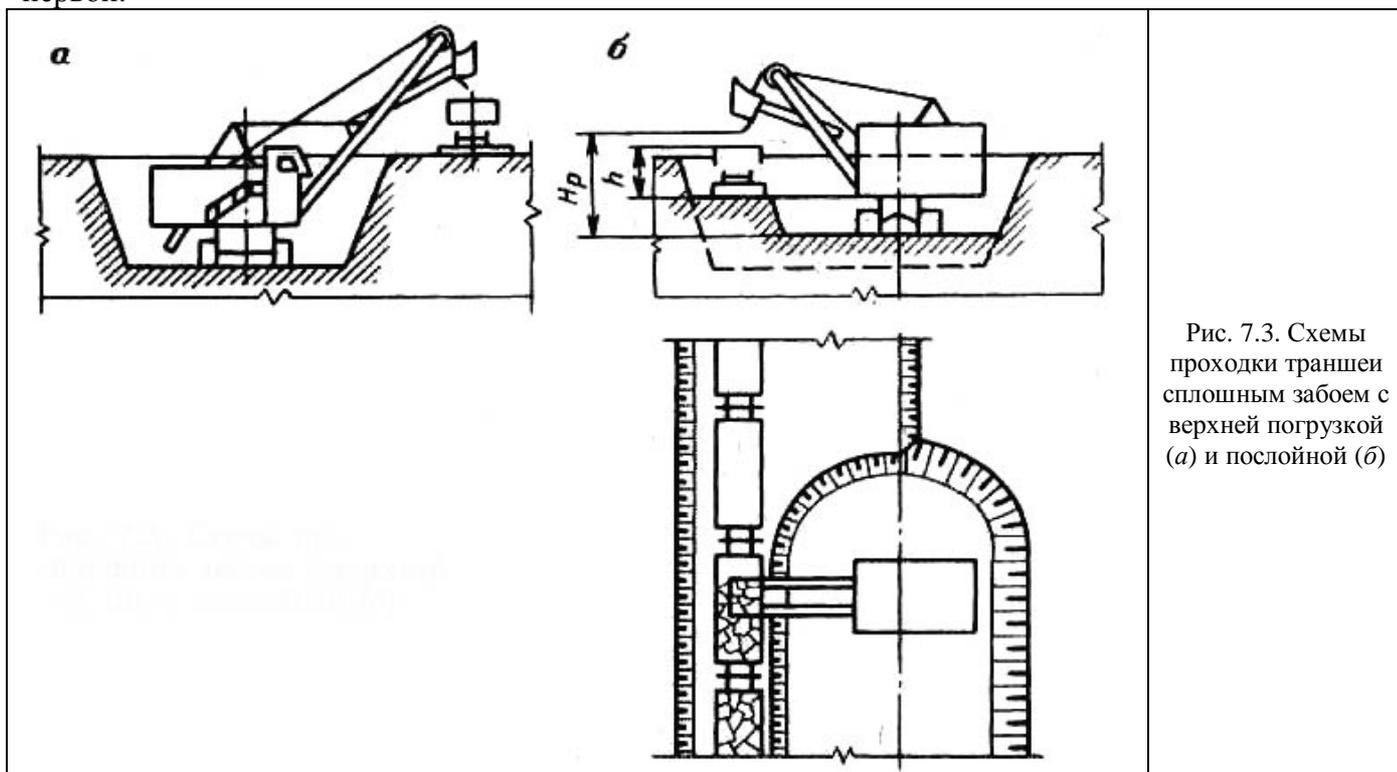


Рис. 7.3. Схемы проходки траншеи сплошным забоем с верхней погрузкой (а) и послойной (б)

273

При проходке каждого последующего слоя траншеи транспортный путь располагают на почве предыдущей заходки. Высота слоя зависит от максимальной высоты разгрузки экскаватора  $Y_p$  и высоты транспортных средств  $h$ . Для экскаватора ЭКГ-4,6 при использовании стандартных думпкаров максимальная высота слоя составляет 3—3,3 м.

Послойный способ обеспечивает высокую скорость проходки траншей, особенно в мягких породах (до 150—200 м/мес). Однако большой объем путевых работ и сложность проведения буровзрывных работ ограничивают область его применения. Проходка разрезной траншеи послойным способом по условиям транспорта возможна только одновременно с проходкой въездной траншеи.

Траншеи можно проходить многоковшовыми экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизацией и методом взрыва на выброс, однако в связи с ограниченной областью применения этих способов они в данном курсе не рассматриваются.

По расположению траншей различают следующие способы вскрытия: внешними (когда траншеи располагают за предельным контуром карьера) и внутренними (когда траншеи размещены внутри контуров карьера) траншеями.

Вскрытие траншеями внешними применяют для обработки пологих неглубоко залегающих месторождений, иногда для верхних горизонтов крутопадающих залежей.

При вскрытии отдельными внешними траншеями каждый горизонт месторождения вскрывается обособленной траншеей. Такой способ обеспечивает независимость транспортирования породы с каждого горизонта, но характеризуется высоким объемом проходческих работ, так как с увеличением глубины вскрываемого горизонта объем траншей резко возрастает. По этой причине отдельными траншеями вскрывают не более двух-трех уступов. В некоторых условиях (например, на косогоре) число вскрываемых горизонтов может быть увеличено, так как в этом случае объем выработок (полутраншей) уменьшается.

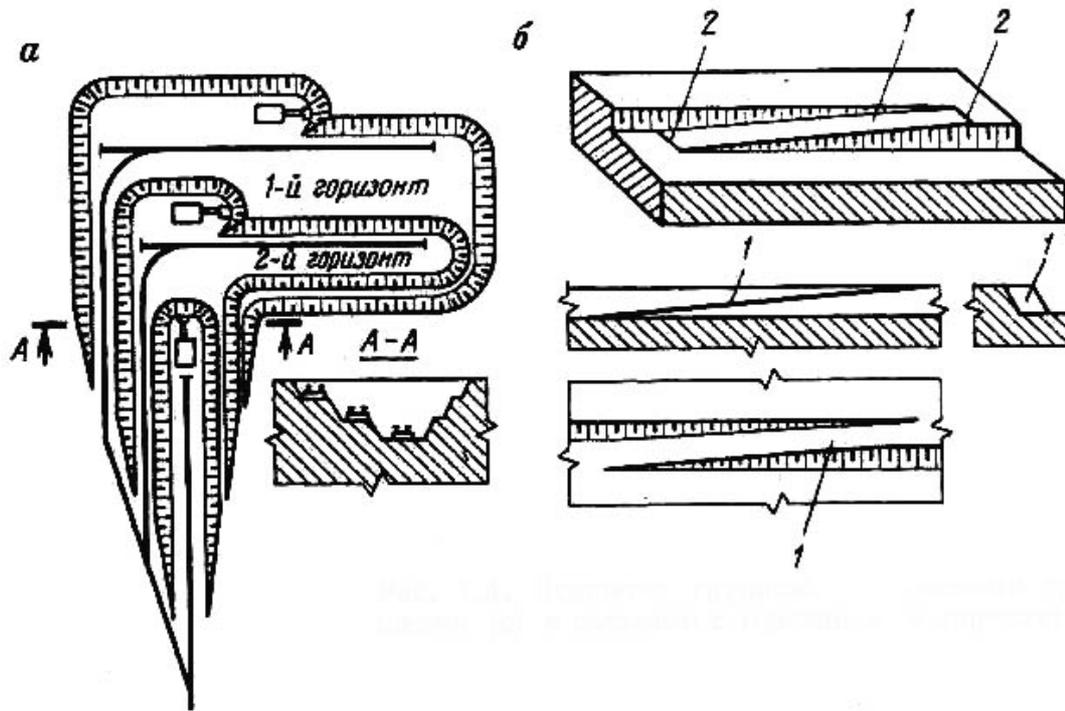


Рис. 7.4. Вскрытие групповыми внешними траншеями (а) и съездами с горизонта на горизонт (б)

Для уменьшения объема горно-капитальных работ применяют вскрытие групповыми внешними траншеями (рис. 7.4, а). Каждая траншея, вскрывающая нижележащий горизонт, проходится внутри траншеи верхнего горизонта. Число уступов, вскрываемых групповыми траншеями, достигает 5—6. При этом одна группа траншей может вскрывать породные горизонты, другая — добычные. Вскрытие групповыми траншеями обеспечивает независимость транспорта руды или породы с каждого горизонта.

При вскрытии внутренними траншеями при обработке вскрываемых ими горизонтов внутренние борта траншей обрабатываются и вдоль уступов остаются съезды 1 с горизонта на горизонт (рис. 7.4, б). На планах линии 2 пересечения съезда с площадками уступов не показывают, так как уклоны съездов невелики и переход наклонной поверхности съезда в горизонтальную незаметен.

Вскрытие внутренними траншеями позволяет значительно сократить объемы выемки пород вследствие расположения траншеи внутри контуров карьера. Внутренние траншеи (съезды) могут быть отдельными для каждого горизонта и общими для всех (или группы) горизонтов. Так как при вскрытии общими траншеями каждый съезд обслуживает все нижележащие горизонты, то чем выше съезд, тем более напряженным будет движение по нему транспортных средств. При разработке на косогоре положение, меняется: самым напряженным будет движение на нижнем съезде. Вскрытие общими внутренними траншеями имеет широкое распространение при разработке карьеров глубиной до 300—400 м.

Внутренние общие съезды бывают прямыми, тупиковыми, спиральными и петлевыми.

Прямые съезды располагаются на одном борту карьера по прямой линии, каждый последующий съезд является продолжением предыдущего. Число вскрываемых горизонтов зависит от длины карьера и длины одного съезда, не превышая обычно 3—5.

При тупиковых съездах (рис. 7.5, а) вскрывающие траншеи располагают на нерабочем борту карьера во взаимно обратных направлениях. Каждый съезд 1 на рабочем горизонте заканчивается тупиковой площадкой 2, на которой состав при спуске или подъеме

меняет направление своего движения. На схеме карьера показано пять горизонтов: два верхних из них отработаны, третий (породный) и четвертый (рудный) находятся в стадии отработки, на пятый горизонт проходится въездная траншея. При последующей разработке пятого горизонта правый борт траншеи отработают и съезд на этот горизонт будет иметь такой же вид, как съезды на предыдущие горизонты. На каждом съезде укладывают один или два рельсовых пути. Пропускная способность двухпутных съездов в 2—2,5 раза выше, чем однопутных.

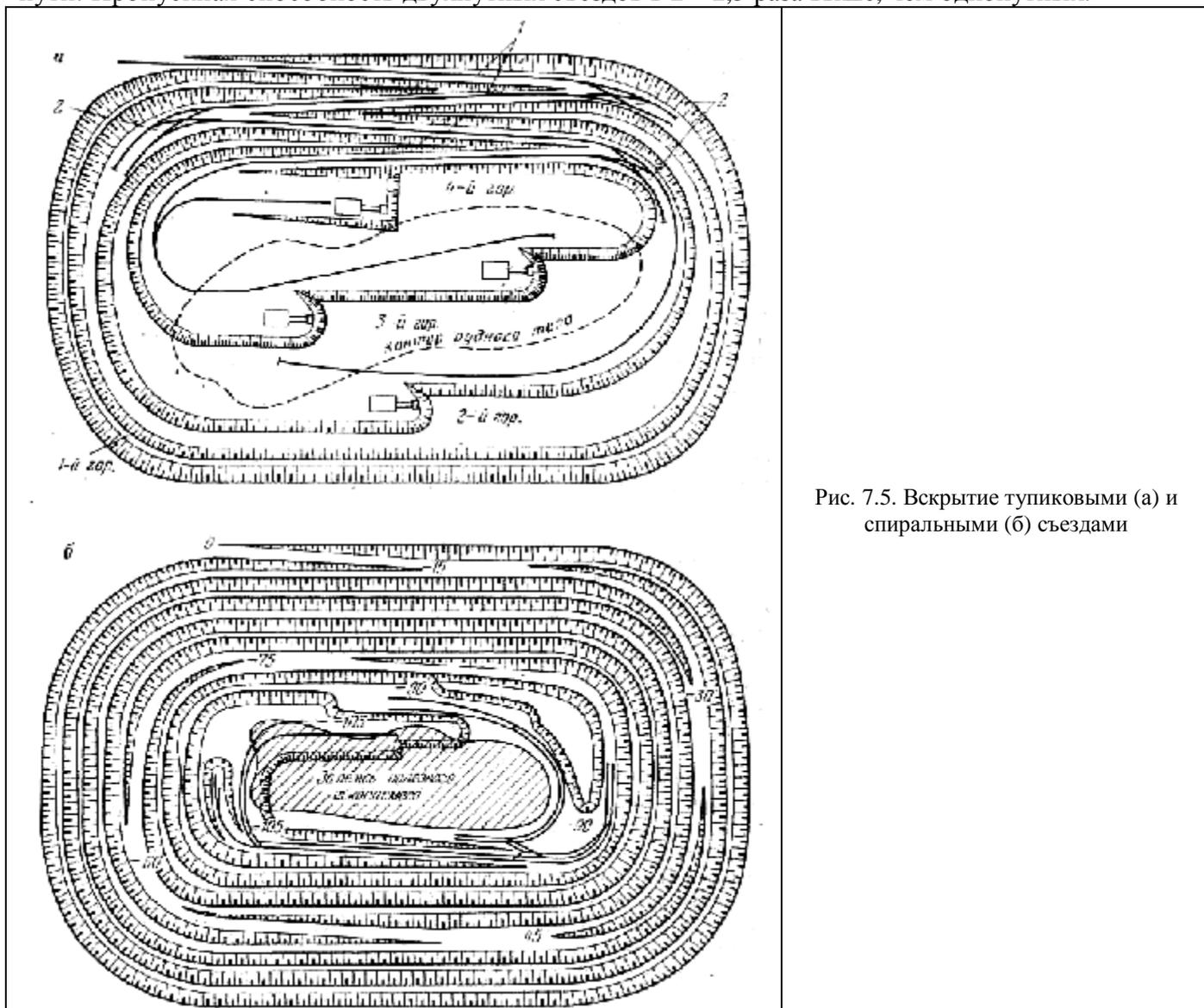


Рис. 7.5. Вскрытие тупиковыми (а) и спиральными (б) съездами

Достоинства вскрытия тупиковыми съездами: возможность размещения съездов на одном борту, широкая область применения. Недостаток: низкая средняя скорость движения поездов вследствие больших затрат времени на маневры подвижного состава на тупиковых площадках.

При вскрытии спиральными съездами последние располагают в виде спирали по рабочему и нерабочему бортам карьера (рис. 7.5, б). Между съездами имеются горизонтальные площадки, на которых устраивают разминовки.

На каждом рабочем горизонте спиральная трасса траншей имеет горизонтальную площадку - пункт примыкания, от которого проводят разрезную траншею горизонта и развивают внутри-карьерные откаточные пути. После полной отработки горизонта пункт его примыкания к спирали ликвидируют и переносят на следующий, нижележащий горизонт. Вскрытие спиральными съездами позволяет упростить маневры транспорта и тем самым увеличить его производительность. Однако потребность больших радиусов закруглений железнодорожных путей (150—200 м) ограничивает область применения этого способа вскрытия. При использовании автомобильного транспорта, допускающего крутые уклоны и малые радиусы закруглений (25—30 м), возможно вскрытие спиральными съездами месторождений небольших размеров.

В связи с расположением спиральной трассы траншей по периметру карьера в начальный период его разработки приходится вынимать основные объемы вскрыши. Число рабочих

горизонтов ограничивается числом уступов в пределах самого нижнего витка спирали. Чем круче съезды, тем большее число уступов можно обрабатывать одновременно: при железнодорожном транспорте оно равно 3—4, при автомобильном 6—8. При автомобильном транспорте с целью расположения съездов только на нерабочем борту карьера применяют вскрытие петлевыми съездами. В этом случае съезды на соседних горизонтах располагают во взаимно противоположных направлениях, а на горизонтальных участках между съездами устраивают площадки шириной 50—60 м для разворота автотранспорта.

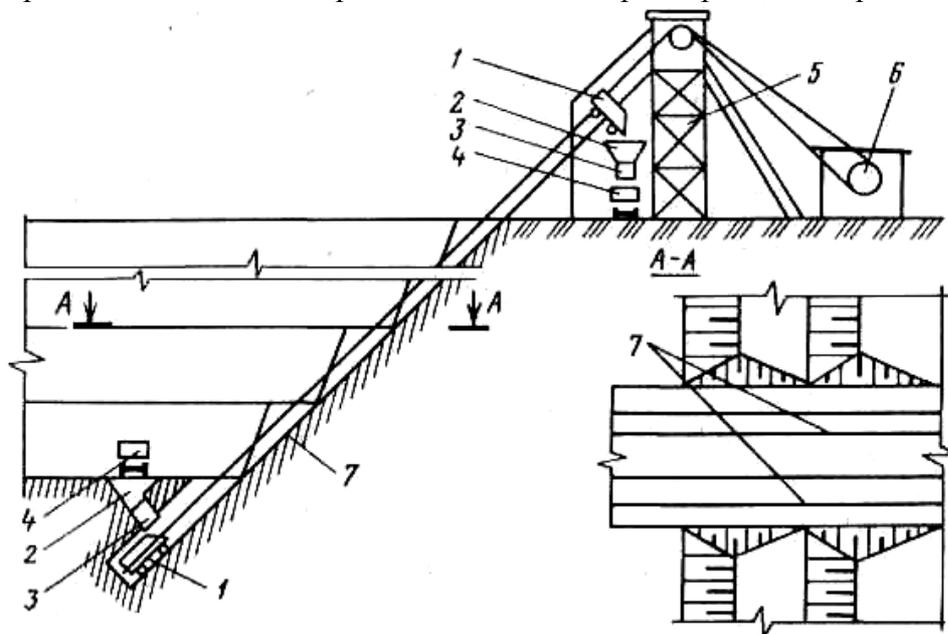


Рис. 7.6. Схема скипового наклонного подъемника: 1 – скипы; 2 – бункер; 3 – дозатор; 4 – вагон (автосамосвал); 5 – копра; 6 – подъемная установка; 7 – рельсовые пути для скипов

С увеличением глубины карьеров возрастает длина транспортирования горной массы с нижних горизонтов, достигая в глубоких карьерах 8—10 км. Суммарную длину транспортирования можно сократить путем применения вскрытия крутыми траншеями (с уклоном 15—60°). Крутые траншеи оборудуют конвейерами (при уклоне 18—20°) или скиповыми и клетевыми подъемниками.

Схема скипового подъемника приведена на рис. 7.6. Грузоподъемность скипов достигает 30—40 т. Руду по рабочим горизонтам до погрузочного бункера доставляют чаще всего автотранспортом.

В последнее время этот способ получает все большее распространение, особенно при разработке глубоких горизонтов. Клетевые подъемники применяют для подъема и спуска одиночных вагонов или автосамосвалов грузоподъемностью 25—50 т.

В некоторых случаях подъемные установки сооружают в наклонных стволах, расположенных на определенном расстоянии от бортов карьера. В общем случае их применение экономически выгодно при глубине карьеров не менее 200—250 м.

Сложная конфигурация рудных залежей часто не позволяет использовать какой-либо один вариант вскрытия, поэтому применяют комбинированные способы (например, сочетание внешних траншей для верхних горизонтов и внутренних для нижних или спиральных съездов для верхних и тупиковых для нижних). Способ вскрытия при открытых работах тесно связан с системой разработки, поэтому некоторые вопросы вскрытия будут освещены при изложении систем разработки.

### 7.3. Бестранспортные и транспортно-отвалынные системы разработки

Под *системой открытой разработки* обычно понимают определенный порядок выполнения во времени и пространстве подготовительных, вскрышных и добычных работ. Но в отличие от подземного способа подготовительные, вскрышные и добычные работы тесно связаны со способом вскрытия месторождения. Поэтому правильнее в указанное выше перечисление вида работ добавлять и вскрытие месторождения.

Системы открытой разработки не отличаются таким многообразием, как системы подземной разработки. Из существующих классификаций систем открытой разработки месторождений полезных ископаемых наибольшее распространение получили классификации, предложенные акад. Н. В. Мельников и проф. Е. Ф. Шешко.

В основу этих и ряда других классификаций положен способ перемещения вскрышных пород в отвалы. В табл. 7.1 приведена упрощенная классификация систем разработки, основанная на способе перемещения пустых пород в отвалы. Приведенная классификация не является исчерпывающей и отражает только основные системы разработки, применяемые в горнорудной промышленности.

Таблица 7.1

Класс	Группа
I - бестранспортные	1 —простая 2 —с кратной перевалкой
II - транспортно-отвальные	1 — с применением консольных отвалообразователей 2 — с применением транспортно-отвальных мостов
III — транспортные	1 — с железнодорожным транспортом 2 — с автомобильным транспортом 3 — с конвейерным транспортом 4 — с комбинированным транспортом
IV - комбинированные	1 — с сочетанием I и II классов 2 — с сочетанием II и III классов

Принятый способ перемещения пустых пород определяет не только конструкцию и условия применения системы разработки, но и ее экономичность, так как при открытом способе добычи объем удаляемых пустых пород в несколько раз превышает объем добываемой руды.

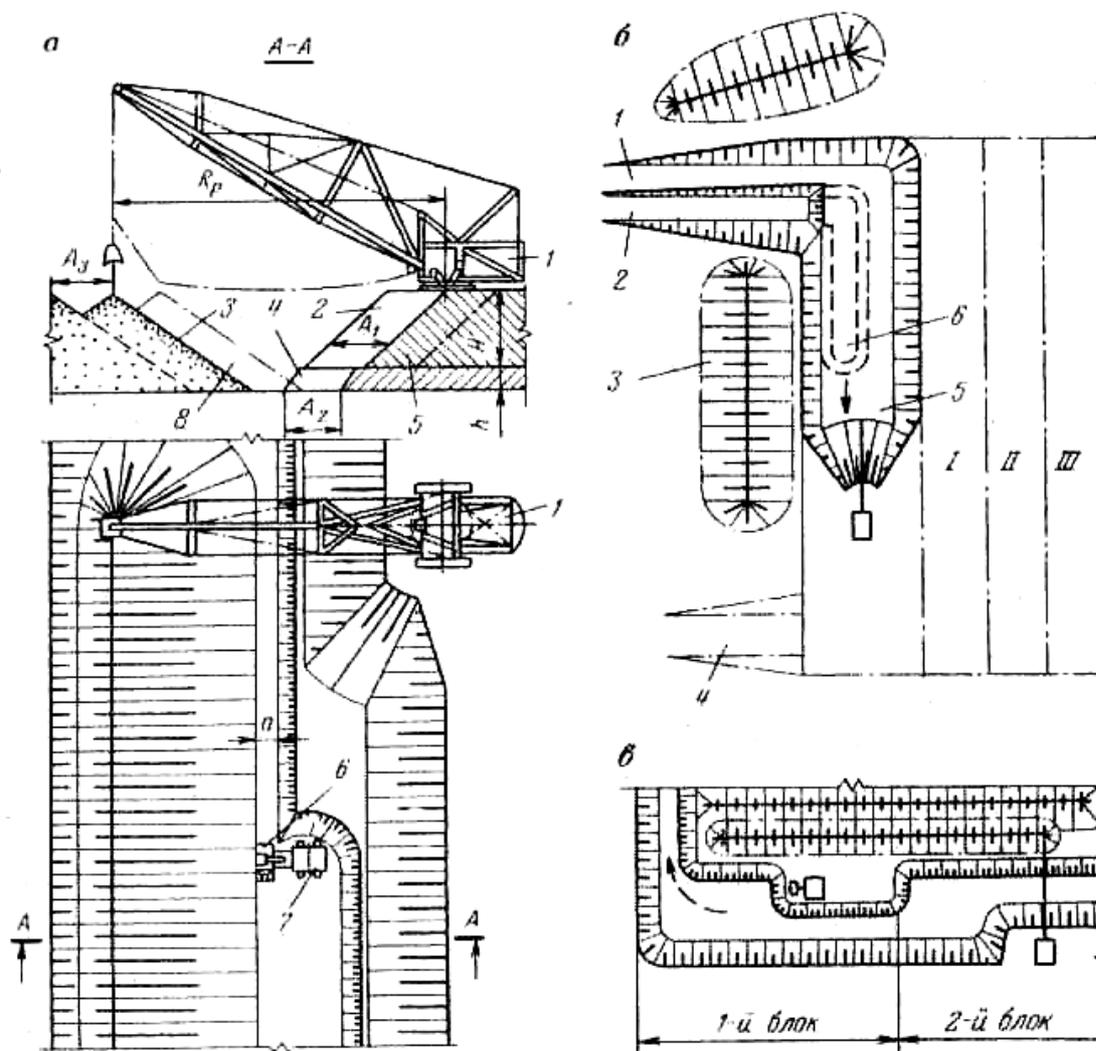


Рис. 7.7.  
Простая бестранспортная система разработки (а) и ее элементы (б, в)

При бестранспортных системах разработки перемещение пустых пород в выработанное пространство осуществляется вскрышными экскаваторами типа прямой механической лопаты или драглайнами.

На рис. 7.7, а показана простая бестранспортная система разработки с размещением

пустых пород в выработанное пространство.

Экскаватор *1* движется вдоль уступа, перемещая породу из заходки *2* в отвал *3*. Вслед за ним следует добычной экскаватор *7*, который грузит руду из заходки *4* в автосамосвал *6*, передвигающийся по почве рудного уступа.

Убрав всю породу в пределах заходки *2*, драглайн переходит на выемку заходки *5*, размещая породу в отвал *5*. В это время добычной экскаватор отрабатывает следующую заходку. Ширина породной  $A_1$  и рудной  $A_2$  заходок, а также шаг отвалообразования  $A_3$  равны друг другу.

Драглайн должен иметь необходимый радиус разгрузки  $R_p$ , величина которого определяется в зависимости от ширины заходки, высоты породного  $H$  и рудного  $h$  уступов, коэффициента разрыхления породы, ширины площадки  $a$ , углов откоса уступов и отвала. Площадка  $a$  является резервной и предохраняет рудный забой от заваливания пустой породой в случае выполаживания отвала или возрастания мощности покрывающих пород. При крепких рудах она необходима для размещения развала взорванной горной массы»

Кровля рудной залежи зачищается от оставшихся пустых пород бульдозером, который размещает их вблизи основания породного уступа. Указанные породы убирают драглайном при отработке следующей заходки.

Плотные покрывающие породы удаляют вскрышным экскаватором типа прямой механической лопаты, который располагают на кровле рудной залежи. В качестве добычных применяют карьерные и вскрышные экскаваторы. При селективной выемке возможно использование роторных экскаваторов.

Вскрытие месторождения осуществляют отдельной внешней траншеей *1* с одного из флангов месторождения (рис. 7,7, б). Внутри этой траншеи устраивают съезд *2* для экскаватора или въездную траншею на добычной горизонт, если транспортирование будет вестись по почве залежи. Затем вскрышным экскаватором проходят широкую разрезную траншею *5*, размещая пустые породы на нерабочий борт карьера *3*, а добычным — разрезную траншею *6* по руде. На этом подготовительные работы заканчиваются.

Последующая отработка месторождения состоит в последовательной выемке заходок *I*, *II* и *III* вскрышным экскаватором с размещением породы в выработанное пространство. Вскрышные и добычные экскаваторы после отработки каждой заходки перегоняют в исходное положение. Часто для обеспечения второго выезда из карьера на другом фланге месторождения также проходят въездную траншею *4*. При этом, если достаточна длина фронта работ, уступ делят на два блока с одновременным ведением вскрышных и добычных работ в обоих блоках (рис. 7.7, в).

Простую бестранспортную систему разработки применяют при горизонтальном и пологом залегании рудной залежи» Чем больше мощность покрывающих пород и рудного тела, тем более крупные вскрышные экскаваторы требуются для их разработки. При ширине заходки 10—12 м мощности залежи 5—10 м экскаватор ЭШ-10/70 допускает отработку уступов высотой 15—20 м.

Если мощность вскрыши значительна, а параметры вскрышного экскаватора недостаточны для полного размещения породы в выработанном пространстве, применяют системы с кратной перевалкой пустых пород (рис. 7.8). Драглайном *2*, расположенным на отвале, переваливают часть породы, уложенной ранее вскрышным экскаватором *1*, во вторичный отвал *3*. Отношение объема перелопачиваемой экскаватором *2* породы (контур *АВВГ*) к объему породы, размещенной во внутренние отвалы экскаватором *1* (контур *ГДЕЖ*), называют коэффициентом переэкскавации. Бестранспортные системы с кратной перевалкой вскрышных пород позволяют увеличить высоту вскрышного уступа до 30—40 м.

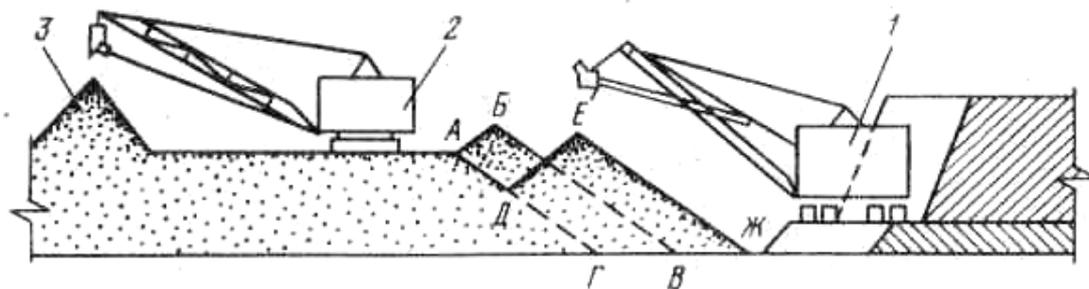


Рис. 7.8.  
Бестранспортная система разработки с кратной перевалкой пустых пород

Иногда (особенно при разработке россыпных месторождений) вскрышные и добычные работы ведут попеременно одним драглайном. Этот вариант бестранспортной системы называют «экскаватор — карьер». Вскрышные породы переваливают в выработанное пространство, а полезное ископаемое грузят в передвижной бункер, устанавливаемый на верхней площадке вскрышного уступа. Руда из бункера поступает на конвейеры, в вагоны или автосамосвалы. Указанный вариант целесообразен при небольшой производственной мощности карьера или при недостаточно устойчивой (водонасыщенной) почве залежи.

Бестранспортные системы разработки конструктивно просты и обеспечивают низкую себестоимость 1 т руды вследствие небольших затрат на удаление пустых пород. Недостаток системы — зависимость между вскрышными и добычными работами, которая не позволяет создать большие запасы готовых к выемке руд. Применение мощных драглайнов с ковшем вместимостью более 10 м<sup>3</sup> расширяет область применения бестранспортной системы разработки, так как позволяет использовать эти драглайны на экскавации скальных пород, предварительно разрыхленных взрыванием скважинных зарядов.

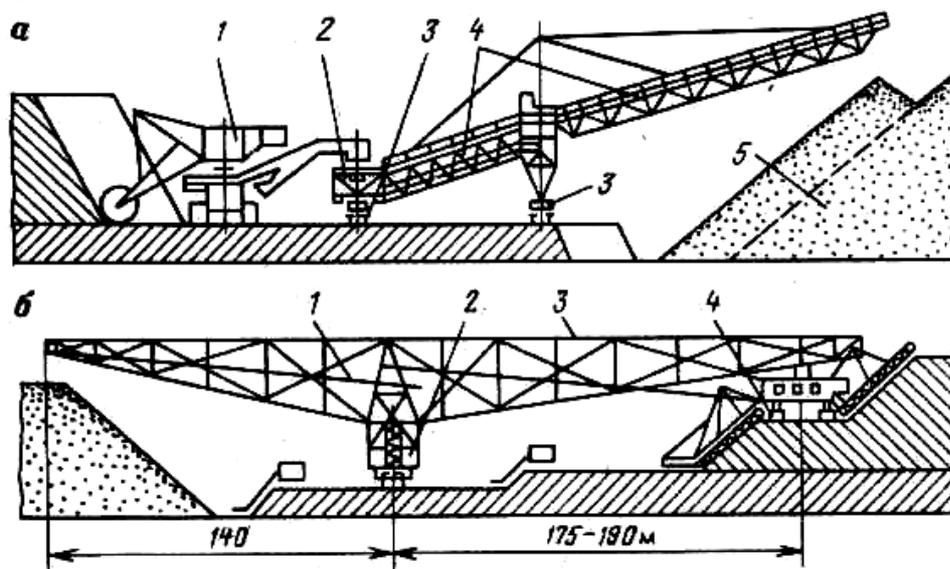


Рис. 7.9. Транспортно-отвальные системы разработки с консольным отвалообразователем (а) и транспортно-отвальным (б)

При транспортно-отвальных системах разработки для перемещения вскрышных пород в выработанное пространство применяют консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты. Вскрышные работы ведут многоковшовыми экскаваторами (цепными или роторными), реже прямыми механическими лопатами с нормальным или удлиненным рабочим оборудованием. Для добычных работ также используют многоковшовые и одноковшовые экскаваторы. Система разработки с перемещением вскрышных пород во внутренние отвалы консольным отвалообразователем показана на рис. 7.9, а. Консольный отвалообразователь состоит из ходовых тележек 3 с металлоконструкциями 4, которые служат основанием для ленточного конвейера. Экскаватор 1 грузит породу в бункер 2 отвалообразователя, ленточный конвейер перемещает ее в отвал 5. Отвалообразователи выпускают также на гусеничном и шагающем ходу.

Ниже приведены обобщенные показатели консольных отвалообразователей.

Длина отвальной консоли, м .....	40—180
Высота разгрузки от уровня установки, м .....	10—60
Ширина конвейерной ленты, мм .....	900—2000
Общая масса отвалообразователя, т .....	100—2000
Производительность, м <sup>3</sup> /ч .....	300—3500

Консольные отвалообразователи позволяют вести отработку месторождений при большей (до 30—45 м) мощности покрывающих пород, чем самые крупные драглайны, работающие по бестранспортной системе. Жесткие условия применения (горизонтальное или близкое к нему залегание залежи при относительно небольшой ее мощности, как правило, мягкие покрывающие породы) и сезонность работ ограничивают область распространения этих высокопроизводительных систем разработки.

Транспортно-отвальный мост (рис. 7.9, б) отличается от консольного отвалообразователя наличием длинной мостовой фермы 3, расположенной на забойной 4 и

отвальной 2, самоходных опор. Высота опор должна допускать размещение под мостовой фермой добычного оборудования. Опоры моста передвигаются вдоль уступов карьера по многониточным рельсовым путям. Транспортно-отвальные мосты работают в сочетании с многоковшовыми (цепными или роторными) экскаваторами, порода от которых поступает на ленточный конвейер 1 моста и в конце консольной фермы разгружается в отвал. Отвальный мост может поворачиваться в горизонтальной плоскости на угол до 30° относительно линии, перпендикулярной к оси путей. Конструкция мостовой фермы позволяет изменять расстояние между опорами, а также высоту установки в определенных пределах.

Ниже приведена характеристика транспортно-отвального моста, применяемого на Камыш-Бурунском карьере.

Общая длина, м	336
Длина отвальной консоли, м	140
Расстояние между опорами, м	175+15
Наибольшая высота отвала, м	41
Скорость передвижения, м/мин	6
Ширина ленты главного конвейера, м	1,8
Масса, м	3000
Теоретическая производительность, м <sup>3</sup> /ч (в целике)	3300

Системы разработки с применением транспортно-отвальных мостов позволяют отрабатывать месторождения с мощностью покрывающих пород до 50—60 м. Большие горизонтальные размеры моста дают возможность создать значительно большие запасы руд, готовых к выемке, чем при бестранспортных системах разработки или системах с консольными отвалообразователями. Поэтому сезонность работы сказывается в меньшей степени, чем при системах с консольными отвалообразователями.

Отработка рудной залежи обычно ведется несколькими уступами (2—4), что позволяет обеспечить высокую производственную мощность карьера. Вскрытие месторождения осуществляют общими внешними траншеями. Подготовка месторождения заключается в проходке широкой разрезной траншеи, в которой монтируется транспортно-отвальный мост. Объем этой траншеи доходит до 20—30 млн. м<sup>3</sup>. Ее проходка ведется с размещением пород во внешние отвалы.

#### 7.4. Транспортные и комбинированные системы разработки

Транспортные системы разработки характеризуются перемещением пустых пород в отвалы колесным или конвейерным транспортом. Они применимы при самых разнообразных горно-геологических условиях залегания месторождения, что обусловило их широкое распространение.

В большинстве случаев транспортные системы применяют при наклонном или крутом падении залежей, а также большой их мощности, когда отсутствует возможность размещения отвалов внутри карьера. Поэтому пустые породы вывозят за пределы карьера во внешние отвалы.

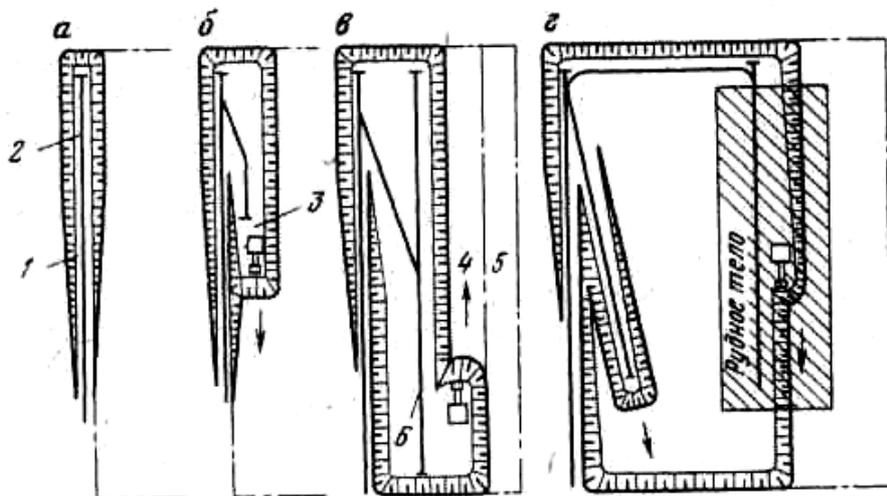


Рис. 7.10. Схемы развития работ (а, б, в, г) при вскрытии тупиковыми съездами

Крутопадающие месторождения при транспортных системах разработки вскрывают внутренними траншеями (тупиковыми, спиральными и др.). Схемы развития работ при вскрытии тупиковыми съездами показаны на рис. 7.10. Въездная траншея 1 заканчивается горизонтальным участком 2, который служит тупиковой площадкой. После проходки разрезной траншеи 3 экскаватор параллельными заходками 4, 5 отрабатывает первый уступ.

Пустые породы и руду (когда экскаватор дойдет до рудного тела) вывозят из карьера в железнодорожных вагонах. По мере отработки заходок рельсовый путь *б* переносят в новое положение.

Переноску пути осуществляют п у т е в ы м и к р а н а м и на железнодорожном или гусеничном ходу или тракторными путепередвижателями (путепереукладчиками). Грузоподъемность кранов 25—45 т, максимальный вылет стрелы 14—16 м. У кранов с выдвижной стрелой вылет последней достигает 30—33 м. Переноску пути ведут отдельными звеньями (рис. 7.11, *а*). Цикл переноски одного звена включает следующие операции: планировку трассы бульдозером, разболчивание стыков, подвеску и переноску звеньев в новое положение, сболчивание стыков, перемещение крана в новое положение (на длину одного звена).

При переноске пути кран может перемещаться в отступающем порядке (от конца пути к стрелке) и в наступающем (от стрелки к тупику). Во втором случае кран перемещается по вновь уложенному пути и на переноску затрачивается больше времени.

Продолжительность цикла по переноске одного звена составляет 5—10 мин. За смену краном переносят 300—700 м пути

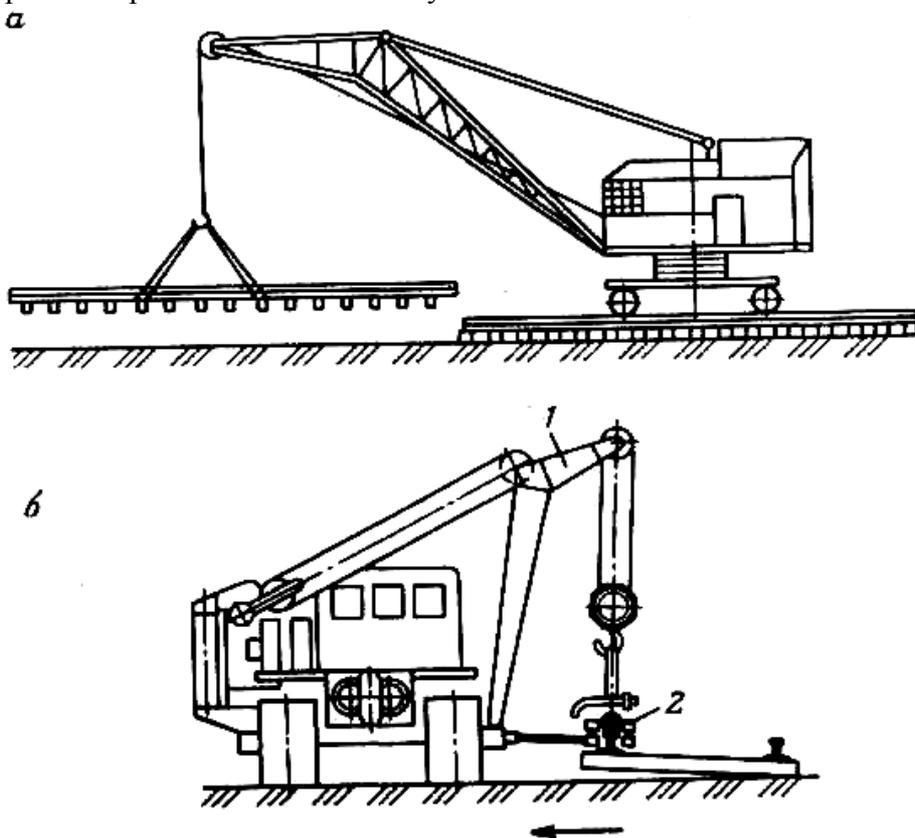


Рис. 7.11. переноска железнодорожных путей краном (*а*) и передвижка их тракторным путепередвижателем (*б*)

Тракторные переукладчики ТПП оборудуют на базе тракторов Т-130 и Т-180 при звеньях рельсового пути длиной по 12,5 м и на базе тракторов К-700 и Т-500 при звеньях длиной по 25 м. Тракторные путепереукладчики позволяют переносить звенья пути на значительные расстояния. С их помощью можно перенести 1000—1400 м пути в смену.

Для передвижки железнодорожного пути без разборки на небольшое расстояние применяют тракторные путепередвижатели (рис. 7.11, *б*).

На тракторе устанавливают кран 1 с роликозахватным приспособлением 2, накладываемым на головку рельсов. Сначала путь приподнимают, затем путепередвижитель отъезжает на величину разового шага передвижки (1—2 м) и, двигаясь вдоль пути, перемещает его в новое положение. Производительность путепередвижателя (произведение длины пути на шаг передвижки) достигает 5—7 тыс. м<sup>2</sup>/ч.

Одновременно с отработкой верхнего уступа траншеей вскрывают (см. рис. 7.10, *з*) и отрабатывают второй горизонт. Вскрытие, подготовка и отработка каждого следующего слоя производятся аналогично отработке верхнего горизонта. В зависимости от размера карьера добычные или вскрышные работы одновременно ведутся на 2—8 (а иногда и более) горизонтах.

Рассмотренный порядок вскрытия, подготовки и отработки со стационарным расположением вскрывающих выработок на нерабочем борту карьера довольно прост и позволяет свести до минимума объем работ по переноске рельсовых путей. Однако необходимость удаления большого объема вскрыши в первоначальный период обуславливает значительные капитальные затраты и удлиняет срок строительства карьера. Поэтому иногда вскрывающие траншеи располагают вблизи рудной залежи или непосредственно в ней с целью быстрее начала добычных работ.

При этом отработку горизонта ведут от разрезной траншеи в обе стороны и по достижении нерабочего борта карьера устраивают стационарный съезд. Такой порядок вскрытия с первоначальными нестационарными (скользящими) съездами хотя и усложняет организацию работ, но позволяет резко сократить первоначальные затраты и ускорить начало добычи руды.

При вскрытии спиральными съездами разрезные траншеи, от которых начинают отработку того или иного горизонта, могут располагаться с любой стороны карьера в соответствии с расположением съезда. По этой причине трудно обеспечить параллельное перемещение уступов, и последние отрабатывают по веерной схеме или сочетают веерное и параллельное подвигание. Полное развитие работ в карьере при транспортных системах разработки характеризуется схемами, приведенными на рис. 7.5.

При определении ширины рабочей площадки учитывают ширину заходки, развал породы после взрыва, ширину транспортной полосы и площадки, обеспечивающей резерв готовых к выемке запасов при отработке нижележащего уступа. При автомобильном транспорте ширина площадки должна допускать разворот автосамосвала. При скальных породах минимальная ширина рабочей площадки составляет 30—50 м.

В последние годы намечается тенденция к применению высоких (25—35 м) уступов с взрыванием «в зажиме» на необрунную горную массу. В этом случае иногда взорванную горную массу для уборки делят на два подступа.

Увеличение высоты уступов позволяет сократить объем бурения за счет уменьшения перебуров, скважин, уменьшить расход детонирующего шнура на соединение зарядов и, главное, добиться равномерного дробления пород. При породах средней и ниже средней крепости взрывание «в зажиме» дает возможность получить такую кусковатость руды, которая достаточна (без последующего дробления) для производительной работы конвейерного транспорта. В свою очередь это позволяет применять *циклично-поточную* (ЦПТ) и *поточную технологию* (ПТ) разработки в условиях комплексно-механизированного и автоматизированного карьера.

Поточная технология характеризуется непрерывным поступлением горной массы из забоя до поверхности. Она обеспечивается

287

использованием техники непрерывного действия (многоковшовых экскаваторов) в сочетании с конвейерным транспортом. В циклично-поточной технологии выемка и погрузка руды или породы осуществляется погрузочными машинами циклического действия (прямыми мехлопатами, драглайнами, погрузчиками), а транспортировка ее — конвейерами.

При скальных породах применение ЦПТ осложняется необходимостью вторичного дробления горной массы перед подачей ее на конвейер до крупности кусков не более 350—500 мм.

Различают две схемы ЦПТ. По первой схеме (рис. 7.12, *а*) одноковшовым экскаватором / руда загружается в бункер самоходной дробилки 4 и после дробления забойным конвейером 2 и системой магистральных конвейеров 6 выдается из карьера на поверхность. Загрузка руды на конвейер производится через самоходный бункер 3; перегрузка с конвейера на конвейер — через перегрузочные узлы 5.

На опытно-промышленном участке Северного карьера Качканарского ГОКа при данной схеме ЦПТ использовались экскаватор ЭКГ-8И, самоходный дробильный агрегат СДА-3 со

встроенной в него щековой дробилкой ЩДП-12Х 15 и конвейеры с резиноканевой лентой шириной 1200 мм. Забойные конвейеры установлены на открытом воздухе, магистральные — под крышей. Конвейеры транспортируют скальную горную массу с кусками крупностью до 500 мм со скоростью 2—3 м/с.

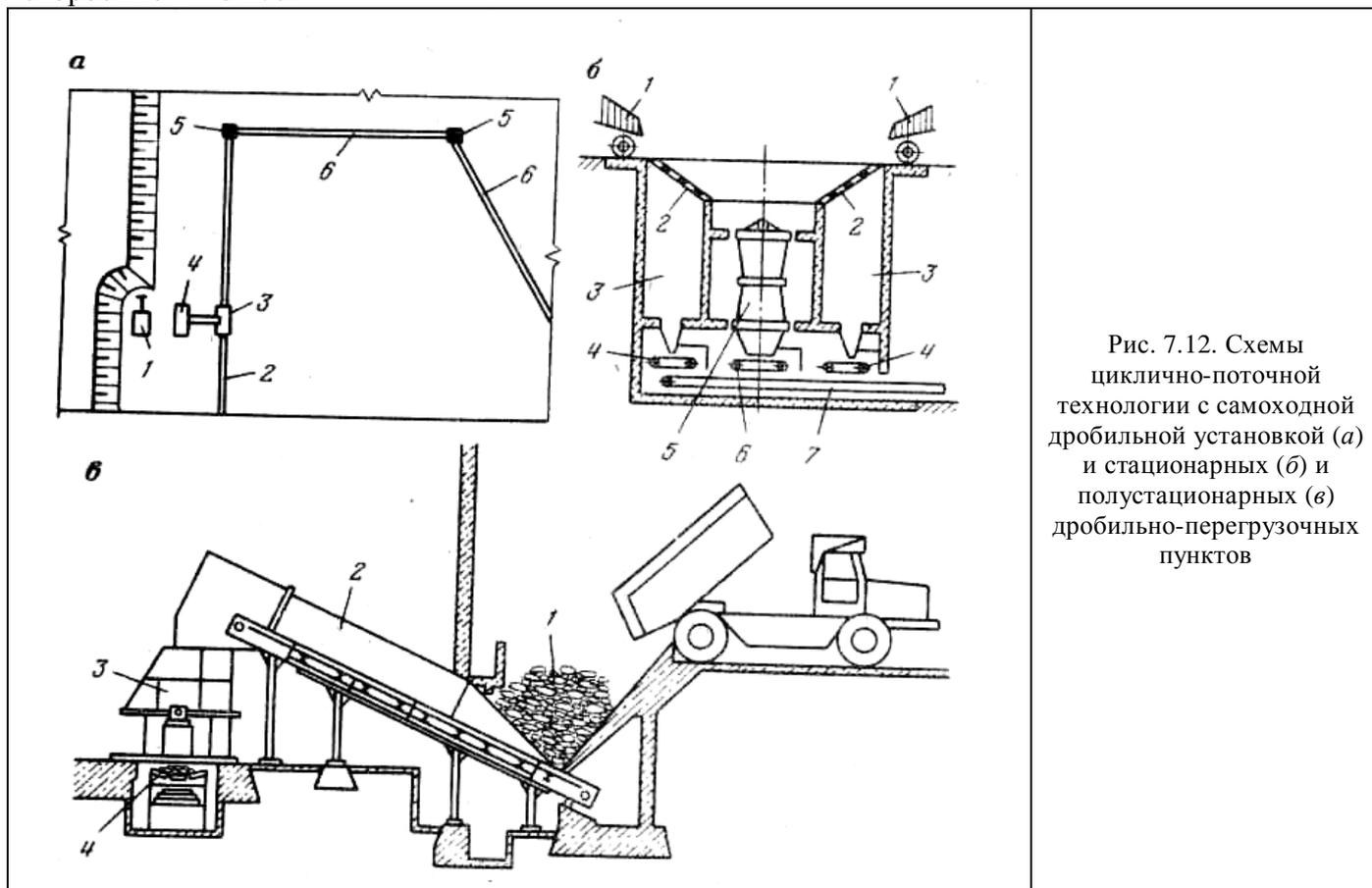


Рис. 7.12. Схемы циклично-поточной технологии с самоходной дробильной установкой (а) и стационарных (б) и полустационарных (в) дробильно-перегрузочных пунктов

По второй схеме горная масса транспортируется от экскаваторов автосамосвалами к стационарным или полустационарным дробильно-перегрузочным пунктам (ДПП), а от них на поверхность конвейерами.

Схема стационарного ДПП приведена на рис. 7.12, б. Автосамосвалы 1 разгружают руду на грохота 2. Мелкая порода поступает через грохоты в бункера 3, а из них питателями 4 подается на конвейер 7. Крупные куски поступают в конусную дробилку 5 и после дробления питателем 6 также подаются на конвейер 7. Стационарный ДПП требует больших капитальных затрат при значительном (25—30 м) заглублении в почву. Поэтому сооружается на длительный (более 6—7 лет) срок, потребный для отработки многих или даже всех нижних горизонтов карьера.

Значительно чаще применяют полустационарные ДПП (рис. 7.12, в), переносимые по мере углубления карьера. Горизонты, на которых их устанавливают, называются концентрическими. Горная масса из бункера 1 питателем 2 подается в дробилку 3, из которой поступает на конвейер 4. ДПП подобного типа не требует ни большого заглубления, ни сложных сооружений. Их можно переносить через один-два уступа и перемещать в различные зоны по простиранию карьера» обеспечивая уменьшение расстояния перевозок автотранспортом.

В последние годы циклично-поточная технология получает все большее распространение на многих крупных карьерах. Ее применение обеспечивает снижение себестоимости добычи 1 т руды на 15—20 % и повышение производительности труда в 1,3—1,5 раза.

В глубоких карьерах применяют комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт. В первый период эксплуатации карьера до глубины 100—150 м используют один вид транспорта — автомобильный или железнодорожный, а затем переходят на комбинированный: автомобильный на нижних горизонтах и железнодорожный на вышележащих.

Перегрузку горной массы из автосамосвалов в думпкары производят непосредственно со

специально сооруженных эстакад (рис. 7.13, а) или с помощью экскаваторов на перегрузочных складах (рис. 7.13, б). В первом случае, несмотря на необходимость сооружения эстакады, затраты на перегрузку меньше.

Расчеты показывают, что при глубине карьеров более 250— 300 м автомобильный транспорт целесообразно сочетать с конвейерным или скиповым.

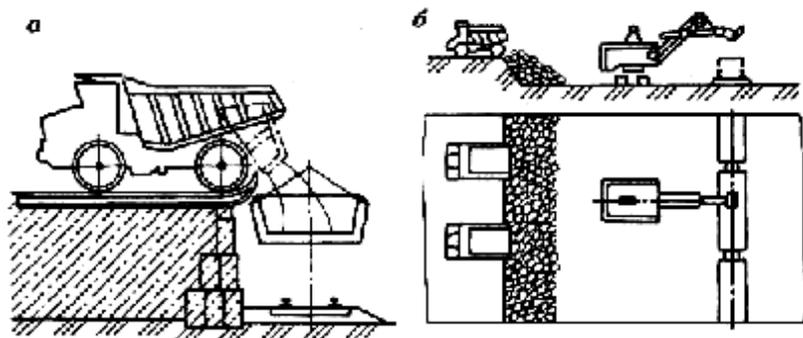


Рис. 7.13. Схемы перегрузки горной массы

Когда рудная залежь залегает полого или горизонтально, то по достижении на участке карьерного поля подстилающих пород создается возможность размещать отвалы пустых пород внутри карьера. В этом случае переходят на *транспортную систему разработки с внутренним отвалообразованием*. При конвейерном транспорте формируются два потока: из рудных забоев руда магистральным конвейером подается на обогатительную фабрику, а пустая порода с верхних горизонтов сборочным и отвальным конвейерами — к отвалообразователю, который размещает ее в верхний и нижний ярусы отвала. Если мощность рудной залежи невелика, нижнюю часть покрывающих пород можно размещать во внутренний отвал по бестранспортной или транспортно-отвальной системе, а верхнюю часть перевозить в верхние ярусы внутреннего отвала средствами автомобильного, рельсового или конвейерного транспорта, т. е. применять *комбинированную систему разработки*.

По технико-экономическим показателям комбинированные системы разработки занимают промежуточное положение между транспортными и бестранспортными системами разработки.

От комбинированных систем разработки следует отличать комбинированную разработку, при которой одно и то же месторождение разрабатывают одновременно открытым и подземным способами.

Относительные технико-экономические показатели систем разработки характеризуются данными табл. 7.2.

Т а б л и ц а 7.2

Система разработки	Производительность труда рабочего на вскрышных работах	Стоимость 1 м <sup>3</sup> вскрыши
Простая бестранспортная	0,7—1	1-1,5
Транспортно-отвальная	0,3—0,8	1—3
Транспортная	0,05—0,1	4—9

## 7.5. Отвальные работы

Извлекаемые при вскрышных работах пустые породы размещают в отвалах. Процесс образования в н у т р е н н и х о т в а л о в при бестранспортных и транспортно-отвальных системах разработки был рассмотрен выше. Здесь же рассматривается образование в н е ш н и х о т в а л о в при транспортных системах разработки.

В зависимости от применяемого оборудования различают плужные, экскаваторные и бульдозерные отвалы.

*Плужные отвалы* применяют при железнодорожном транспорте. Рельсовые пути при этом располагают вдоль верхней бровки отвала и породу из думпкаров разгружают непосредственно под откос отвального уступа. По мере заполнения отвала ширина площадки между рельсовыми путями и верхней бровкой отвала увеличивается и часть породы на ней задерживается. Оставшуюся породу сваливают под откос о т в а л ь н ы м п л у г о м. Его рабочим органом является система подвижных щитов и лемехов, смонтированных вместе с пультом и системой управления на железнодорожной платформе. Перемещение лемехов осуществляется с помощью

пневмоцилиндров. Тяжелые отвальные плуги имеют (массу 50—70 т, максимальный вылет лемеха от оси пути 7,5 м, рабочую скорость 6—10 км/ч и обеспечивают сменную производительность 3—3,5 тыс. м<sup>3</sup>. Плуг перемещается электровозом.

На рис. 7.14, а показано положение отвала на различных этапах отвалообразования. Перед началом отсыпки ось рельсового пути располагается на расстоянии 1,7—1,8 м от бровки и путь имеет поперечный уклон в сторону, противоположную откосу отвала. Непосредственно под откос до первой вспашки удастся разместить 40—45 % всей породы. После каждой вспашки в одно место разгружают, как правило, один думпкар. Время разгрузки одного состава из пяти-шести думпкаров составляет 3—8 мин. Вспашку осуществляют за два-четыре прохода плуга. Сменная производительность плуга 3000—8000 м<sup>3</sup>.

После 7—9 вспашек рельсовый путь переносят путеукладчиком циклического действия в новое положение. Шаг передвижки пути равен 2,5—3,5 м. За смену путепередвигатели перемещают 400—500 м пути при шаге передвижки 2,8—3 м.

Плужные отвалы имеют высоту 8—15 м. Чем выше высота отвала, тем больше его приемная способность, которая измеряется количеством породы, размещаемой в отвале между двумя смежными передвижками рельсового пути. Число поездов, которое может принять отвал за смену, характеризует его пропускную способность.

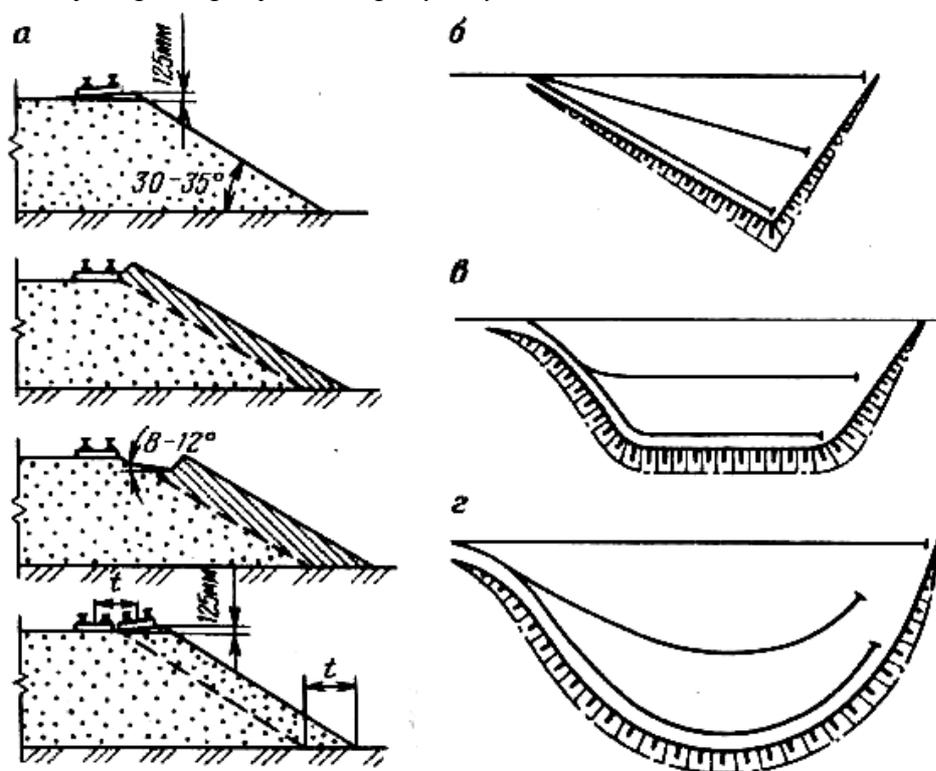


Рис. 7.14. Этапы плужного отвалообразования (а) и схемы развития отвалов (б, в, г)

В процессе развития отвалов фронт отвалообразования может перемещаться веерообразно (рис. 7.14, б), параллельно (рис. 7.14, в) и криволинейно (рис. 7.14, г).

Веерное перемещение фронта работ упрощает передвижку рельсовых путей и наиболее целесообразно при плужном отвало-образовании.

При параллельном развитии отвалов каждое последующее положение рельсовых путей после переноски параллельно предыдущему. Как при параллельном, так и при веерном развитии обвальных работ, если не принимать специальных мер, происходит укорочение фронта отвалообразования. Этого можно избежать при криволинейном развитии отвалов. В период полного развития отвальных работ железнодорожные пути на криволинейном отвале закольцовывают и он превращается в кольцевой.

Карьеры большой мощности обычно имеют несколько самостоятельных отвалов или на одном, часто многоярусном, отвале устраивают несколько тупиков.

При большом количестве складываемых пород и железнодорожном транспорте целесообразны экскаваторные отвалы, на которых разгружаемую породу перемещают в сторону от рельсового пути одноковшовыми или специальными многоковшовыми экскаваторами.

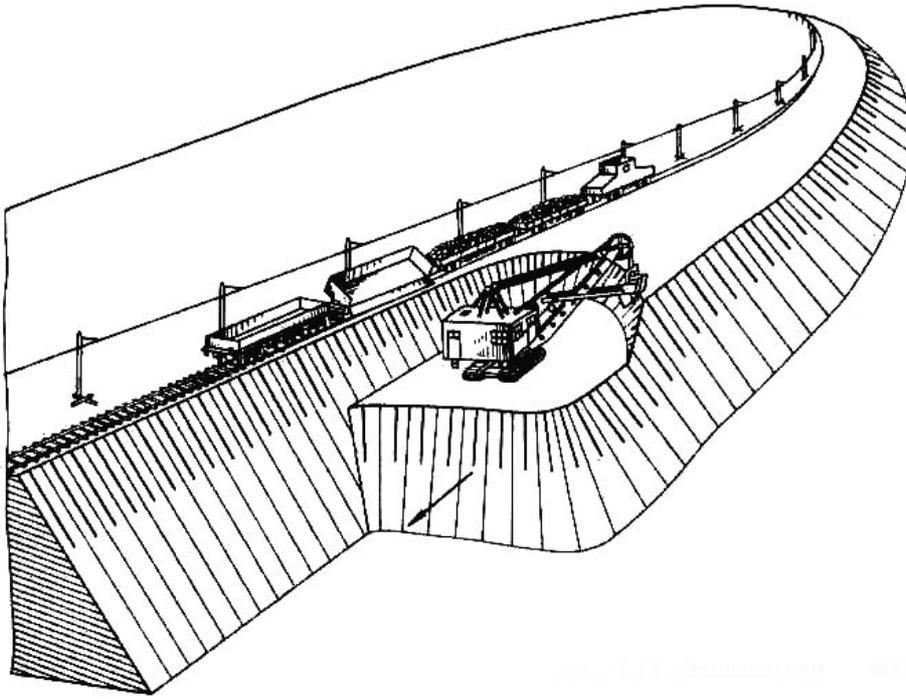


Рис. 7.15. Экскаваторный отвал

Схема отвала с использованием на нем прямой мехлопаты приведена на рис. 7.15. Экскаватор располагают на промежуточной площадке отвала. Породу из думпкаров разгружают на эту площадку. Одновременно разгружают один-два думпкара. Экскаватор черпает породу и размещает ее по периметру промежуточной площадки, наращивая последнюю по ходу своего движения и оставляя за собой навал, высота которого равна высоте разгрузки экскаватора. После того как экскаватор пройдет одну отвальную заходку до конца, железнодорожный путь переносят в новое положение и одновременно переводят экскаватор на новую заходку по верхней или нижней площадке отвала. Рельсовый путь переносят железнодорожным краном или тракторным путепереукладчиком. Полная высота экскаваторного отвала составляет 20—30 м, шаг передвижки путей 20—30 м.

При использовании экскаваторных отвалов в 10—15 раз сокращаются расходы на переноску рельсовых путей в результате увеличения шага передвижки и большей высоты отвала, в 1,5—2 раза возрастает пропускная способность отвальных тупиков, повышается устойчивость отвальных путей и скорость движения поездов, возрастает производительность труда отвальных рабочих и уменьшаются затраты на отвалообразование.

Большие капитальные затраты на экскаваторы делают нецелесообразным применение этих отвалов при небольшом объеме работ.

*Бульдозерные отвалы* применяют как при автомобильном, так и при рельсовом транспорте. В период строительства отвала используют площадной способ отвалообразования, при котором породу разгружают на всей площади отвального участка, а затем

планируют ее бульдозерами. На спланированный участок отсыпают следующий слой. Когда высота отвала достигнет 6—10 м, породу разгружают по периферии отвала и бульдозерами сталкивают под откос (рис. 7.16, а).

Высота бульдозерных отвалов зависит от устойчивости складированных пород и изменяется от 10 до 30—40 м, а при отсыпке скальных пород на склонах гор — до 100—150 м и более.

При железнодорожном транспорте породу разгружают на площадку, расположенную на 2—2,5 м и ниже уровня железнодорожного пути и перемещают под откос на расстояние 25—50 м (рис. 7.16, б). В определенных условиях (мощные бульдозеры, умеренная кусковатость пород) этот способ может оказаться более экономичным по сравнению с экскаваторным отвалообразованием. Затраты на отвалообразование составляют от 2—3 до 10—12 коп/м<sup>3</sup>.

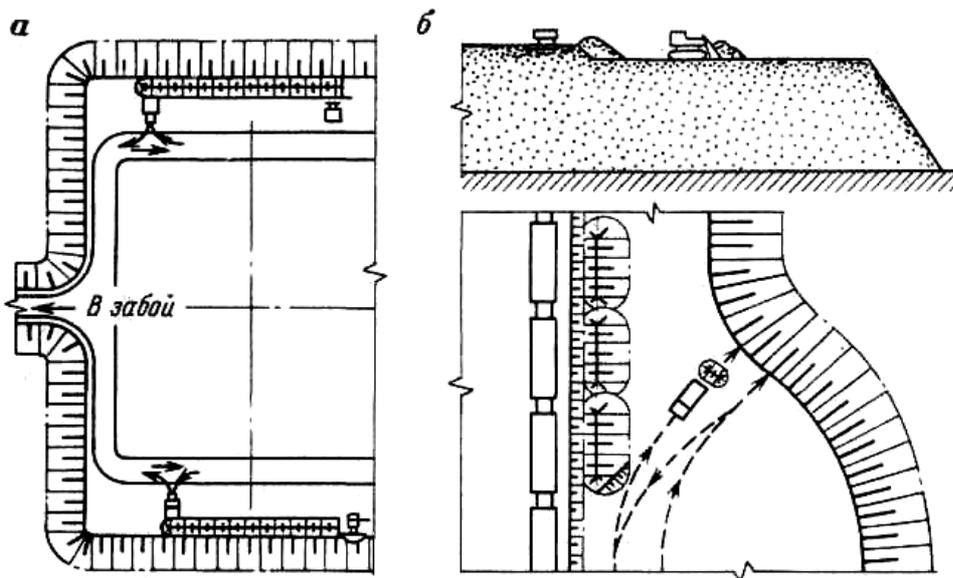


Рис. 7.16. Бульдозерное отвалообразование при автомобильном (а) и железнодорожном (б) транспорте

## 7.6. Гидромеханизация при открытой разработке

*Общая схема и условия применения гидромеханизации.* С помощью гидромеханизации при открытой разработке можно выполнять следующие работы: разрушение (размыв) и транспортирование пород, отвалообразование; Она широко используется для удаления вскрышных пород и при разработке россыпных месторождений. Условия применения: относительно мягкие, породы, наличие соответствующих источников водоснабжения, низкая стоимость электроэнергии, благоприятные климатические условия.

Различают две основные схемы гидромеханизации: с естественным и искусственным напором.

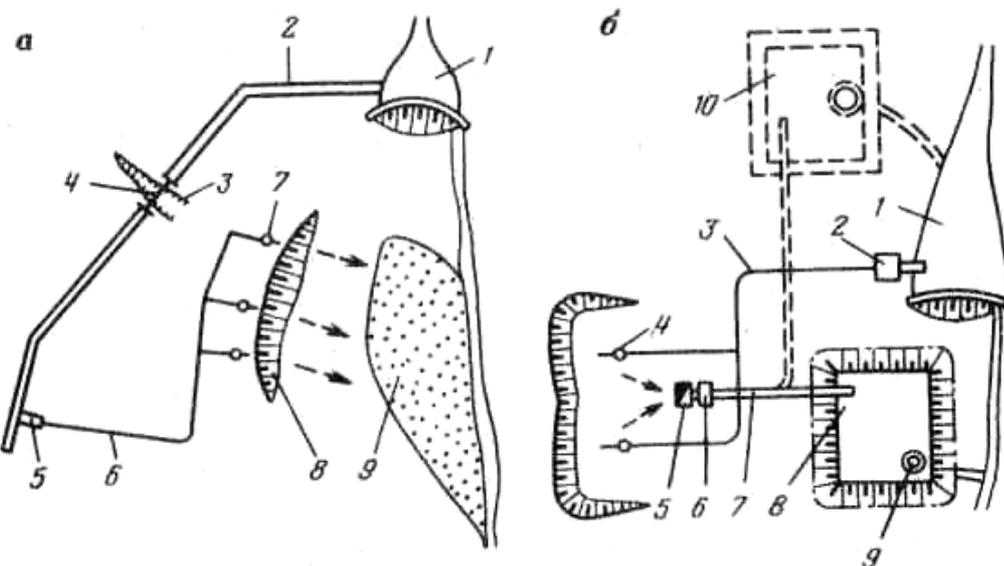


Рис 7.17. Схема гидромеханизации с естественным (а) и искусственным (б) напором

Схема гидромеханизации с естественным напором показана на рис. 7.17, а. Для создания естественного напора сооружают пруд 1, от которого к гидромониторам 7 вода подводится по водозаборной канаве 2 через водозаборный бак 5 и трубу 6. В пониженных участках поверхности (например, овраг 3) сооружают специальные лотки (сплотки) или укладывают трубы 4. Струей воды из гидромониторов смывают породу в забое 8. Образующая пульпа самотеком поступает в отвал Р. В необходимых случаях транспортирование размывного грунта осуществляют с помощью землесосов или элеваторов. Давление воды у насадки гидромонитора определяется разностью отметок уровня воды в водозаборном баке и в месте установки гидромонитора.

Гидравлическую разработку с естественным напором применяют при разработке рыхлых пород и россыпных месторождений. В последнем случае размывные пески самотеком или элеватором по трубам подают на промывные (обогащительные) приборы.

Гидромеханизацию с искусственным напором (рис. 7.17, б) применяют при разработке

более плотных пород, когда затруднительно создать необходимый напор естественным путем. Вблизи водоема 1 сооружают насосную станцию 2, от которой вода по трубам 3 подается к гидромониторам 4. Размытый грунт самотеком поступает в зумпф 5. Из зумпфа землесосом 6 пульпа транспортируется в отвал 8 по пульповоду 7. В гидроотвале частицы породы оседают, а вода выводится через водосбросный колодец 9. При недостаточном притоке гидроотвал 10 располагают таким образом, чтобы осветленная вода вновь поступала в водоем, т. е. работают по схеме с о б о р о т о м воды. При этом 10—15 % расходуемой гидромониторами воды теряется на испарение и фильтрацию.

Оборудование для гидромеханизации включает гидромониторы, водоводы и пульповоды, насосы и грунтовые насосы (землесосы).

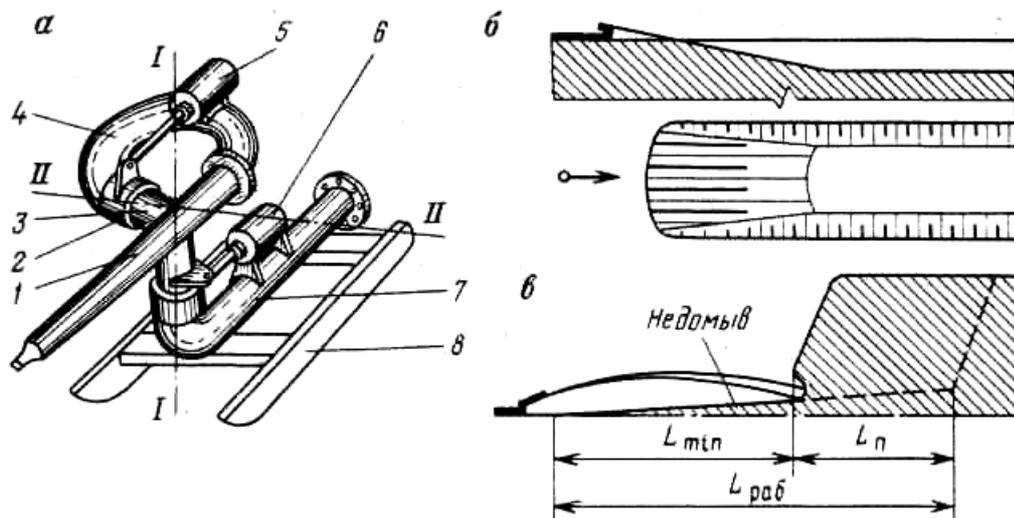


Рис. 7.18.  
Гидромонитор (а) и  
схемы его установки в  
попутном (б) и  
встречном (в) забоях

Гидромонитор (рис. 7.18, а) состоит из нижнего колена 7, к которому присоединяется напорный водовод, верхнего колена 4, соединительного колена 3 и ствола 1 с насадкой. Все три колена соединены друг с другом шарнирами 2. Верхнее колено (вместе со стволом) относительно соединительного поворачивается в вертикальной плоскости вокруг оси II—II, а соединительное относительно нижнего колена — в горизонтальной плоскости вокруг оси I—I. Таким образом, струя гидромонитора может быть направлена в любую точку забоя.

Колена поворачиваются гидравлическими цилиндрами 5 и 6, к которым рабочая жидкость подается от пульта управления по напорным рукавам длиной до 35 м. Пульт управления состоит из бака с рабочей жидкостью, насосов и системы управления. Гидромонитор устанавливается на ходовой раме, снабженной полозьями 5, и транспортируется трактором. Применяемые на открытых разработках гидромониторы (ГМД-250, ГМД-300 и др.) рассчитаны на рабочее давление 1—3 МПа, расходуют 2700—4500 м<sup>3</sup> воды в час, их масса 1—7 т. Диаметр сменных насадок у гидромониторов изменяется от 80 до 175 мм.

Трубопроводы для подачи воды и транспортирования пульпы выполнены из цельнотянутых или сварных труб диаметром от 200 до 1100 мм с толщиной стенок 4—18 мм. Масса 1 м трубопроводов колеблется от 30 до 260 кг. Трубопроводы укладывают на лежнях, а в пересеченной местности на опорах высотой до 4—7 м.

Центробежные насосы Д500-65, Д1600-90, Д2000-100, Д6300-27, ЦН400x210 и др. (первое число — подача, м<sup>3</sup>/ч; второе — напор, м вод. ст.) обеспечивают подачу воды от 500 до 12 500 м<sup>3</sup>/ч и давление от 0,2 до 2,5 МПа. Для увеличения подачи насосы включают параллельно. Повышение напора достигается последовательным включением насосов. Масса насосов 0,6—8,7 т.

Землесос — специальный центробежный насос, предназначенный для перекачки пульпы. В горной промышленности широко распространены передвижные землесосные установки. Существующие типы землесосов (типа ГРК, ГРТ, ГРУ, ГР и др.) создают давление от 0,25 до 1 МПа и имеют подачу от 400 до 16 000 м<sup>3</sup>/ч (по воде). Они обеспечивают транспортирование пульпы с максимальным размером кусков от 60 до 300 мм. Масса землесосов 0,2—30 т. При небольшом расстоянии пульпу транспортируют с помощью гидроэлеваторов (водоструйных насосов), при использовании которых пульпа перемещается струей напорной воды. Гидроэлеваторы применяют при разработке россыпных

месторождений.

*Технология гидромеханизационных работ.* В зависимости от места установки гидромонитора относительно забоя различают две схемы разработки: попутным (рис. 7.18, б) и встречным (рис. 7.18, в) забоями. При первой схеме гидромонитор устанавливают на верхней или нижней площадке уступа и направление водяной струи совпадает с направлением перемещения грунта. При второй схеме гидромонитор располагается только на нижней площадке и размывтый грунт перемещается в направлении, противоположном направлению струи. Высота уступа при гидромониторной разработке не должна превышать 20 м.

Максимальная дальность струи достигается при установке ствола гидромонитора под углом  $45^\circ$  к горизонтальной плоскости и составляет  $L_{\max} = 173H$  ( $H$  — давление у насадки гидромонитора, МПа).

В начале работы гидромонитор устанавливают на минимально допустимом расстоянии от забоя  $L_{\min}$ . Это расстояние по правилам безопасности должно быть не менее  $0,8—1,2$  высоты уступа. Струю гидромонитора направляют в нижнюю часть забоя для образования вруба, обеспечивающего обрушение верхней части уступа. Размытая порода самотеком транспортируется к зумпфу.

Размыв породы с одной установки гидромонитора ведут до тех пор, пока расстояние до забоя не достигнет рабочей дальности полета струи ( $L_{\text{раб}} = 0,3L_{\max} = 50H$ ).

Затем гидромонитор переносят на новое место, ближе к забоя. Подвигание забоя  $L_{\text{п}} = L_{\text{раб}} - L_{\min}$ .

Необходимое давление струи (МПа) зависит от крепости размываемых пород и составляет для песка  $0,3—0,5$ , для гравия  $0,5—0,7$ , для суглинков  $0,5—1,2$ , для глины  $0,7—1,8$ .

Удельный расход воды зависит от размера частиц транспортируемой породы и уклона почвы забоя и составляет  $4—20 \text{ м}^3$  на  $1 \text{ м}^3$  породы. Чем крупнее частицы, тем больший уклон должна иметь почва забоя. Для глин необходимый уклон равен  $0,015—0,03$ , для песков —  $0,03—0,06$ , для гравия —  $0,08—0,12$ .

При работе попутным забоем часть энергии струи расходуется на подталкивание разрушенной породы к зумпфу, а при встречном забое — только на размыв породы (если не считать потерь на преодоление сопротивления воздуха). Поэтому удельный расход воды при встречном забое меньше, чем при попутном, но требуется больший уклон почвы забоя.

При горизонтальном залегании пласта часть покрывающих пород остается на его кровле (см. рис. 7.18, в). Недомывы обычно удаляют бульдозерами или экскаваторами, которые перемещают породу к землесосной установке, где ее смывают в зумпф. После полной уборки недомыва землесосную установку и гидромонитор перемещают в новое положение.

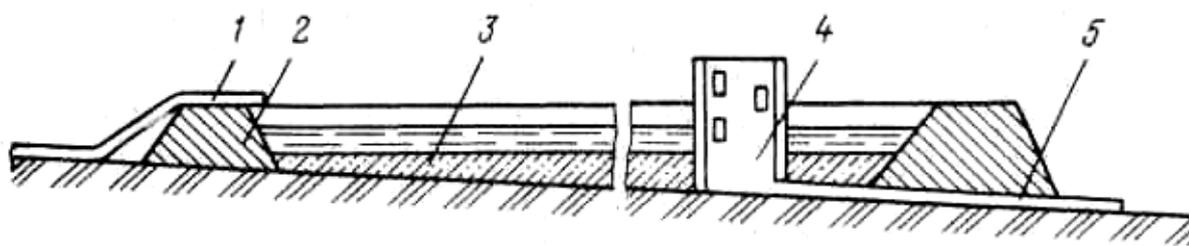


Рис. 7.19.  
Схема гидроотвала:  
1 — пульповод; 2 — дамба; 3 — осевшая порода; 4 — водосборный колодец; 5 — отводная труба

Место для отвала при гидромеханизации выбирают с учетом минимального расстояния транспортирования пульпы и наименьшего объема работ по строительству отвала. Участок, отведенный для гидроотвала, обваловывают по периметру или же только со стороны пониженной части, если гидроотвал размещен на косогоре или в долине. Внутри гидроотвала (рис. 7.19) сооружают водосборный колодец, представляющий собой железобетонный, цилиндр с несколькими окнами, расположенными на различной высоте.

Отвалообразование заключается в подаче пульпы на обвалованный участок. Частицы породы оседают на дно, а осветленная вода поступает через окна в колодец и по отводной трубе направляется за пределы отвала. В процессе эксплуатации отвала производится наращивание дамбы из осевших крупнозернистых фракций пульпы. Иногда осветленную воду откачивают плавучими насосами.

Гидромеханизация возможна и при разработке плотных пород. При этом работа может быть организована по двум схемам. При первой схеме экскаватор грузит породу в навал, который размывается при помощи гидромониторов. Размытые породы поступают в зумпф и землесосами перекачиваются в отвал. Перспективным и экономичным является применение гидротранспорта также и при разработке скальных пород. Разрушенная взрывом горная масса грузится прямой мехлопатой в приемный бункер самоходного дробильного агрегата, где она измельчается до кусков с максимальным размером 200—250 мм. После измельчения в дробилке порода подается в бункер-гидроэлеватор, в котором она смешивается с водой. Образованная пульпа с помощью землесоса транспортируется в гидроотвал или на обогатительную фабрику.

При второй схеме экскаватор грузит породу в бункер передвижной (на железнодорожном или гусеничном ходу) землесосной Остановки, от которой пульпа по трубам поступает в отвалы.

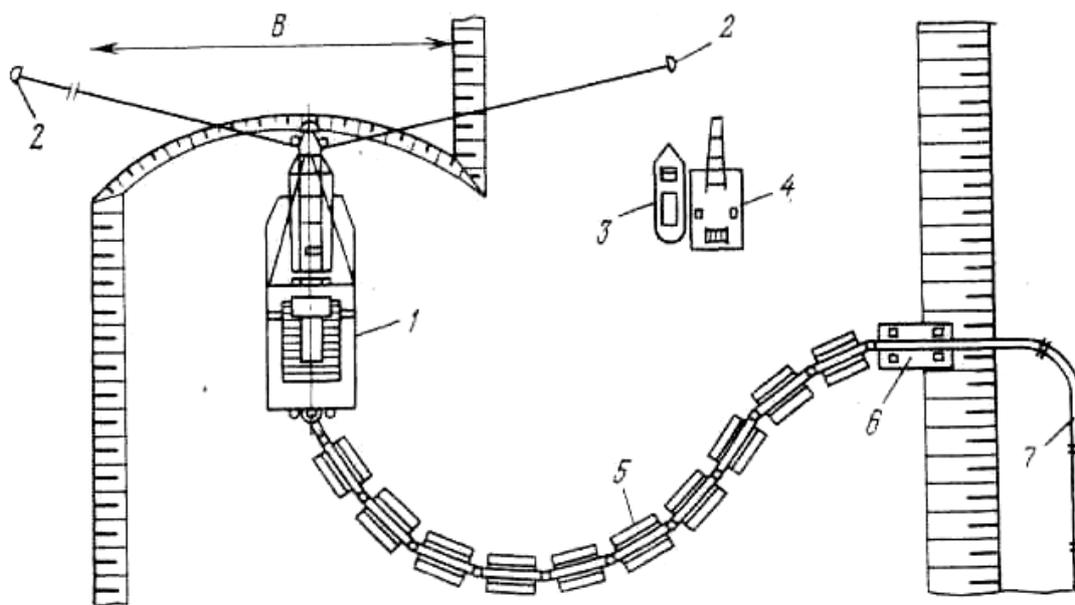


Рис. 7.20. Схема гидравлической разработки с применением земснаряда

Для вскрышных работ в карьерах применяют также землесосные снаряды (рис. 7.20). Земснаряд, который представляет собой плавучий агрегат, производит подводное рыхление породы специальным вращающимся рыхлителем. Разрыхленный материал засасывается землесосом и по трубопроводам 5 и 7 направляется в отвалы. Рыхлители бывают фрезерные, роторные, ковшовые. Рыхлый грунт захватывается свободным всасом. Земснаряд 500-60М имеет техническую производительность по породе 500 м<sup>3</sup>/ч и по воде 5600 м<sup>3</sup>/ч при давлении 0,7 МПа. Диаметр пульповода 700 мм. Перемещение земснаряда производится с помощью лебедок, установленных на земснаряде, и канатов, закрепленных якорями 2. В процессе работы земснаряд поворачивается вокруг одной из двух свай, установленных на корме и заглубляемых в грунт. Оптимальная ширина заходки В зависит от типа земснаряда и составляет 20—40 м. Плавучий пульповод 5 состоит из отдельных звеньев труб, которые установлены на понтонах с ходовыми трапами и соединены друг с другом гибкими соединениями, обеспечивающими перемещение земснаряда и пульповода по водоему. По мере перемещения земснаряда береговое соединение 6 переносится вслед за забоем. Для монтажных работ имеется плавучий кран 4, а для доставки людей и материалов — катер 3.

В довольно широком масштабе гидромеханизационные работы (гидромониторами и землесосами) применяются в железорудных карьерах КМА и угольных разрезах Кузбасса. На Лебединском и Южно-Лебединском карьерах была освоена технология гидромониторно-землесосной разработки полускальных пород, предварительно разрыхленных буровзрывным способом. Ежегодно этим способом добывалось более 20 млн. м<sup>3</sup> пород. Высота уступов составляла 20—30 м, расстояние от забоя до гидромонитора 20 — 50 м, до землесосной установки — 40—200 м. Давление у насадки гидромонитора равнялось 1,4—1,6 МПа. Годовая производительность комплекса (гидромонитор-землесос) достигала 1,5— 2 млн. м<sup>3</sup>. Порода по трубам диаметром 700 м поднималась на высоту 45—120 м; дальность транспортирования составляла 2,5 — 5 км. Гидромеханизация по сравнению с экскаваторно-транспортной

разработкой в соответствующих условиях обеспечивает в 2 — 4 раза более высокую производительность труда и в 1,3— 1,6 раза более низкие затраты на добычные и вскрышные работы.

### 7.7. Разработка россыпных месторождений

*Россыпи* образовались в результате разрушения коренных рудных месторождений и представляют собой отложения обломочных пород, содержащих какой-либо полезный минерал или металл.

Продукты разрушения оставались на месте (элювиальные и делювиальные россыпи) или переносились водными потоками на значительные расстояния (аллювиальные россыпи). Основное промышленное значение имеют аллювиальные россыпи (которые обычно располагаются в долинах рек и покрыты наносами, называемыми *торфами*) мощностью от 1,5 до 20—30 м и более. Породы, подстилающие россыпь, называют *плотиком*, а металлосодержащий слой — *песками*. Мощность песков колеблется от 0,5 до 3 м, составляя иногда 10— 15 м. Длина россыпей достигает нескольких километров при ширине, измеряемой сотнями метров. Россыпи содержат полезные ископаемые: золото, платину, алмазы, касситерит, шеелит и другие минералы.

*Обогащение песков.* Для извлечения полезного ископаемого из песков их обогащают. Обогащение ведут в водной среде и называют *промывкой*. В процессе промывки различают следующие операции: размыв, сокращение и доводку.

Размыв песков осуществляют на наклонных грохотах, в бочках (скрубберах).

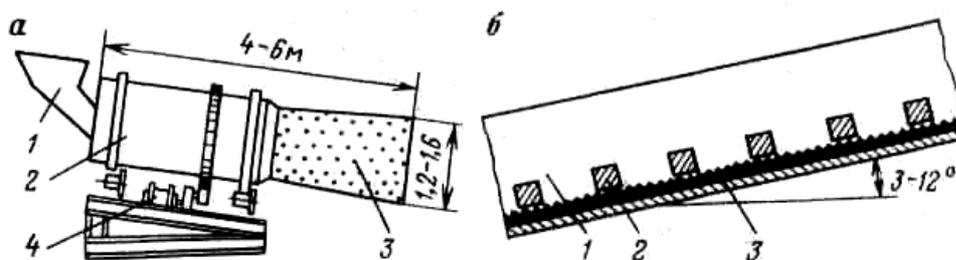


Рис. 7.21. Схемы скруббера (а) и шлюза (б) для промывки песков.

Скруббер (рис. 7.21, а) имеет глухой 2 и перфорированный 3 ставы и приводится во вращение электродвигателем 4. Частота вращения скруббера 20—25 мин<sup>1</sup>. Поступившие через бункер 1 пески в глухом ставе скруббера измельчаются, для чего он снабжен ножевыми выступами (наборинами). Одновременно с механическим измельчением происходит и размыв песков водой, подводимой во внутреннюю часть скруббера. Мелочь с водой проходит через отверстия перфорированного става и поступает для дальнейшего обогащения на шлюзы, а крупные фракции (галька) ленточными конвейерами транспортируются в отвалы. Производительность скруббера 25—30 м<sup>3</sup>/ч.

*Сокращение* песков ведут в шлюзах и отсадочных машинах. Шлюз (рис. 7.21, б) представляет собой наклонно установленный деревянный или металлический желоб 1 шириной 0,5—1,5 м. Дно шлюза покрывается матом 3 (ворсистым материалом или рифленой резиной). На мат укладывают трафарет 2 из поперечных брусков, скрепленных между собой двумя продольными планками. Наклон шлюза (3—12°) зависит от крупности и плотности пропускаемого через него материала. При пропускании через шлюз размывших песков частицы металла и тяжелые минералы задерживаются матом и трафаретом, а порода с меньшей плотностью выносятся из шлюза водным потоком и направляется в отвалы. Для более полного извлечения мелких частиц металла применяют шлюзы в сочетании с отсадочными машинами, классификаторами и концентрационными столами, устройство которых рассматривается в специальном курсе. В результате сокращения выделяют *концентрат* (черные шлихи) — минералы с большим удельным весом.

*Доводка* заключается в выделении из шлихов конечного продукта (золота, платины и др.) и осуществляется на специальных доводочных станках, амальгамационных шлюзах и пр.

*Способы разработки россыпей.* Россыпи с небольшими притоками воды разрабатывают экскаваторами и скреперами. Так как россыпи сложены мягкими породами, их разработку ведут драглайнами.

Экскаваторный способ разработки тесно связан с характером обогатительных устройств и сооружений. В системах с о с т а ц и о н а р н ы м и п р о м ы в н ы м и п р и б о р а м и экскаватор грузит пески в транспортные сосуды колесного транспорта или в передвижной бункер, установленный над ленточным конвейером, который транспортирует пески до обогатительных устройств. Стационарные промывные приборы обслуживают прииск в течение двух-четырех лет, а затем переносятся на новое место, ближе к экскаваторным забоям. При значительной мощности песков устраивается одна центральная промывная установка, обслуживающая прииск в течение всего срока его существования.

При экскаваторном способе разработки применяют простую бестранспортную систему разработки обычно с одним экскаватором для вскрышного и добычного забоя (система «экскаватор — карьер»).

Экскаваторный способ с п л а в у ч и м и м о й к а м и используют при разработке обводненных россыпей. Условия его применения во многом сходны с условиями дражной разработки. Плавающая мойка представляет собой сооружение, смонтированное на судне. Она оборудована всеми приборами, необходимыми для обогащения песков. В отличие от драги плавающая мойка не имеет черпающего устройства, поэтому она менее громоздка по своей конструкции и переброска ее с места на место значительно проще. По этой причине экскаваторная разработка с плавающими мойками может применяться при меньших запасах песков, чем дражная.

Плавающие мойки работают в сочетании с драглайнами, причем последние грузят в бункер мойки не только пески, но и торфа. Если мощность торфов значительна, то их предварительно убирают скреперами, бульдозерами или экскаваторами. Суточная производительность плавающих моек достигает 1000—1500 м<sup>3</sup>.

К о л е с н ы е с к р е п е р ы и б у л ь д о з е р ы применяют для разработки небольших территориально разбросанных россыпей или при небольшой мощности песков, когда использование экскаваторов нецелесообразно из-за плохого наполнения ковша. Более широко колесные скреперы и бульдозеры распространены на вскрышных работах при различных способах разработки россыпей. Возможность съема пород тонкой стружкой по мере их оттаивания позволяет успешно применять колесные скреперы и бульдозеры при разработке многолетнемерзлых россыпей. В этом случае оттаивание торфов или песков происходит естественным путем за счет тепла солнечной радиации. Влажность пород (особенно если они содержат большое количество глинистых частиц) снижает производительность скреперов, а иногда и вовсе препятствует их использованию.

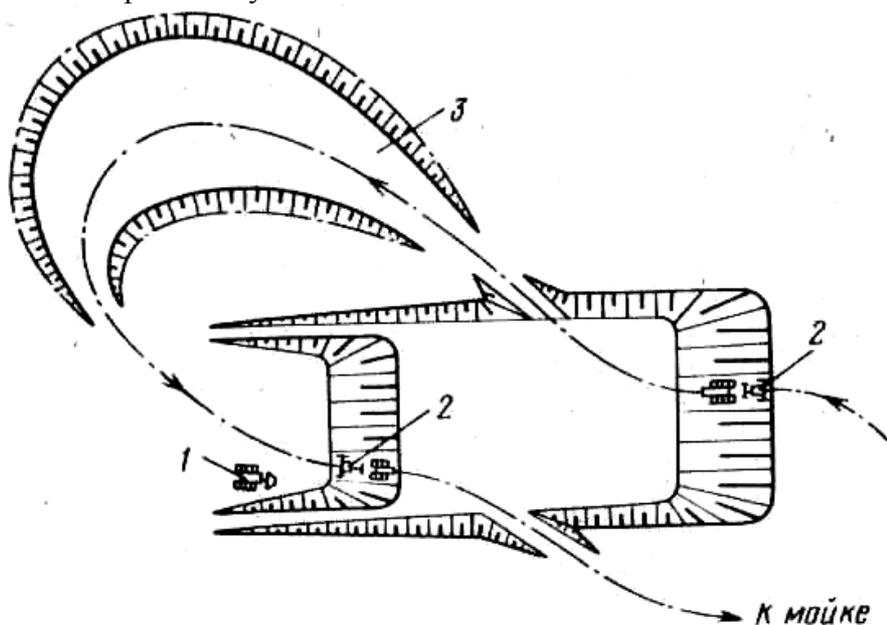


Рис. 7.22. Схема разработки россыпи колесными скреперами: 1 — бульдозер; 2 — скрепер; 3 — отвал хвостов

Схема разработки россыпи колесными скреперами приведена на рис. 7.22. Предварительно удаляют торфа на определенной площади, позволяющей приступить к выемке песков. В дальнейшем разработку ведут двумя забоями: по пескам и торфам. Скрепер может перемещаться как вдоль, так и поперек россыпи. Торфа размещают в отвалах за границами россыпи, а пески транспортируют к стационарной мойке. Обычно применяют легкие промывные

приборы, которые через каждые 600—800 м переносят на новое место. Плотик зачищают бульдозером. Применение скреперов вместимостью 12—20 м<sup>3</sup> позволяет увеличить расстояние транспортирования до 1000—1500 м.

Выемка пород бульдозерами сочетается обычно с экскаваторной погрузкой их на конвейерный транспорт или в бункер передвижной мойки.

Гидравлический способ разработки россыпей применяют при значительном (не менее 0,05—0,08) уклоне россыпи, незначительной ее обводненности и отсутствии или небольшом количестве неразмываемых глыб и валунов. По возможности используют наиболее простой способ разработки попутным забоем с непосредственной подачей песков на промывные приборы-шлюзы. Данный метод приемлем при относительно небольшой мощности россыпи (до 3—5 м) и соответствующем уклоне плотика.

Если рельеф местности не позволяет осуществлять подачу песков непосредственно на промывной прибор, то применяют принудительную подачу грунтовыми насосами. Необходимость разжижения песков для их обогащения делает гидравлический способ разработки россыпей особенно эффективным.

Одним из наиболее производительных и экономичных способов разработки россыпей является дражный, обеспечивающий высокий уровень механизации и автоматизации всех производственных процессов.

Драга — плавучее сооружение, на котором осуществляются все основные производственные операции по добыче и обогащению песков: извлечение из забоя, размыв и сокращение песков и удаление хвостов в отвалы. По мере выемки песков драга перемещается вслед за забоем. Драгами разрабатывают обводненные россыпи шириной не менее 30—40 м при отсутствии прослоек крепких пород. Глубина залегания плотика россыпи не должна превышать максимальной глубины черпания драги и составляет 20—50 м. Препятствием к применению дражной разработки является значительный уклон плотика (более 0,012 — 0,02), осложняющий поддержание уровня воды на определенных отметках. Запасы песков должны обеспечивать работу драги на одном разрезе не менее 8—12 лет, так как переброска драги на новое место связана с большими затратами на ее демонтаж и монтаж.

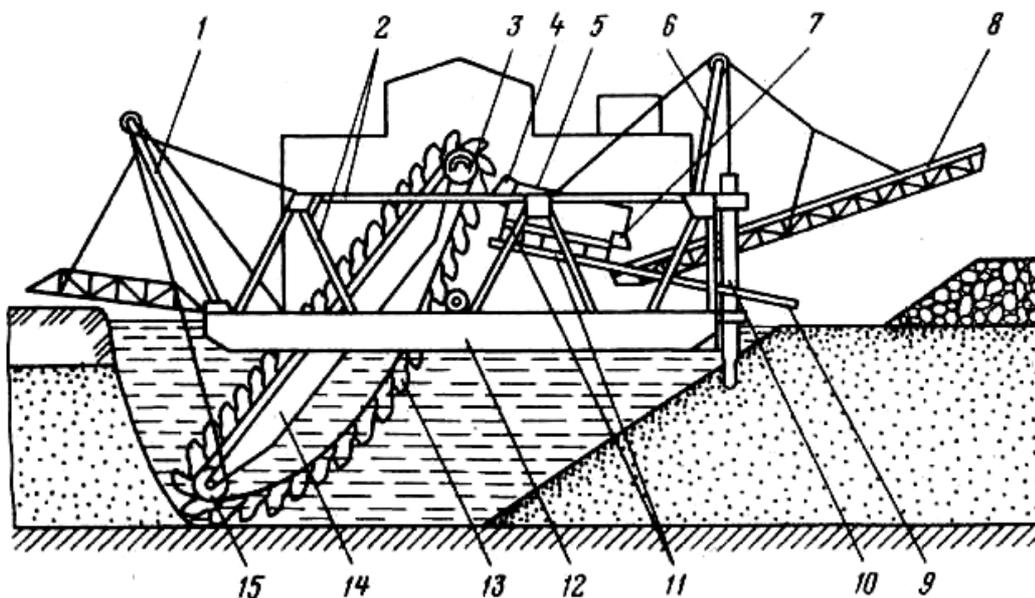


Рис. 7.23. Схема драги

Схема расположения главных узлов драги приведена на рис. 7.23.

Понтон 12 драги представляет собой плоскодонное судно длиной 24—112 м, изготовленное из стали и служащее для размещения на нем всего оборудования. В носовой части понтона имеется прорезь для размещения черпаковой рамы. Толщина обшивки металлических понтонов 5—20 мм. На понтоне установлены металлические фермы 2, к которым крепятся механизмы драги. К носовой мачте 1, представляющей собой сложную балку с четырьмя опорными ногами, подвешивают черпаковую раму 14. Для подвески свай 10 и хвостового конвейера 8 служит кормовая мачта 6.

Извлечение песков из забоя и доставка их на драгу производятся черпающим устройством (черпаковая рама и черпаковая цепь).

Черпаковая цепь состоит из отдельных черпаков (ковшей) 13 вместимостью по 50—600 л, шарнир но соединенных между собой. Черпаки изготовляют из марганцовистой стали. Черпаковая рама представляет собой металлическую балку коробчатого сечения, верхний конец которой скобой опирается на вал верхнего барабана 3. К черпаковой раме крепятся опорные ролики, которые поддерживают черпаковую цепь. Длина рамы (17—92 м) определяет возможную глубину черпания. Верхний барабан шестигранной формы является ведущим, а нижний 15 — круглой формы — направляющим.

При прохождении через верхний барабан порода из черпаков разгружается в завалочный лоток 4, а из него поступает в промывочную бочку 5, в которой происходит размыв песков. Промывочная бочка драги с черпаками вместимостью по 380 л имеет диаметр 2,5 м и длину 15,4 м. Размытые пески через отверстия в бочке поступают в распределитель, а из него на шлюзы 11 и в отсадочные машины. Шлюзы располагают поперек и вдоль драги в два или три яруса. Общая площадь шлюзов измеряется сотнями квадратных метров (например, на драге с черпаками вместимостью по 210 л она составляет 316 м<sup>2</sup>).

Прошедшие через шлюзы пески (эфели) направляются в отвал позади драги по эфельным колодам 9, являющимся непосредственным продолжением шлюзов. Крупный материал через галечный лоток 7 поступает на ленту конвейерного отвалообразователя и размещается в отвале крупной фракции.

Промпродукт из отсадочных машин поступает на концентрационные столы, на которых происходит выделение концентрата.

Перемещение драги производится маневровыми лебедками с помощью свай. Свая (коробчатая балка со стальным наконечником) подвешивается на канате, может опускаться и подниматься, двигаясь в специальных направляющих. На каждой драге устанавливают по две сваи. В процессе работы одна из свай драги опущена вниз и конец ее находится в породах отвала. Относительно этой сваи драга может поворачиваться вправо и влево на определенный угол. Для поворота на драге установлены две маневровые лебедки, канаты от которых проходят через блоки, укрепленные на берегу, и крепятся к драге.

Черпаковая рама опускается на забой, черпаковая цепь приводится в движение и драга поворачивается одной из маневровых лебедок вокруг сваи вправо или влево. После отработки одного слоя опускают черпаковую раму на следующий слой и, поворачивая драгу второй лебедкой в обратном направлении, отработывают этот слой. Отработав забой на всю высоту, зачищают плотик и поднимают раму. После отработки одной заходки драгу поворачивают в сторону рабочей сваи до предела, опускают в грунт вторую сваю и поднимают первую. Затем, развернув драгу в противоположную сторону, опускают первую сваю и поднимают вторую. В результате таких движений драга переместится вперед на величину одного шага. Величина шага зависит от расстояния между сваями и угла разворота драги (60—120°) и составляет 2—8 м. Небольшие драги не имеют свай и перемещаются пятью маневровыми лебедками.

В качестве силового оборудования на драгах устанавливают электродвигатели, суммарная мощность которых достигает 1500—2000 кВт и более. Драгу обслуживают 10—15 чел. во главе с драгером, на которого возложено общее руководство работами.

Наиболее крупная драга 600Д имеет черпаки вместимостью 600 л и глубину черпания 50 м. Завалочный бункер драги снабжен автоматическим устройством для удаления за борт валунов размером более 500 мм. Промывочная бочка имеет диаметр 3,2 м и длину 21 м. Управление драгой дистанционное, автоматическое с применением промышленной телевизионной установки. Для сообщения между этажами смонтирован лифт. Драгой управляет экипаж из 8—9 чел. Ниже приведена ее техническая характеристика.

Габариты, м:

длина	-----	236
ширина	-----	53,7
высота от уровня воды	-----	50
Длина черпаковой рамы, м	-----	92
Число черпаков в цепи	-----	169
Длина свай, м	-----	28
Масса свай, т	-----	68
Общая установленная мощность, кВт	-----	7 300

Масса драги, т	10854
Производительность драги, м <sup>3</sup> /ч	580—600

Россыпи, не имеющие достаточного притока воды для дражной разработки, требуют предварительного обводнения. Воду подводят в верхнюю часть долины по канавам или трубам из ближайшей реки или водоема. Если мощность торфов относительно невелика и они не содержат включений, нарушающих процесс обогащения или затрудняющих их выемку (валуны, пни и корни растений), специальных работ по удалению торфов не ведут и отработку их наряду с выемкой песков ведут драгой. В неблагоприятных для дражной разработки условиях вскрышные работы осуществляют бульдозерами, скреперами или экскаваторами. Применяют два основных способа вскрытия: котлованный и плотинный.

При котлованном вскрытии драгу монтируют на борту котлована с последующим спуском в него драги после заполнения котлована водой. При небольших притоках воды монтаж драги может вестись в самом котловане, что позволяет избежать такой сложной и ответственной операции, как спуск драги в водоем.

При плотинном вскрытии драгу монтируют на поверхности россыпи и она всплывает после заполнения водой участка, огражденного плотиной.

Разработка россыпи может вестись в направлении восстания или падения долины. Отработка россыпи по восстанию позволяет повысить извлечение металла, так как водой уносятся от забоя илистые частицы.

Большой уклон плотика осложняет дражную разработку, так как требует применения тех или иных мероприятий по поддержанию уровня воды в дражном разрезе на определенных отметках.

*Системы дражной разработки* классифицируют в зависимости от ширины россыпи. Длина хода зависит от уклона плотика и способа поддержания уровня воды в дражном разрезе. Система разработки поперечными ходами характеризуется перемещением драги поперек россыпи. После отработки каждой ленты драга поворачивается у борта россыпи и, двигаясь в обратном направлении, отрабатывает следующую ленту.

Выбор той или иной системы разработки зависит от размеров россыпи, способа маневрирования драги, потребности в металле и других факторов. Так, система разработки продольными ходами позволяет отработать в первую очередь наиболее богатую часть россыпи (струю), что способствует быстрейшей окупаемости оборудования. Система поперечными ходами обеспечивает более полную отработку бортов россыпи, что имеет большое значение при отработке россыпей с непостоянной шириной.

Отвалы, размещаемые позади драги, заваливают часть песков по бокам поперечного или продольного хода. При выемке соседних лент извлечение заваленных песков требует переработки большого количества хвостов. Поэтому иногда заваленные пески не отрабатывают, составляя их в целиках. Чем шире дражный забой, тем меньше потери песков.

Дражный способ разработки наиболее высокопроизводительный и экономичный. Он может применяться для разработки очень бедных россыпей. Суточная производительность крупных драг достигает 10—12 тыс. м<sup>3</sup>, а годовая (в благоприятных условиях) — 2—4 млн. м<sup>3</sup>. Эксплуатационные потери при дражной разработке находятся в пределах 2—5%, а технологические, связанные с обогащением песков, — 5—8%. Разубоживание песков составляет 2—10%.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

*Краткая история горного дела.* Для изготовления орудий труда человек вынужден был добывать кремь и другие прочные породы. Шахты древних времен представляли собой ямы диаметром до 2 м и глубиной около 10 м с отходящими вбок выработками высотой до 1 м. За много столетий до нашей эры люди умели уже добывать золото, янтарь и сырье для красок, позднее — медь, олово, а затем и железо. Применение железных орудий (кирки, клинья, молоты) позволило разрабатывать крепкие породы. Для отбойки широко использовался огневой способ: в забое разводили костер и породы растрескивались при нагреве. Некоторые древние рудники сохранились и до нашего времени.

Настоящая революция в горном деле произошла в результате применения ВВ. Первым ВВ, использованным в горном деле, был порох (XVII в.). Через два столетия порох был вытеснен динамитом, а затем в XX в. широкое распространение получили аммиачно-селитренные ВВ.

В XI—XIII вв. в России добывали соль, серу, слюду, в XV—XVII вв. — руды железа и цветных металлов. Первый в России железоделательный завод был построен в 1628 г. на реке Нице в Приуралье, а первый медеплавильный — в 1640 г. Особенно быстрое развитие получило горное дело при Петре I, когда на Урале на рубеже XVII—XVIII вв. было построено несколько железоделательных заводов. В начале XVIII в. начиналась разработка крупных железорудных месторождений: Алапаевского (1704 г.), Высокогорского (1721 г.), Гороблагодатского (1735 г.). Позднее железную руду стали добывать на Бакальском и Магнитогорском месторождениях.

Развитие горного дела обусловило необходимость систематизации накопленных знаний и достаточно широких обобщений. Эту задачу выполнил выдающийся ученый и практический деятель своего времени Георгий Агрикола, основным трудом которого явилось сочинение «О горном деле и металлургии в XII книгах», изданное в 1556 г. и ставшее энциклопедией горного дела и металлургии в течение длительного времени.

Начало русской горной науке было положено великим русским ученым М. В. Ломоносовым. Первым капитальным трудом по горному делу явилась его книга «Первые основания металлургии или рудных дел», написанная в 1742 г., а изданная в 1763 г. В ней исчерпывающе изложены принципы и техника разработки рудных месторождений, вскрытие, проведение горных выработок, дано описание подъема, водоотлива, вентиляции, маркшейдерского дела и др. Теория естественного проветривания рудников, предложенная М.В. Ломоносовым, не потеряла своего значения до нашего времени. Значительным событием явилось издание в 1843 г. проф. А. И. Узатисом первого русского учебника для высшей горной школы — «Курс горного искусства». Свыше 30 лет эта книга являлась источником знаний для учащихся высшей школы.

В 1709 г. по указу Петра I на Урале была открыта первая горнозаводская школа, от которой ведет свое начало Нижнетагильский горно-металлургический техникум. В 1715 г. была учреждена горно-металлургическая школа в Петрозаводске, а несколько позднее ряд горных школ в других городах на Урале (Уктус, Кунгур, Соликамск и др.). В 1773 г. основано Санкт-Петербургское горное училище — первое в России и одно из старейших в мире высших учебных заведений по горному делу (ныне Ленинградский горный институт им. Г.В. Плеханова).

Высокие темпы развития горнорудной промышленности, достигнутые в России в XVIII в., по ряду экономических и политических причин были значительно снижены в XIX в. Если за 1700—1800 гг. ежегодная выплавка чугуна в стране возросла в несколько десятков раз и составила к концу XVIII в. около 164 тыс. т, то за последующие 60 лет производство его не успело удвоиться.

Некоторое оживление горнорудной промышленности произошло во второй половине XIX в., после отмены крепостного права, и начале XX в. Однако, несмотря на это, по ее развитию Россия значительно отставала от других европейских государств. Горнорудная промышленность страны характеризовалась низким уровнем добычи и базировалась «на ручном труде. Особенно большое отставание наблюдалось в добыче руд цветных и редких металлов. Шпуры бурили в основном вручную, вручную же осуществлялась погрузка руды, а также ее доставка (тачками или в небольших вагонетках). По капитальным выработкам транспортирование руды производили гужевым транспортом. Для подъема руды на промежуточных горизонтах использовали бадьи с ручным приводом. Только для подъема руды по стволам шахт и водоотлива применяли паровые

машины. Появившиеся в начале XX в. перфораторы и паровые экскаваторы имели ограниченное распространение в силу их незначительного числа. Несоблюдение предпринимателями элементарных правил техники безопасности приводило к массовым несчастным случаям на рудниках, особенно на угольных шахтах.

Вместе с тем, несмотря на низкий уровень практического состояния горнорудной промышленности, отечественная горная наука в этот период достигла определенных успехов и значительно опережала практику. В конце XIX и начале XX вв. начинается деятельность выдающихся ученых в области горного дела Б. И. Бокия, А. А. Скочинского, А. М. Терпигорева и М. М. Протодяконова.

В 1912 г. проф. Борисом Ивановичем Бокием (1873—1927 гг.) написан трехтомный «Практический курс горного искусства», ставший для горных инженеров того времени практическим руководством во всех областях их деятельности.

Акад. Александр Александрович Скочинский (1874—1960 гг.) известен в нашей стране и за рубежом как крупный специалист в области рудничной вентиляции. Им создана стройная теория проветривания рудников, являющаяся основой выбора и проектирования вентиляционных схем и сооружений.

Акад. Александр Митрофанович Терпигорев (1873—1959 гг.) известен как автор ряда книг по разработке месторождений полезных ископаемых, рудничному транспорту, креплению, механизации горных работ и активный пропагандист прогрессивных направлений в горной науке. Характерной особенностью его научной деятельности являлась постоянная и тесная связь с производством.

Проф. Михаилом Михайловичем Протодяконовым (1874 - 1930 гг.) в 1908 г. существенно развита гипотеза свода, обоняющая некоторые проявления горного давления. Предложенная им классификация горных пород по крепости сохранила свое значение до настоящего времени. Большая работа проделана М. М. Протодяконовым в области нормирования горных работ.

После победы Великой Октябрьской социалистической революции была поставлена задача восстановить производство и резко увеличить добычу полезных ископаемых и расширить сырьевую базу страны. В. И. Ленин, придавая первостепенное значение развитию горнорудной промышленности страны, уделял большое внимание расширению геологоразведочных работ, В 1919 г. вопреки мнению ряда специалистов о бесперспективности и несвоевременности разведок на Курской магнитной аномалии (КМА) он дал указание немедленно заняться этой проблемой, а в дальнейшем систематически интересовался ходом работ по изучению КМА.

Развитие горной промышленности потребовало организации широкой сети геологоразведочных работ, подготовки большого числа специалистов и высококвалифицированных рабочих, создания собственной базы горного машиностроения, реконструкции старых и введения в строй новых шахт и карьеров, расширения сети средних и высших горных учебных заведений.

Уже к началу первой пятилетки горнорудная промышленность достигла, а по многим рудам превысила довоенный уровень производства. С начала 30-х годов началось интенсивное развитие горного машиностроения.

В 1930 г. было начато производство отечественных одноковшовых экскаваторов вначале на Боткинском, а затем и на ряде других заводов. К 1941 г. их число достигло 3500, В 1932 г. свердловским заводом «Металлист» были изготовлены первые станки ударно-канатного бурения. С 1931 г. начато производство думпкаров грузоподъемностью 40 т. В 30-е годы приступили также к замене узкой колеи на широкую, электрификации железнодорожного транспорта и внедрению конвейерного транспорта на карьерах.

Для удовлетворения потребностей горной промышленности в специалистах был открыт ряд новых высших учебных заведений (Московская горная академия, Криворожский горнорудный институт), а также образованы горные факультеты в ряде индустриальных и политехнических институтов. Кроме того, были созданы специальные горные научно-исследовательские институты.

В 20—30-х годах широкую научную, деятельность развернули проф. Н. И. Трушков (1876—1947 гг.), специалист по разработке рудных месторождений, и акад. Л. Д. Шевяков (1889—1963 гг.), выдающийся ученый в области разработки угольных месторождений.

С 1930 г. начата подготовка инженеров по открытой разработке месторождений полезных ископаемых в Московском горном институте. Ее инициатором был проф. Е. Ф. Шешко (1901 — 1961 гг.), крупный специалист в области открытых горных работ.

Но особенно бурное развитие горная промышленность получает после Великой Отечественной войны. Был взят курс на преимущественное развитие открытых горных работ, создание и применение высокопроизводительного горного оборудования. В начале 50-х годов находит широкое применение экскаватор СЭ-3 с ковшем вместимостью 3 м<sup>3</sup>, начат выпуск мощных шагающих экскаваторов (ЭШ-14/65) и автосамосвалов МА3-525 грузоподъемностью 25 т, все большее распространение получает конвейерный транспорт.

Выпуск и применение в последующие годы более совершенного и производительного оборудования (станков шарошечного бурения СБШ-250, СБШ-200, карьерных экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И, шагающих экскаваторов ЭШ-15/90 и ЭШ-25/100, думпкаров грузоподъемностью 95 и 120 т, автосамосвалов БелАЗ-540 и БелАЗ-548) позволили довести долю в 1970 г. открытых горных работ в добыче сырой железной руды до 78 %, марганцевой — до 61,5 %, руд цветных и редких металлов — до 70 %.

Большое значение в росте добычи железных руд имел ввод в эксплуатацию новых железорудных месторождений в центре европейской части страны, Сибири и Казахстана, а в росте добычи руд цветных и редких металлов — ввод в строй крупных комбинатов: Райского и Кальмакырского (меднорудные), Каджарского (медно-молибденового), Сорского (молибденового).

Прогресс горнорудной промышленности был бы невозможен без того громадного вклада, который внесли научно-исследовательские и проектные горные институты (ИГД АН СССР, Гипроруда, Унипромедь, Гипрорудмаш и др.), без десятков высших и средних специальных учебных заведений, подготовивших тысячи специалистов для действующих и вновь открываемых шахт и карьеров.

Большой вклад в развитие горной науки в послевоенные годы внес акад. Н. В. Мельников (1909—1980 гг.). С его именем связаны прогресс в области открытых горных работ, организация новых горнорудных и угольных предприятий, комплексное освоение недр.

В настоящее время по добыче минерального сырья наша страна занимает ведущее место в мире. Достаточно сказать, что в 1987 г. в СССР добыто более 545 млн. т сырой и 250 млн. т товарной железной руды.

*Основные направления развития горнорудной промышленности.*

Задачи, поставленные Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года, требуют дальнейшего увеличения добычи полезных ископаемых.

Общая тенденция в развитии горнодобывающей промышленности — концентрация производства на базе технического перевооружения горных предприятий и повышение эффективности производства. В одиннадцатой пятилетке более 50 % железных руд было добыто на карьерах с годовой производительностью более 20 млн. т. Предусматривается дальнейшее повышение мощности предприятий.

Выполнение поставленных перед горной промышленностью задач сопряжено с постоянным усложнением горно-геологических и горнотехнических условий разработки. Поэтому повышение эффективности производства требует постоянного совершенствования техники и технологии добычи полезных ископаемых.

На открытых работах намечено дальнейшее техническое перевооружение буровзрывных работ за счет применения новых буровых станков с износостойким буровым инструментом. Будут продолжены работы по созданию новых машин и агрегатов с использованием физических методов разрушения горных пород (гидравлический, ультразвуковой, высокочастотный и др.) систем и аппаратуры для программированного управления работой буровых станков. Совершенствованию подлежат схемы взрывания, позволяющие одновременно разрушать большие объемы горных пород (250—300 тыс. м<sup>3</sup>). Все большее распространение получают средства механизации зарядания скважин и погрузочно-разгрузочных работ.

В одиннадцатой пятилетке на карьерах наиболее распространенным был экскаватор ЭКХ-8И. Начали применяться экскаваторы ЭКГ-12,5. С 1984 г. рекомендованы к серийному

производству экскаваторы ЭКХ-20, успешно работающие в Нерюнгринском угольном разрезе и в железорудном карьере Центрального ГОКа. На Уралмашзаводе изготовлены первые отечественные гидравлические карьерные экскаваторы ЭГ-12 и ЭГ-20. Продолжают совершенствоваться также шагающие экскаваторы. Хорошо зарекомендовали себя экскаваторы ЭШ-20/90 и ЭШ-40/85. Несмотря на высокий коэффициент использования экскаваторов, затраты времени на вспомогательные работы (проходку трасс, зачистку горизонтов, подготовку буровых площадок и др.) значительны. Применение на этих работах мощной мобильной вспомогательной, техники позволит еще более полно реализовать возможности используемых экскаваторов.

Доля автомобильного транспорта в перевозках на карьерах достигла 65 %, а железнодорожного уменьшилась до 25 % (в железорудной промышленности соответственно 47 и 43 %). Увеличение в двенадцатой пятилетке на карьерах Минчермета СССР парка автосамосвалов большой грузоподъемности позволит существенно улучшить показатели работы транспорта.

Будет продолжено внедрение поточной и циклично-поточной технологии. Для обеспечения поточной технологии необходим выпуск роторных экскаваторов производительностью 10—15 тыс. м<sup>3</sup>/ч и мощных конвейерных установок с высокопрочными резиновыми лентами. В карьерах с крепкими породами возрастут масштабы применения циклично-поточной технологии, успешно используемой на Ингулецком, Южном, Северном, Оленегорском и ряде других ГОКов. Для повышения эффективности ЦПТ необходимо создание более мобильного дробильного оборудования.

Ускорение научно-технического прогресса в горнорудной промышленности невозможно без широкого внедрения электронно-вычислительной техники. Автоматизированная система управления (АСУ) горнотранспортным комплексом «Гермес» внедрена и эффективно используется на карьерах Ингулецкого и Лебединского ГОКов. Она дала возможность повысить производительность горнотранспортного оборудования на 7—15 % без дополнительных капитальных вложений. Созданный на Ингулецком ГОКе вычислительный центр позволяет решать различные задачи по подготовке производства и технико-экономическому планированию, оперативному управлению основным и вспомогательным производством, материально-техническому снабжению и другим вопросам.

Применение автоматического управления горными машинами повышает эффективность их работы. Так, использование аппаратуры управления процессом шарошечного бурения увеличивает производительность на 20 % и снижает затраты на 15 %.

Непрерывно увеличивающаяся глубина карьеров выдвигает в число первоочередных задач разработку мероприятий по эффективной вентиляции карьеров и повышению устойчивости откосов их бортов.

Интенсивное развитие открытых работ ставит задачу расширения масштабов рекультивации (восстановления) поверхности.

На подземных горных работах предстоит освоить новое более производительное оборудование.

На шахтах Кривбасса внедряются новые перфораторы ПП-50В и ПТ-48А, имеющие повышенную на 15 % производительность, буровые станки шарошечного бурения БШ-200С, позволяющие бурить по крепким породам скважины диаметром до 250 мм и глубиной до 80 м со скоростью, в 2—2,5 раза превышающей обычную. Создаются буровые станки пневмоударного бурения, работающие на повышенном (до 2 МПа) давлении сжатого воздуха, что позволяет увеличить их производительность в 2—3 раза. Целесообразен перевод на повышенное давление воздуха других горных машин.

Должны найти дальнейшее распространение проходческие комбайны типа КВ, предназначенные для бурения восстающих длиной до 100 м по средней крепости и крепким породам. Скорость проходки восстающих такими комбайнами — до 300 м/мес.

С учетом того, что удельный вес восстающих выработок достигает 45 % общей протяженности горно-подготовительных выработок, использование комбайнов типа КВ позволит добиться значительного экономического эффекта.

Перспективным является создание станков для бурения скважин диаметром 400—600 мм на глубину до 1200—1500 м. Это дает возможность организовать доставку сыпучих, жидких и

штучных материалов с поверхности в шахту по скважинам.

Будет возрастать удельный вес самоходного оборудования в общем объеме применяемой горной техники. Предстоит решить задачу повышения уровня механизации вспомогательных процессов, доля которых в общей трудоемкости работ даже на крупных шахтах достигает 30—35 %. При этом в силу специфики подземных горных работ особенно необходимы программное и дистанционное управление добычными машинами, внедрение средств робототехники. Их применение позволит исключить пребывание людей в опасных забоях, облегчить условия труда, повысить производительность труда за счет оптимизации режимов работ.

С ростом глубины горных работ повышается горное давление. Это требует совершенствования конструкций систем разработки и ведения работ: уменьшения горизонтальных размеров блока, концентрации очистной выемки, повышения скорости выпуска руды и т.д. Эффективным средством повышения производительности выпуска является совершенствование технологии буровзрывных работ путем изыскания оптимальных режимов короткозамедленного взрывания, точного соответствия фактического и проектного расположения скважин, механизации их заряжания, при которой обеспечивается высокая плотность зарядов ВВ, уменьшения в некоторых случаях числа обнаженных плоскостей.

Будет возрастать удельный вес систем разработки с закладкой очистного пространства. Применение таких систем на большой глубине делает целесообразным сооружение обогатительной фабрики непосредственно в подземных условиях. Это позволит использовать отделяемые от рудной массы пустые породы в качестве закладочного материала.

Одно из направлений в совершенствовании систем разработки — применение выпуска руды на почву выработок откаточного горизонта с последующей погрузкой ее подземными экскаваторами или другими погрузочными машинами в шахтные вагонетки или на конвейер.

Серьезные задачи стоят и в области проветривания шахт. При разработке мощных рудных залежей большой протяженности целесообразно применять нагнетательно-всасывающую схему проветривания, необходимо переводить шахты на автоматический контроль и управление рудничной атмосферой по содержанию в ней кислорода, пыли и вредных газов.

Большое распространение должны получить геотехнологические способы добычи твердых полезных ископаемых через скважины. В настоящее время способом выщелачивания добываются уран и медь, способами возгонки и растворения — сера и соли. Предстоит найти растворители низкой стоимости для оксидов молибдена и сурьмы, сульфидов серебра, бокситов и каменного угля.

Начата эксплуатация минеральных богатств океана. Расчеты • показывают, что при широких масштабах добычи стоимость концентрата будет в 2—2,5 раза ниже, чем при разработке месторождений на суше. По мнению ряда специалистов, океанское дно в будущем станет основным источником получения минерального сырья. 314

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Агошков М.Я., Борисов С.С, Боярский В. А.* Разработка рудных и нерудных месторождений. М., Недра, 1983.
2. *Баранов А. О.* Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М., Недра, 1985.
3. *Барите Е. Г.* Взрывные работы на подземных рудниках. М., Недра, 1965.
4. *Борисов С.С, Клоков М.Я., Горновой Б. А.* Горное дело М Мир, 1978.
5. *Вороновский К. Ф., Пухов Ю. С, Шелоганов В. И.* Горные, транспортные и стационарные машины. М., Недра, 1985.
6. *Горное дело. Терминологический словарь/Л. И. Барон, Г. И Демидюк Г. Д. Лидин и др.* М., Недра, 1981.
7. *Горное дело/Ю. П. Астафьев, В. Г. Близнюков, О. Г. Шекун и др.* М., Недра, 1980.
8. *Заплавский Г. А., Лесных В. А.* Горные работы, проведение и крепление горных выработок. М., Недра, 1986.
9. *Иванов К. Я., Латышев В. А. Андреев В. Д.* Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых/М., Недра, 1987.
10. *Именитое В. Р.* Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1984.
11. *Косков Г. И.* Новые материалы и конструкции крепи горных выработок. М., Недра, 1987.
12. *Мельников Н. И.* Анкерная крепь. М., Недра, 1980.
13. *Механизация взрывных работ/М. Ф. Друкованный, Э. И. Ефремов, Н. М. Бондаренко и др.* Под общ. ред. М. Ф. Друкованного. М., Недра, 1984.'
14. *Панаева Г.Г., Нанаев А. И.* Горные машины и комплексы для добычи руд. М., Недра, 1982.
15. *Носков В.Ф., Комащенко В.Я., Жабин Н.И.* Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. М., Недра, 1982.
16. *Нормативный справочных по буровзрывным работам/Ф. А. Авдеев Н. В. Гуров, В. Х. Кантор.* М., Недра, 1986.
17. *Нурок Г. А.* Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. М., Недра, 1985.
- 1.8. *Подземный транспорт шахт и рудников/Под общ. ред. Г. Я. Пейсаховича, И. П. Ремизова.* М., Недра, 1985.
19. *Спиваковский А. О.* Транспорт в горном деле. М., Наука, 1985.
20. *Справочник инженера-шахтостроителя. В 2-х томах/Под общ ред В. В. Белого.* М., Недра, 1983.
21. *Справочник по горнорудному делу/Под ред. В. А. Гребенюка, Я. С. Пыжьянова, И. Е. Ерофеева.* М., Недра, 1983.
22. *Умнов А. Е.* Охрана труда и противопожарная защита в горнорудной промышленности. М., Недра, 1985.
23. *Харев А. А.* Рудничная вентиляция и борьба с подземными пожарами М., Недра, 1985.
24. *Хохряков В. С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1982.