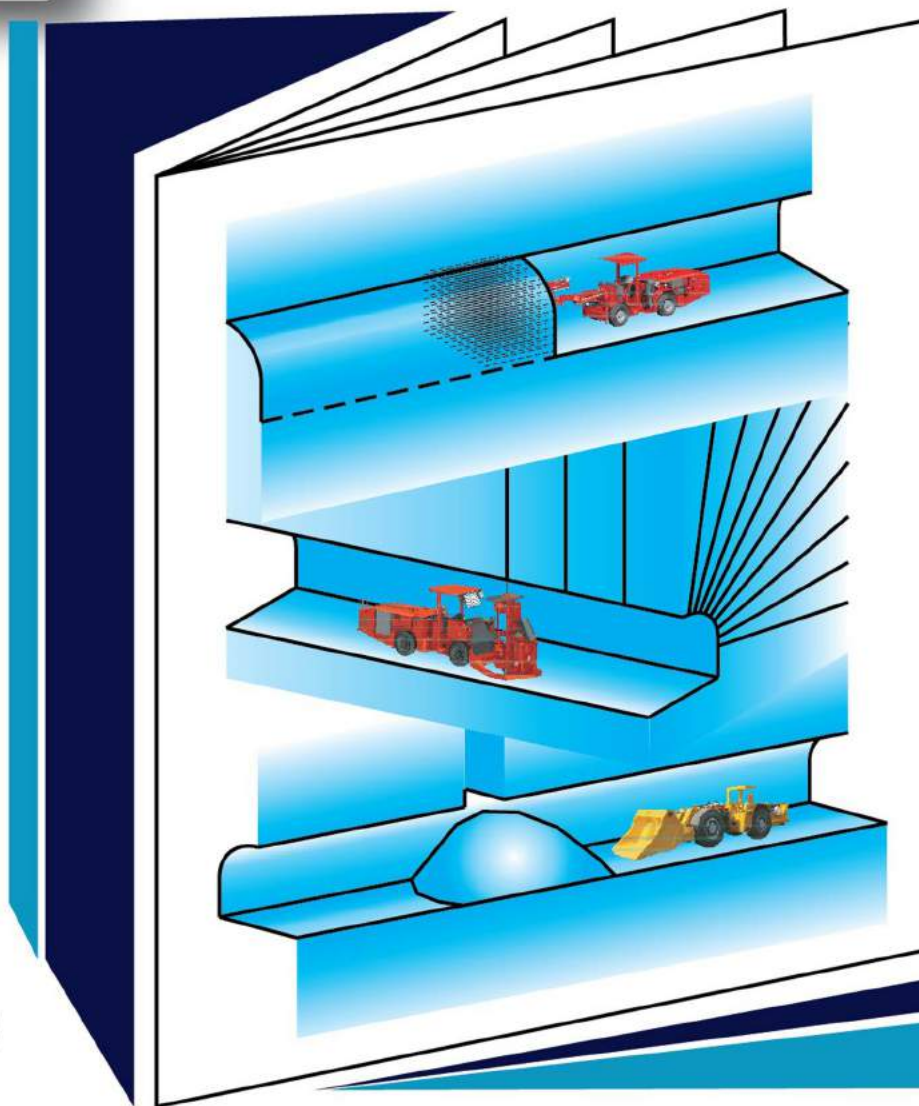




О.Е. Хоменко  
М.Н. Кононенко  
С.А. Зубко

# ПРОЦЕССЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ВЫСШЕЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ  
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»



**О.Е. Хоменко**  
**М.Н. Кононенко**  
**С.А. Зубко**

# **ПРОЦЕССЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Учебник

Днепропетровск  
НГУ  
2015

УДК 622.34(075)

ББК 33.33я7

X76

*Рекомендовано до видання  
вченою радою Державного вищого навчального закладу  
«Національний гірничий університет» як підручник  
для студентів напряму підготовки «Гірництво»  
(протокол № 11 від 29.12.2014).*

Рецензенти:

*В.О. Калініченко* – д-р техн. наук, професор, декан гірничого факультету (Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет»);

*З.Р. Маланчук* – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри розробки родовищ корисних копалин (Національний університет водного господарства та природокористування).

**Хоменко О.Е.**

**X76** Процессы при подземной разработке рудных месторождений: учебник / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, С.А. Зубко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. – Д.: НГУ, 2015. – 202 с.

Содержание издания соответствует образовательно-профессиональной программе подготовки бакалавров по направлению «Горное дело», в частности программе дисциплины «Процессы при подземной разработке рудных месторождений».

Рассмотрено горно-геологические условия разработки рудных месторождений, сведения о производственных процессах на горнорудных предприятиях и их классификация. Представлены и детально описаны процессы при проведении горных выработок и ведении очистных работ, а также при выполнении вспомогательных процессов.

Подготовленный специалист будет эффективно управлять рабочими процессами и успешно усовершенствовать технологию подземной разработки рудных месторождений.

Рекомендовано для студентов горного профиля, научно-педагогических и научно-технических работников высших учебных заведений, научно-исследовательских институтов и проектных организаций, а также для инженерно-технических работников горнорудных предприятий.

УДК 622.34(075)

ББК 33.33я7

© О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко,  
С.А. Зубко, 2015

© Державний ВНЗ «Національний  
гірничий університет», 2015

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	4
1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ .....	5
1.1. Горно-геологические условия разработки рудных месторождений .....	5
1.2. Классификация производственных процессов подземных горных работ .....	19
Литература к разделу 1 .....	26
2. ПРОЦЕССЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК .....	27
2.1. Общие сведения .....	27
2.2. Рабочие процессы при проведении горизонтальных горных выработок .....	31
2.3. Расчет продолжительности рабочих процессов .....	82
2.4. Процессы при проведении вертикальных горных выработок .....	85
Литература к разделу 2 .....	103
3. ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ .....	105
3.1. Общие сведения .....	105
3.2. Отбойка руды .....	106
3.3. Доставка и выпуск руды .....	155
3.4. Вторичное дробление и ликвидация завесаний руды .....	172
3.5. Поддержание очистного пространства .....	174
Литература к разделу 3 .....	184
4. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ .....	187
4.1. Рабочие процессы обеспечения очистных работ .....	187
4.2. Вспомогательные рабочие процессы .....	193
Литература к разделу 4 .....	197
ПРЕДМЕТНО-АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ .....	199

## **ВВЕДЕНИЕ**

Отличительной особенностью подземной разработки рудных месторождений является более высокая сложность, как самой технологии разработки, так и отдельных рабочих процессов. В первую очередь это связано со значительным разнообразием применяемых систем разработки, широким спектром используемого оборудования и материалов, а также их многовариантным комбинированием при производстве подготовительных, нарезных, очистных и вспомогательных видов работ. Так, например, в ходе разработки угольных месторождений производственные процессы подземных горных работ являются более простыми в организационном исполнении, которые не имеют такого объема подготовительных и нарезных работ, а также обладают более тесной взаимосвязью с самой технологией разработки. Все эти факторы влияют на формирование количества и качества преподаваемых дисциплин в программе подготовки специалистов по горному делу.

Дисциплина «Процессы при подземной разработке рудных месторождений» является предметом, который позволяет получить навыки организации и управления процессами подземных горных работ, что развивает объемное визуальное представление отдельных элементов систем разработки, которые тесно связаны с комплексами горного оборудования. Изучение последующей дисциплины «Технология подземной разработки рудных месторождений» предопределяет наличие знаний о процессах, выполняемых при разных производственных стадиях разработки рудных месторождений подземным способом. В дальнейшем это дает возможность более глубокого и эффективного изучения систем вскрытия, подготовки и вариантов систем разработки, расчета технико-экономических показателей, а также их оценки с целью выбора или усовершенствования.

Предлагаемый учебник содержит горно-геологические условия разработки рудных месторождений, сведения о производственных процессах на горнорудных предприятиях и их классификацию. Далее представлены и детально описаны процессы при проведении горных выработок и ведении очистных работ, а также при выполнении вспомогательных процессов. Подготовленный специалист будет эффективно управлять рабочими процессами и успешно совершенствовать технологию подземной разработки рудных месторождений.

## 1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

### 1.1. Горно-геологические условия разработки рудных месторождений

**Полезным ископаемым** называют любое природное минеральное вещество, которое при современных технико-экономических условиях целесообразно извлекать из недр Земли для промышленного использования.

**Месторождение полезного ископаемого** – это его естественное скопление в земной коре. Месторождение считается промышленным, если разработка его в данных экономических и географических условиях при современном уровне техники целесообразна. По физическому состоянию различают полезные ископаемые твердые (руды металлов, угли, горно-химическое и строительное сырье и др.), жидкие (нефти, минеральные воды) и газообразные (горючие газы).

Твердые полезные ископаемые по промышленному назначению и характеру использования в промышленности подразделяют на три группы:

- горючие или топливо – угли, горючие сланцы, торф;
- металлические – руды металлов (железные, медные, алюминиевые, золотосодержащие и др.);
- неметаллические – сера, поваренная соль, апатит и др.

Также принято подразделять полезные ископаемые на *рудные* и *нерудные*. Отличительной чертой рудных ископаемых является необходимость дальнейшей их переработки для извлечения содержащихся в них полезных компонентов. Горные породы, окружающие месторождение или включенные в него и не содержащие металла (полезного минерала) или содержащие его в количестве, недостаточной для промышленной переработки называют **пустыми породами**.

**Рудная залежь** – скопление руды в земной коре, отчетливо ограниченное от окружающих пород. Размеры залежей по простиранию и падению пород изменяются от нескольких десятков до сотен метров, а отдельные залежи простираются на несколько километров. **Рудное тело** – естественное скопление руды, ограниченное со всех сторон и приуроченное к определенному структурно-геологическому элементу или комбинации таких элементов. Запас рудных тел составляет от нескольких тысяч до нескольких миллионов тонн, иногда превышает миллиард тонн. Месторождения обычно представлены несколькими, иногда многими рудными телами, рассредоточенными на значительной площади в пространстве по падению и простиранию. Запас одного месторождения изменяется от сотен тысяч тонн до нескольких миллиардов тонн.

**Боковые породы (вмещающие породы)** это горные породы, непосредственно ограничивающие залежь (пласт, жилу) полезного ископаемого. При горизонтальном и пологом залегании залежи нижележащий пласт горных пород называется **почвой**, вышележащий – **кровлей**. В случае наклонного или крутопадающего залегания залежи различают боковые породы **висячего бока**, находящиеся над залежью и **лежащего бока**, находящиеся под залежью. Вмещающие породы обладают таким же свойствами, как и руда, разнообразием в части крепости и устойчивости. Что касается содержания в них полезных компонентов, то иногда оно практически равно нулю и контакт рудного тела с ними вполне

отчетливый. Но во многих месторождениях содержание металла в руде убывает постепенно, и рудные тела имеют лишь условные границы, определяемые опробованием и соответствующие принятому на данный период бортовому (т. е. минимально допустимому по границам рудных тел) содержанию полезного компонента. В первом случае, т. е. при отчетливых контактах более жесткие требования предъявляются к точности контуров отбойки и чистоте выемки без засорения руды вмещающими породами.

Залежи металлических руд чаще имеют неправильную форму, далекую от любой геометрической фигуры. По форме рудные тела можно разделить на три типа: изометрические – одинаково развитые во всех трех направлениях в пространстве, столбообразные – вытянутые в одном направлении в глубину и пластообразные – вытянутые в двух направлениях.

К первому типу рудных тел изометрической формы относятся штокверки, штоки и гнезда (рис. 1.1). **Штокверк** – рудное тело, образованное массой горной породы, пронизанной густой сетью различно ориентированных жил и мелких прожилков, содержащих рудные минералы. Такие же минералы в форме вкраплений обычно находятся в породах, пересекаемых прожилками. Штокверки бывают площадные и линейные. Площадные штокверки имеют изометричные очертания с извилистыми границами. Линейные штокверки вытянуты в одном направлении. Размеры их колеблются от десятков метров до километров. Штокверки относятся к группе гидротермальных образований, возникших при отложении металлоносного вещества из горячих минерализованных растворов, циркулировавших среди трещиноватых горных пород. К ним относятся некоторые месторождения руд меди, молибдена, вольфрама, золота, олова и других металлов.

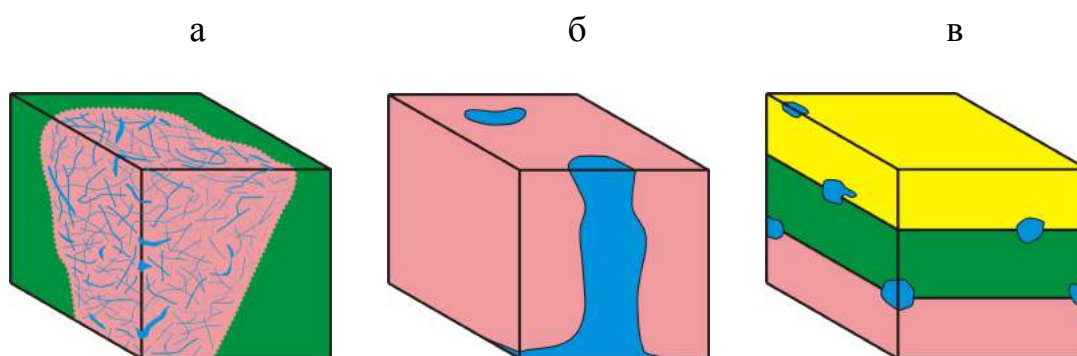


Рис. 1.1. Рудные месторождения изометрической формы: а – штокверк; б – шток; в – гнездо

**Шток** – тело горных пород или полезных ископаемых, имеющее цилиндрическую, каплевидную или изометрическую форму. Имеет секущие контакты неправильных очертаний с вмещающими породами, осложнённые утолщениями и ответвлениями. Размеры в поперечном разрезе от нескольких метров до несколько километров, по длинной оси – до несколько километров. По условиям образования различают: тектонические, магматические и метасоматические. Тектонические образуются вследствие выдавливания пластического вещества

горных пород при их тектонических деформациях. Примером могут служить каменные соли в областях диапировой тектоники. Магматические образуются при внедрении магматического расплава. На ранней геосинклинальной стадии формируются из ультраосновных и основных пород, а также ассоциированные с ними хромитов и титаномагнетитов, на средней стадии из гранитных пород, на поздней стадии геосинклинального цикла и в платформенных условиях создаются из сиенитов, порфиоров, порфириров, диабазов, андезитов и др. Метасоматические образуются при замещении горных пород минеральными веществами, отлагающимся из циркулирующих в земной коре горячих гидротермальных растворов. К ним относятся руды меди, свинца, цинка, олова, сурьмы и других металлов.

**Гнездо** – относительно не крупное локальное скопление полезного ископаемого, обычно не более 1 м в поперечном сечении. Это обычно наиболее богатые части рудных месторождений, пригодные для добычи.

Ко второму типу рудных тел столбообразной формы относятся столбы и линзы (рис. 1.2). Столбообразную форму имеют многие коренные месторождения алмазов (кимберлитовые трубки). **Столб** в глубину распространяется на километры при размерах горизонтального поперечного сечения в сотни метров. Так, например, в Криворожском бассейне к столбообразным принято относить рудные тела, длина которых превышает мощность не более чем в шесть раз.

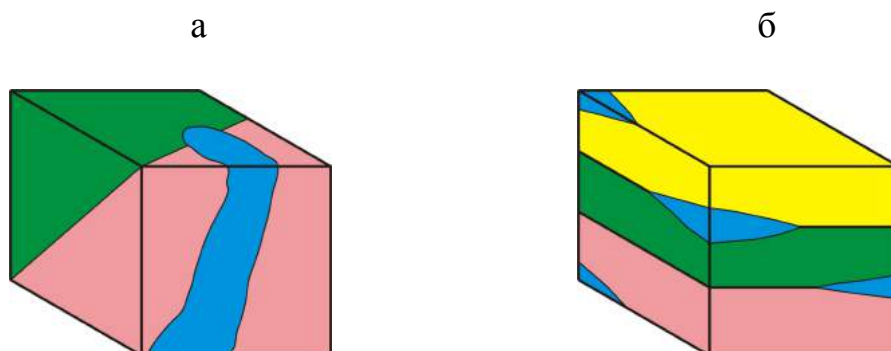


Рис. 1.2. Рудные месторождения столбообразной формы: а – столб; б – линза

**Линза** – геологическое тело линзовидной формы, выклинивающееся по всем направлениям. Толщина линзы по сравнению с её протяжённостью невелика. Линзы представляют собой переходную форму между первой и третьей группами.

К рудным телам третьей группы относятся пласты и жилы (рис. 1.3). **Пласт** – геологическое тело, имеющее плоскую форму, при которой его мощность во много раз меньше размеров площади его распространения, обладающее однородными признаками и ограниченное более или менее параллельными поверхностями: верхней – кровлей и нижней – подошвой. Пласты слагаются осадочными, вулканогенно-осадочными или метаморфическими горными породами.



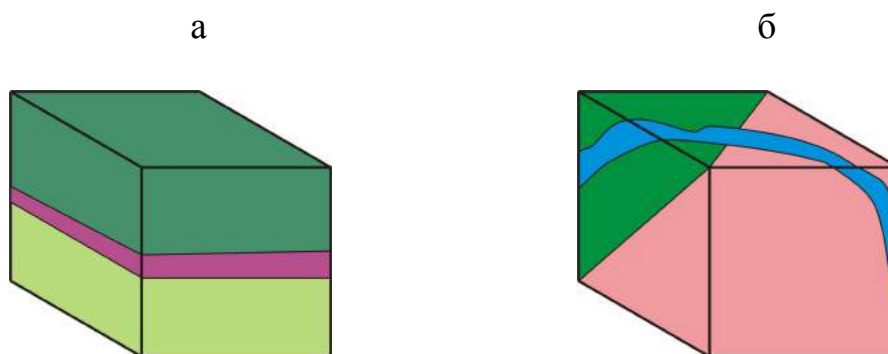


Рис. 1.3. Рудные месторождения пластообразной формы: а – пласт; б – жила

**Жила** – пластинообразное геологическое тело, образовавшееся в результате заполнения трещины минеральным веществом либо вследствие метасоматического замещения им горных пород вдоль трещины. Длина жил колеблется от 1 км и менее до 200 км (золоторудные жилы). По падению некоторые жилы выклиниваются на близком расстоянии от земной поверхности, а другие разрабатываются на глубине более 3 км. В отличие от даек, сложенных преимущественно магматическими горными породами, жила сложена рудными минералами (кварц, карбонаты, сульфиды и т.п.). По форме жилы делятся на простые, плитообразные (одиночные минерализованные трещины) и сложные (пучки переплетающихся трещин, зон дробления или рассланцевания) – ступенчатые (лестничные), четковидные, сетчатые, ветвистые, камерные, линзовидные, рубцовые и др. С жилами связаны многие месторождения различных видов минерального сырья (золото, свинцово-цинковые руды, вольфрам, ртуть и др.). Рабочая мощность жилы в зависимости от ценности слагающих их минералов – от нескольких сантиметров до десятков метров. Рудные залежи, отличающиеся от пластов менее выдержанной формой и непостоянной мощностью, называют пластообразными.

Также встречаются сложные формы рудных тел – седловидные, куполообразные и др. В большинстве случаев месторождение бывает представлено не одним, а несколькими рудными телами. Эти совместно залегающие рудные тела бывают отделены одно от другого массивом пустой породы, иногда пересекаются, соединяются и снова разделяются. Месторождения нередко нарушаются сбросами, сдвигами, бывают изогнуты, перемяты, раздроблены, в результате чего разработка их усложняется. Чем не правильнее залежь по форме, чем больше тектонических нарушений она имеет, тем сложнее ее разработка.

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

В зависимости от характера распределения рудных минералов различают сплошные и вкрапленные руды. Сплошные руды состоят из рудных минералов, смешанных с небольшим количеством породы; они обычно имеют резкие границы с вмещающими породами. Вкрапленные руды представляют собой относительно редкие вкрапления рудных минералов в рудной породе и, как правило, не имеют отчетливых границ с вмещающими породами.

На многих месторождениях встречаются оба типа руд, обычно в средней части рудного тела руды сплошные, а в остальной части – вкрапленные. Некоторые залежи Криворожского бассейна в центральной своей части или с одной стороны представлены сплошными богатыми рудами, которые постепенно в направлении лежачего бока замещаются вкрапленными рудами и затем слабо-ожелезненными вмещающими породами.

Положение рудных тел в пространстве и их размеры определяются элементами залегания: простираем, углом падения, мощностью, глубинами залегания и распространения от земной поверхности (рис. 1.4).

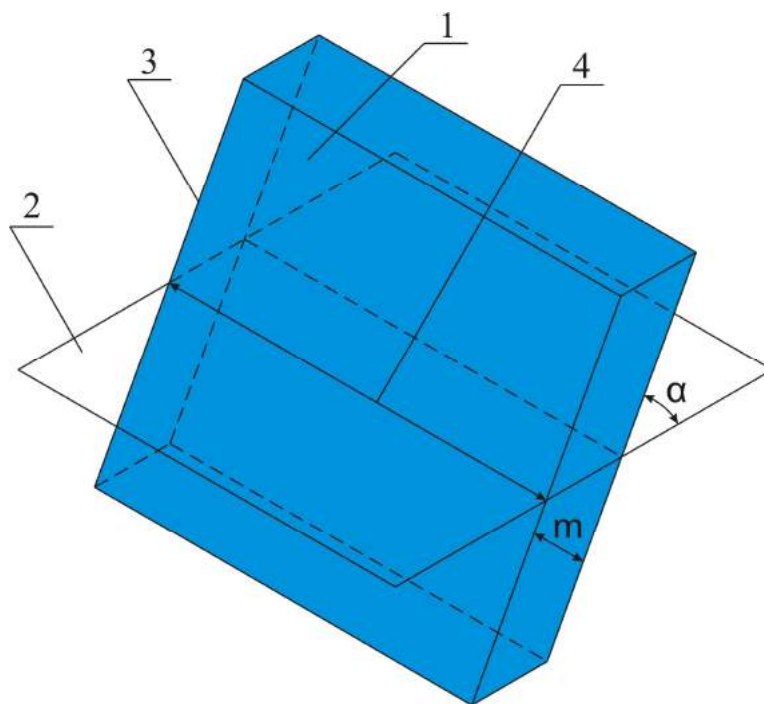


Рис. 1.4. Элементы залегания рудного тела: 1 – рудное тело; 2 – горизонтальная плоскость; 3 – линия падения; 4 – линия простираения;  $m$  – мощность рудного тела;  $\alpha$  – угол падения рудного тела.

**Линия простираения** – воображаемая линия пересечения рудного тела с горизонтальной плоскостью.

**Угол падения** – угол, образованный при пересечении горизонтальной плоскости с перпендикуляром к линии простираения, расположенным в плоскости рудной залежи. Классификация по углу падения представлено на рис. 1.5.

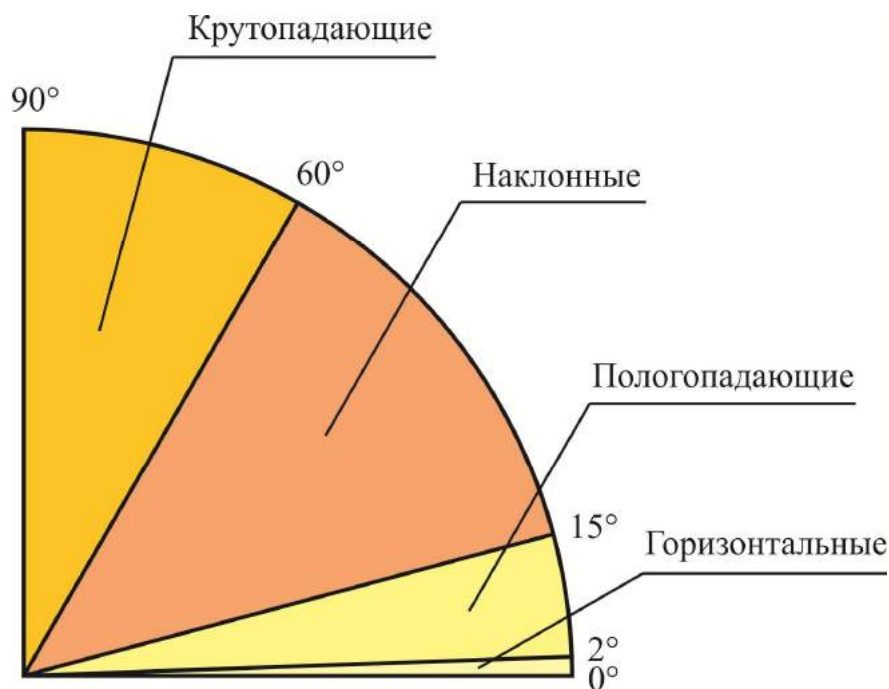


Рис. 1.5. Классификация залежей по углу падения

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

**Мощность рудного тела** – это расстояние по нормали между его висячим и лежащим боками. Если это расстояние измеряют по нормали, то мощность называют истинной, если же ее измеряют по вертикали или горизонтали, то мощность соответственно называют вертикальной или горизонтальной. Вертикальной мощностью пользуются для пологопадающих рудных тел, горизонтальной – для крутопадающих. Мощность рудного тела изменяется в широком диапазоне – от десятков сантиметров до 400 м, а иногда до километра и более. Для месторождений с непостоянной мощностью указывают крайние пределы ее колебаний, а также среднюю мощность по отдельным участкам месторождения. Основной объем руд добывают из залежей средней мощности и мощных. От мощности залежи зависят выбор метода работ и их эффективность. Классификация по мощности рудных месторождений представлено на рис. 1.6.

**Крепость горных пород** – общепринятое условное понятие, символизирующее совокупность механических свойств горных пород, проявляющуюся в различных технологических процессах при добыче и переработке полезных ископаемых. Крепость возрастает с увеличением сил связей между частицами и отдельностями горных пород и содержания прочных минералов в породе и снижается, как правило, при увлажнении (особенно в связных горных породах). Проф. М. М. Протодяконовым первоначально для оценки крепости была предложена классификация, основанная на предположении, что разрушение горных пород происходит в основном путем преодоления прочности пород на сжатие. Она пользуется большим распространением в отечественной практике и литературе. Проф. М.М. Протодяконов предложил оценивать крепость горных пород по коэффициенту

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10}, \quad (1.1)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности горных пород на сжатие, МПа.

Весьма тонкие	≤ 0,6 м
Тонкие	0,6 - 2 м
Малой мощности	2 - 5 м
Средней мощности	5 - 12 м
Мощные	12 - 25 м
Весьма мощные	> 25 м

Рис. 1.6. Классификация рудных месторождений по мощности

Классификация пород и руд в зависимости от коэффициента крепости представлена на рис. 1.7.

Весьма крепкие	$f > 16$
Крепкие	$f = 12 - 16$
Средней крепости	$f = 8 - 11$
Ниже средней крепости	$f = 5 - 7$
Слабые	$f \leq 4$

Рис. 1.7. Классификация пород и руд в зависимости от коэффициента крепости

Не меньшее значение, чем крепость, при подземной разработке рудных месторождений имеет устойчивость руды и вмещающих пород. **Устойчивость** – это способность руды или вмещающих пород держать горизонтальную плоскость обнажения без обрушения в течение длительного срока. Классификация по устойчивости руды и пород представлена в табл. 1.1.

Устойчивость зависит от того, насколько развита в руде и вмещающих породах трещиноватость.

Таблица 1.1

## Классификация руд и пород по устойчивости

Наименование группы	Характеристика обнажения
Весьма неустойчивые	Не допускают обнажения кровли и боков выработки без крепления и, как правило, требуют применения опережающей крепи. Допустимая площадь обнажения $S_{дон} < 10 \text{ м}^2$ . При разработке рудных месторождений такие породы (пльивуны, сыпучие, рыхлые породы, насыщенные водой) встречаются очень редко
Неустойчивые	Допускают небольшое обнажение кровли ( $S_{дон} = 10 - 100 \text{ м}^2$ ), требующее прочного поддержания ее вслед за выемкой
Средней устойчивости	Допускают обнажение кровли на сравнительно большой площади ( $S_{дон} = 100 - 400 \text{ м}^2$ ), но при длительном обнажении требуют поддержания
Устойчивые	Допускают очень значительное обнажение кровли и боков на большой площади ( $S_{дон} = 400 - 800 \text{ м}^2$ ), требующее поддержания только в отдельных местах
Весьма устойчивые	Допускают огромное обнажение ( $S_{дон} > 800 \text{ м}^2$ ) как снизу, так и с боков и длительное время могут стоять, не обрушаясь, без поддержания. Породы этой группы встречаются реже, чем двух предыдущих групп

**Трещиноватость** – нарушенность монолитности пород трещинами, т.е. совокупность трещин, имеющих в массиве горных пород. Трещиноватость горных пород оказывает существенное влияние на выбор системы разработки и параметры буровзрывных работ.

По строению руды можно разделять на:

- массивные – плотные, без трещин, включений и слоистости;
- трещиноватые, слоистые и рыхлые.

Простой и практически полезной для характеристики массива породы является классификация горных пород по трещиноватости, предложенная Н.Ф. Замесовым представленная в таблице 1.2.

Таблица 1.2

## Классификация горных пород по трещиноватости

Классы пород	Группы пород	Расстояние между трещинами или максимальный размер отдельности, мм
Слоистые породы	Тонко слоистые	0 – 0,3
	Средне слоистые	0,3 – 0,6
	Толсто плитчатые	0,6 – 0,9
	Слабо слоистые	0,9 – 1,5
	Относительно монолитные	> 1,5
Блочные породы	Мелко блочные	0 – 0,3
	Средне блочные	0,3 – 0,6
	Блочные	0,6 – 0,9
	Крупноблочные	0,9 – 1,5
	Относительно монолитные	> 1,5
Монолитные породы	-	> 2 – 3

**Кусковатость отбитой руды** – крупность кусков, получающихся при отбойке, характеризуется ее гранулометрическим составом, т.е. количественным соотношением кусков различных размеров в общей массе отбитой руды. Крупность кусков, имеющих неправильную форму, принято выражать средним размером по трем взаимно перпендикулярным направлениям. Классификация кусковатости руд представлена в табл. 1.3.

Таблица 1.3

## Классификация кусковатости руд

Кусковатость руды	Размер куска, м
Рудная мелочь	$\leq 0,1$
Руда средней крупности	0,1 – 0,3
Руда крупнокусковая	0,3 – 0,6
Руда весьма крупнокусковая	$\geq 0,6$

**Кондиционным куском руды** называют кусок с максимально допустимым размером, который можно выдавать из добычного блока для погрузки в откаточные сосуды. При подземной разработке рудных месторождений он колеблется в среднем от 300 до 700 мм и иногда достигает 1000 мм. Принятый размер кондиционного куска оказывает большое влияние на выбор оборудования для всех производственных процессов добычи, доставки, погрузки, транспортирования. Куски руды, превышающие кондиционные размеры, принято называть негабаритом. Долю негабаритных кусков в общей массе отбитой руды называют выходом негабарита.

**Разрыхляемость руды** – свойство руды занимать в разрыхленном состоянии больший объем по сравнению с тем, который она занимала в массиве. От-

ношение объема отбитой руды к объему, который она занимала в массиве, называется коэффициентом разрыхления. В зависимости от условий, в которых производится отбойка массива, и гранулометрического состава коэффициент разрыхления одной и той же породы может колебаться в пределах от 1,2 до 1,8 или определяется по формуле:

$$K_p = 0,16 \cdot \sqrt{f} + 1,34. \quad (1.2)$$

Со временем, по мере уплотнения отбитой руды, коэффициент разрыхления ее уменьшается.

**Слеживаемость** – способность отбитой руды или породы через определенный промежуток времени уплотняться и образовывать сплошную трудно-разрыхляемую массу. Часть руд обладает этим свойством в отбитом состоянии: частицы увлажненной руды в навале слипаются между собой, образуя как бы массив. Способствует этому и статическое давление массы налегающих пород, и динамическое давление ударами массы падающих пород. Склонностью к слеживанию обладают руды, в которых присутствуют глинистый материал и другие тонкие липкие фракции. Быстро слеживаются некоторые сульфидные руды, в частности руды с большим количеством пирротина. Это происходит вследствие окисления в присутствии влаги на поверхности кусков руды и образования на ней пленки спекающихся сульфатов. Слеживаемость руд исключает или резко ограничивает применение методов работ, связанных со скапливанием в выработанном пространстве больших количеств отбитой руды, а также с перепуском руды собственным весом по вертикальным и крутонаклонным выработкам.

**Самовозгораемость** – воспламенение горючего материала происходящее в результате непрерывно развивающихся окислительных реакций в самом веществе. Некоторые руды при длительном пребывании в отбитом состоянии окисляются по поверхности частиц, разогреваются и воспламеняются. Причем одни руды разогреваются за месяцы и годы, а другие – буквально за несколько дней, причем загореться могут даже целики, если они растрескались. Способствует самовозгоранию доступ свежего воздуха, а также контакт с разрушенной деревянной крепью. Самовозгораемость свойственна некоторым колчеданным рудам с высоким содержанием серы. Самовозгорающиеся руды нельзя разрабатывать такими методами, при которых в выработанном пространстве остаются навсегда значительные количества отбитой руды, а при особенно высокой самовозгораемости недопустимы вообще скопления отбитой руды даже на небольшое время.

**Обводненность руд** – насыщенность массива руды подземными водами, т.е. свойство руд поглощать и удерживать воду. Наряду с практически сухими рудами, встречаются и значительно обводненные. В последнем случае в рудах могут быть изолированные полости, заполненные водой. Обводненность снижает устойчивость породного массива, требует специальных мер по дренажу во избежание больших или даже катастрофических водопритокков в забоях. Обводненность руды зависит от притока воды в руднике и способствует ее слеживанию, а в зимнее время – смерзанию.

**Ценность руды** определяется содержанием в ней полезных компонентов и их ценностью. По ценности руды можно делить на: богатые (высокосортные), средней ценности (рядовые) и бедные (низкосортные). Классификация руд по качеству представлена в табл. 1.4, дающая первую ориентировку для оценки руд и их месторождений.

Таблица 1.4

Классификация руд по качеству

Полезный компонент	Характеристика руд по сортам		
	богатые	средней ценности	бедные
Железо	> 55%	40 – 55%	20 – 40%
Марганец	> 28	20 – 28%	< 20%
Титан:			
в ильмените	> 15%	10 – 15%	5 – 10%
в рутиле	> 5%	3 – 5%	2 – 3%
Медь	> 3%	1 – 3%	0,5 – 1%
Никель	> 3%	1 – 3%	0,5 – 1%
Свинец	> 5%	2 – 5%	1 – 2%
Олово	> 0,5%	0,2 – 0,5%	0,1 – 0,2%
Молибден	> 0,3%	0,1 – 0,3%	0,05 – 0,1%
Вольфрам	> 0,5%	0,2 – 0,5%	0,1 – 0,2%
Кобальт	> 1%	0,1 – 1%	0,01 – 0,1%
Тантал	> 1%	0,1 – 1%	0,01 – 0,1%
Уран	> 1%	0,1 – 1%	0,01 – 0,1%
Золото	> 100 г/т	10 – 100 г/т	1 – 10 г/т
Платина	> 100 г/т	10 – 100 г/т	1 – 10 г/т

Ценность руды оказывает большое влияние на выбор способа разработки. При высокой ценности руды допускается применение дорогостоящих способов разработки, обеспечивающих минимальные потери руды в процессе добычи. Напротив, в рудах небольшой ценности стремятся применять наиболее дешевые способы разработки, если даже они связаны с повышенными потерями.

Однако ценность руды не всегда характеризует экономический эффект, который можно получить от разработки месторождения. Возможны нередкие случаи, когда разработка руд небольшой ценности благодаря легкости их добычи и переработки дает экономический эффект больший, чем разработка богатой руды с трудными для добычи условиями и дорогостоящей переработкой.

Измерителями ценности руды служат:

- валовая ценность, определяемая отпускной ценой металлов, содержащихся в 1 т руды;
- извлекаемая ценность – отпускная цена металлов, извлекаемых из 1 т руды. Извлекаемая ценность меньше валовой за счет потери части металла в процессе переработки.



Показателем ценности руды может служить также разность между извлекаемой ценностью и расходами по добыче и переработке 1 т руды до получения из нее металла. Легко увидеть, что эта разность выражает чистый доход от реализации 1 т добытой руды. Величина чистого дохода служит основным показателем для определения рентабельности предприятия, выбора системы разработки и для решения ряда других технико-экономических задач горнорудного производства. На различных участках одного и того же месторождения часто могут быть руды разные как по содержанию полезных компонентов, так и по минералогическому составу. Иногда содержание и состав руды меняются по мощности рудного тела. Нередко наблюдается изменение состава и содержания руд в месторождении по глубине, связанное с зональностью. На некоторых рудниках при добыче или первичной переработке выделяют сорта руды в зависимости от содержания в ней металла или вредных примесей, гранулометрического состава и других признаков.

Иногда руду разделяют по ценности в процессе разработки месторождения, добывая наиболее богатую – первосортную часть ее отдельно от более низкосортных. Такая добыча руд называется раздельной, и сокращает расходы на последующую их обработку, так как позволяет направлять богатую руду непосредственно в плавку и обогащать только бедную руду. Иногда оба сорта руд подвергают обогащению, но по различным схемам. Предел содержания полезного компонента, ниже которого руда данного месторождения становится экономически невыгодной для добычи и переработки, называют **минимальным промышленным содержанием**.

Так как минимальное промышленное содержание обеспечивает лишь возврат произведенных затрат на добычу и переработку руды, то получение накоплений, необходимых для расширенного воспроизводства, возможно при условии, если среднее содержание в добываемой руде будет выше минимального промышленного. Поэтому содержание металла во всех подсчитываемых и подлежащих выемке блоках должно быть, как правило, выше минимального промышленного. Минимальное промышленное содержание полезного компонента определяется по формуле:

$$\alpha_{\min.p} = \frac{\sum Z_i}{C_m \cdot K_{\text{изв.нк}} \cdot k} \cdot 100, \% \quad (1.3)$$

где  $\sum Z_i$  – суммарные затраты на добычу и переработку 1 т руды, грн.;

$C_m$  – оптовая цена за 1 т полезного компонента (металла) в концентрате, грн.;

$K_{\text{изв.нк}}$  – коэффициент извлечения полезного компонента в концентрат;

$k$  – коэффициент, учитывающий разубоживание, равный отношению содержания полезного компонента в добытой руде к содержанию его в руде месторождения.

Если оптовые цены установлены на концентрат, то минимальное промышленное содержание полезного компонента определяется по формуле:

$$\alpha_{\min.p} = \frac{\sum Z_i \cdot a_k}{C_o \cdot K_{\text{изв.нк}} \cdot k}, \% \quad (1.4)$$

где  $a_k$  – содержание полезного компонента в концентрате, %;

$C_o$  – оптовая цена концентрата с учетом его качества, грн.

Ценность руд определяется **модулем ценности** – отношением содержание полезного компонента в массиве к минимальному промышленному содержанию его:

$$\beta = \frac{a}{\alpha_{\min.p}}, \quad (1.5)$$

где  $a$  – содержание полезного компонента в руде, %.

По модулю ценности определяют ценность руды.

Для руд цветных металлов:

1. Бедные  $\beta = 1 - 1,25$ ;
2. Средней ценности  $\beta = 1,26 - 2,9$ ;
3. Богатые  $\beta > 3$ .

Для железных руд:

1. Бедные  $\beta = 1 - 1,15$ ;
2. Средней ценности  $\beta = 1,16 - 1,28$ ;
3. Богатые  $\beta > 1,29$ .

**Абразивность** – способность руды или пород изнашивать контактирующие с твердые детали горного инструмента и механизмов в процессе их работы. Обычно трущиеся о породу детали горных машин изнашиваются быстрее, чем те, которые подвергаются ударным нагрузкам. Абразивность породы, находящейся в раздробленном состоянии, более высока, чем в массиве, т.к. удельный контакт выше. В результате абразивного износа постепенно меняются размеры и геометрия рабочих органов. В частности, уменьшается диаметр коронок, на резцах образуются площадки притупления, уменьшается толщина стенок бурильных труб при трении о стенки скважин, изнашиваются ковши, кузова, транспортеры. Абразивность является важнейшим технологическим свойством, оказывающим непосредственное влияние на сроки службы инструмента.

Показатель абразивности пород в массиве (по методике Л.И. Барона и А.В. Кузнецова) оценивается по величине уменьшения массы (мг) стандартного стержня из незакалённой углеродистой стали прижатого к породе с осевой нагрузкой 150 Н и вращающегося с частотой 400 об/мин за счёт истирания его торца, за время испытания (10 мин). Классификация горных пород по абразивности (по Л.И. Барону и А.В. Кузнецову) представлена в табл. 1.5.

Обычно чем выше крепость, тем выше абразивность (данные величины прямо пропорциональны). Исключение составляют корундосодержащие породы, например, некоторые виды бокситов. Высокая крепость и абразивность свойственна большинству руд, слагаемых рудные месторождения. Поэтому в большинстве случаев отделение руды от массива ведется буровзрывным способом, а детали машин и отдельные узлы изготавливаются из прочных металлов и материалов.

Таблица 1.5

## Классификация горных пород по абразивности

Класс абразивности	Класс пород	Показатель абразивности $a_b$ , мг	Характерные породы
I	Весьма малоабразивные	< 5	Известняки, мраморы, мягкие сульфиды без кварца (галенит, сфалерит, пирротин), апатит, каменная соль
II	Малоабразивные	6 – 10	Сульфидные руды, барито-сульфидные руды; аргиллиты, мягкие сланцы: углистые, глинистые, хлоритовые, хлорито-аспидные
III	Ниже средней абразивности	11 – 18	Джеспилиты, роговики (рудные и нерудные), кварцево-сульфидные руды, магматические тонкозернистые породы, песчаники кварцевые и аркозовые тонкозернистые, руды железные, известняки окремненные
IV	Среднеабразивные	19 – 30	Песчаники кварцевые и аркозовые, мелкозернистые диабазы, крупнозернистый пирит, арсенопирит, жильный кварц, кварцево-сульфидные руды, мелкозернистые магматические породы, окварцованные известняки, джеспероиды
V	Выше средней абразивности	31 – 45	Песчаники кварцевые и аркозовые, средне- и крупнозернистые, плагиограниты, нефелиновые сиениты, мелкозернистые граниты, мелкозернистые диориты, порфирита, грейзены, габбро, гнейсы, скарны (рудные и нерудные)
VI	Повышенной абразивности	46 – 65	Средне- и крупнозернистые граниты, диориты, гранодиориты, порфириты, нефелиновые сиениты, сиениты, кератофиры, пироксениты, монцониты, амфиболиты, сланцы кварцевые и окварцованные, гнейсы
VII	Высокоабразивные	66 – 90	Порфириты, дориты, граниты, гранитоидные нефелиновые сиениты
VIII	В высшей степени абразивные	> 90	Корундосодержащие породы

Таким образом, рудные месторождения чрезвычайно разнообразны по горно-геологическим условиям, причем основные характеристики (такие, как мощность залежи, угол падения, крепость пород, трещиноватость и т. п.) могут существенно изменяться в пределах даже какого-то участка одного и того же месторождения. Соответственно разнообразны техника и технология горных работ; для подав-

ляющего большинства рудников стереотипные решения возможны лишь по отдельным элементам работ, но никак, ни по всему их комплексу; исключается возможность ограничиться каким-то одним, общим для всех рудников главным направлением технического развития (например, совершенствованием комбайновой выемки с конвейерным транспортом руды, которая подходит для пластов мягких руд, но неприемлема для мощных залежей крепких руд). Горно-геологические условия рудных месторождений можно подразделить на несколько групп, для каждой из которых существует свой комплекс прогрессивных тенденций дальнейшего развития техники и технологии горных работ.

## **1.2. Классификация производственных процессов подземных горных работ**

### **1.2.1. Общие сведения о процессах на горнорудном предприятии**

Основой деятельности каждого предприятия является производственный процесс, конечная цель которого – выпуск продукции. *Производственный процесс* – это процесс труда, имеющий определенное техническое и организационное содержание, направленный на создание конкретных материальных благ и характеризующийся постоянством главного предмета труда.

На горном предприятии производственный процесс представляет собой сочетание трудовых и технологических процессов, направленных на извлечение полезного ископаемого из недр земли и на превращение его в исходный продукт. Производственный процесс на горном предприятии характеризуется особенностями, обусловленными тем, что предметом труда является – полезное ископаемое. Большое влияние на специфику производства оказывают горно-геологические условия и горнотехнические факторы. Для горнорудного производства характерны многообразие орудий труда и технологических процессов, а также их сложность, расположение рабочих мест на значительной территории, сложные транспортные связи и энергетические коммуникации. Извлечение руды связано с естественными процессами, эффективное управление которыми часто бывает весьма затруднительно. Например: весьма сложно управлять горным давлением, самообрушением руды и налегающих пород.

Для оценки значения отдельных производственных процессов и составляющих элементов в едином процессе добычи полезного ископаемого их группируют по следующим основным признакам: роли процесса в выпуске готовой продукции, степени оснащенности труда и роли человека, характеру протекания процессов, степени воздействия на предмет труда.

По роли процесса в выпуске готовой продукции на горнорудном предприятии выделяются основные, вспомогательные и обслуживающие производства.

К *основным процессам*, относятся те, которые непосредственно направлены на выпуск основной продукции или на выполнение производственных задач, являющихся целевыми для данного производства. На горнорудном предприятии выполнение основных процессов обеспечивает вскрытие месторождения, его подготовку к очистной выемке, непосредственно добычу руды, ее

транспортирование к погрузочным пунктам или непосредственно к потребителю (на обогатительную фабрику) и все стадии обогащения.

*Вспомогательные процессы* направлены для обеспечения нормального выполнения основных процессов в каждый отрезок времени, т.е. постоянно. Они протекают одновременно и неразрывно связаны с основными процессами. На горнорудном предприятии к вспомогательным процессам относятся техническое обслуживание и ремонт средств труда и горных выработок, энергоснабжение, освещение, водоотлив, вентиляция, связь и др.

*Обслуживающие процессы* содействуют нормальному выполнению основных и вспомогательных процессов. На горном предприятии к обслуживающим производствам относят центральные ремонтные мастерские, транспортно-складские подразделения, культурно-бытовые учреждения.

В зависимости от степени оснащенности труда и роли человека выделяют немеханизированные, частично механизированные, машинные процессы.

*Немеханизированными* являются процессы, осуществляемые без применения каких либо видов энергии и механизмов. Они направлены на изменение положения предметов труда или их формы с помощью ручного инструмента. На горных предприятиях в основном производстве немеханизированные процессы в настоящее время встречаются редко. Однако во вспомогательных и обслуживающих производствах доля ручного труда все еще значительна.

К *частично механизированным* относятся процессы, выполняемые такой машиной или механизированным инструментом, управление которыми требует ручного труда человека. Например, рыхление горной породы отбойным молотком, бурение шпуров перфоратором и т.д.

При *машинных* процессах орудием труда является машина, действия которой только направляются человеком непосредственно на рабочем месте или дистанционно. Практически все основные процессы на горном предприятии в настоящее время машинные.

Для горнорудных предприятий большое значение имеет комплексная механизация производственного процесса, при которой ручной или частично механизированный труд заменяется системой взаимно дополняющих друг друга машин, обеспечивающих высокую производительность труда и создающих условия для автоматизации производства.

Каждый производственный процесс имеет свою структуру. По технологическому содержанию он подразделяется на производственные стадии, комплексы рабочих процессов, рабочие процессы, операции.

***Производственная стадия*** – это технически, технологически и организационно-обособленная часть производственного процесса добычи и обогащения полезного ископаемого, которая включает совокупность взаимосвязанных и следующих в определенной последовательности друг за другом комплексов рабочих процессов. На горнорудном предприятии выделяются следующие производственные стадии: вскрытие месторождения, подготовка его к очистной выемке, очистные работы, обогащение полезного ископаемого, отгрузка готовой продукции потребителям. Они могут выполняться последовательно и параллельно. В начальный период эксплуатации месторождения вскрытие, подготовка и очист-

ная выемка выполняются только последовательно. В дальнейшем они могут вестись параллельно. Например, наряду с очистной выемкой на верхних горизонтах могут производиться вскрытие и подготовка нижней части месторождения.

**Комплекс рабочих процессов** – это организационно и технологически обособленная часть производственного процесса, характеризующаяся особым технологическим содержанием и требующая для своего выполнения специальных средств производства и рабочих определенных профессий. Например, для вскрытия месторождения необходимо в соответствии с проектом пройти все вскрывающие выработки, произвести в них монтаж транспортных и энергетических коммуникаций, обеспечить надежное проветривание горных работ. В то же время каждые комплексы работ содержат совершенно конкретные рабочие процессы. Так, для проведения выработок необходимо выполнить рабочие процессы: бурение шпуров, их зарядка, взрывание, проветривание, уборку горной массы, крепление.

**Рабочий процесс** – это четко очерченная и отличная по своей организационной структуре и технологическому содержанию часть комплекса рабочих процессов, которая характеризуется определенным технологическим содержанием, предметом труда с применяемыми средствами труда.

Каждый рабочий процесс имеет свою технологию и технику, структуру и цель, которые отличают его от других рабочих процессов.

Например, в стадии очистных работ четко выделяются следующие комплексы рабочих процессов: нарезные работы, глубокое бурение, отбойка руды, выпуск и доставка отбитой руды, поддержание выработанного пространства. В свою очередь для отделения части полезного ископаемого от массива необходимо выполнить определенные рабочие процессы: бурение взрывных скважин, образование компенсационного пространства (подсечки, отрезной щели), зарядка взрывных скважин, монтаж взрывной сети, взрывание и проветривание, восстановительные работы.

Рабочий процесс может быть простым и сложным. Простые рабочие процессы имеют один главный предмет труда (например: крепление кровли). Сложные рабочие процессы выполняются с помощью машины и имеют несколько главных предметов труда (например: проведение горной выработки комбайном включает зарубку, отбойку горной породы и погрузку ее в транспортные средства). В зависимости от способа выполнения различают рабочие процессы машинные, частично механизированные, немеханизированные.

**Операция** – это совокупность рабочих действий, характеризующаяся однородностью технологического содержания, неизменность средств и предметов труда. Так, рабочий процесс бурения взрывных скважин состоит из следующих операций: осмотр, смазка и установка бурового станка, разворот его для бурения очередной скважины, забуривание скважины, собственно бурение, наращивание буровых штанг, замена буровых коронок, очистка скважин от шлама и т.д. Операции делятся на основные, вспомогательные и подготовительно-заключительные. В результате выполнения основных операций вносятся изменения в форму, положение или состояние предмета труда. Они определяют содержание и конечную цель каждого рабочего процесса (бурение скважин).

В зависимости от способа выполнения основные операции разделяются на

механизированные и немеханизированные. Первые в свою очередь подразделяются на: автоматизированные, машинные с ручным управлением и машинные с ручной подачей.

*Вспомогательные операции* сопутствуют основным. Они не вносят изменений в форму, положение или состояние предмета труда. Однако они необходимы для успешного выполнения основных операций.

*Подготовительно-заключительные операции* связаны с подготовкой рабочего места в начале смены, окончанием ее, завершением цикла работ.

По трудовому содержанию каждая операция делится на трудовые приемы, трудовые действия и трудовые движения.

**Трудовой прием** - часть операции, представляющая законченную элементарную работу одного исполнителя, которая имеет целевое значение. Для выполнения операции по установке бурового станка необходимо выполнить следующие приемы: подготовить место для установки станка, переместить станок и установить станок, добиться правильного положения и надежно закрепить его, подключить к станку водяной и воздушный шланги и т.д.

**Трудовое действие** - это составная часть трудового приема, характеризующаяся совокупностью нескольких одинаковых движений рабочего, непрерывно повторяющихся. Например, для надежного крепления станка необходимо установить распорные колонки, совершая определенные движения.

**Трудовое движение** - наименьший измеримый элемент действия исполнителя, ограниченный двумя фиксируемыми точками и имеющий назначение «взять», «переместить», «отпустить», «повернуть». Наиболее характерно сочетание хватательных и переместительных движений. Например, трудовое действие «взять» состоит из двух движений: «повернуть руку к предмету» (переместительное) и «захватить предмет пальцами» (хватательное).

Каждому производственному процессу соответствует своя структура. Она определяется особенностями горно-геологических условий, принятой технологией производства, степенью механизации процессов, составом оборудования, профессиональной квалификацией рабочих.

### 1.2.2. Общая характеристика организации производственного процесса

Современное горное предприятие, на котором кооперируются усилия большого числа рабочих, инженерно-технических работников (ИТР) и служащих, применяются разнообразные производства, может эффективно осуществлять свою деятельность только при рациональной организации производства. Под организацией производства следует понимать систему научно обоснованных мер, направленных на создание наиболее рациональной структуры горнорудного предприятия и его подразделений, на целесообразное сочетание и соединение во времени и пространстве трудовых и технологических процессов, а также средств производства с целью эффективного выполнения плановых заданий и достижения наилучших конечных результатов. Таким образом, в пределах предприятия организуется единый производственный процесс, представляющий собой систему взаимосвязанных, целенаправленных технологических и трудовых процессов.

**Организация производства** – это система взаимосвязанных, целенаправленных технологических и трудовых процессов способствующая достижению наилучших конечных результатов. Главная задача производственного процесса на горном предприятии – создание таких условий, при которых труд и средства производства используются наиболее полно и целесообразно и при этом достигаются высокие технико-экономические показатели. Основным критерием уровня организации производства является производительность труда.

**Организовать производственный процесс в пространстве** – это определение состава, специализации и размещения цехов, а внутри их - производственных участков и рабочих мест; определить эффективную технологию для каждого структурного подразделения и рационально разместить на его территории соответствующие принятой технологии средства труда. Разработать оптимальную структуру трудового коллектива с рациональным разделением и кооперацией труда; разработать систему обслуживания и обеспечения основного производства (транспортом, энергией, ремонтом). При организации производственного процесса на горном предприятии должны соблюдаться следующие общие принципы:

- плановость – стадии, комплексы рабочих процессов, рабочие процессы и операции выполняются только в соответствии с утвержденными планами и графиками;

- непрерывность процесса - извлечение полезного ископаемого и его дальнейшая обработка осуществляются без задержек;

- ритмичность производства – в равные промежутки времени добыча равного количества полезного ископаемого или выполнение в одинаковые промежутки времени одинаковых объемов горных работ;

- параллельность – одновременность выполнения всех стадий горных работ;

- надежность – на горнорудном предприятии с особыми условиями производства причины нарушения установленного ритма должны быть вовсе устранены либо сведены к минимуму;

- прямоточность - исключение дальних, возвратных, встречных и других нерациональных грузопотоков;

- экономичность - выполнение заданий по добыче руды и производству концентратов при минимально возможных затратах трудовых и материальных ресурсов.

На горнорудных предприятиях применяются следующие формы организации производства: цикличная, циклично-поточная и поточная.

*Цикличная форма организации производства* характеризуется повторяемостью стадий, рабочих процессов и операций в установленном порядке и через определенные промежутки времени. Широкое распространение она получила при проведении горных выработок и при очистной выемке с применением буровзрывных работ. Продолжительность производственного цикла измеряется временем от начала одного рабочего процесса или одной операции до ближайшего их возобновления после завершения всех других рабочих процессов и операций.

*Циклично-поточная организация производственных процессов* предусматривает совмещение некоторых технологических процессов с целью обеспечения непрерывной выдачи полезного ископаемого.



*Поточная организация производства* отличается полным совмещением рабочих процессов и операций во времени и непрерывной выдачей продукции в течение рабочего времени, предусмотренного суточным режимом работы. Поточная организация производства характерна для дробильно-сортировочных и обогатительных фабрик. Она находит применение на горных работах при выемке полезного ископаемого комбайнами и специальными комплексами.

### 1.2.3. Классификация производственных процессов

Как было выше сказано добыча руд, и вообще производство какой-либо продукции подразделяется на производственные процессы, которые в свою очередь делятся на рабочие процессы и далее на операции. Классификация производственных процессов горнорудного предприятия по В.Р. Именитову представлена на рис. 1.8.

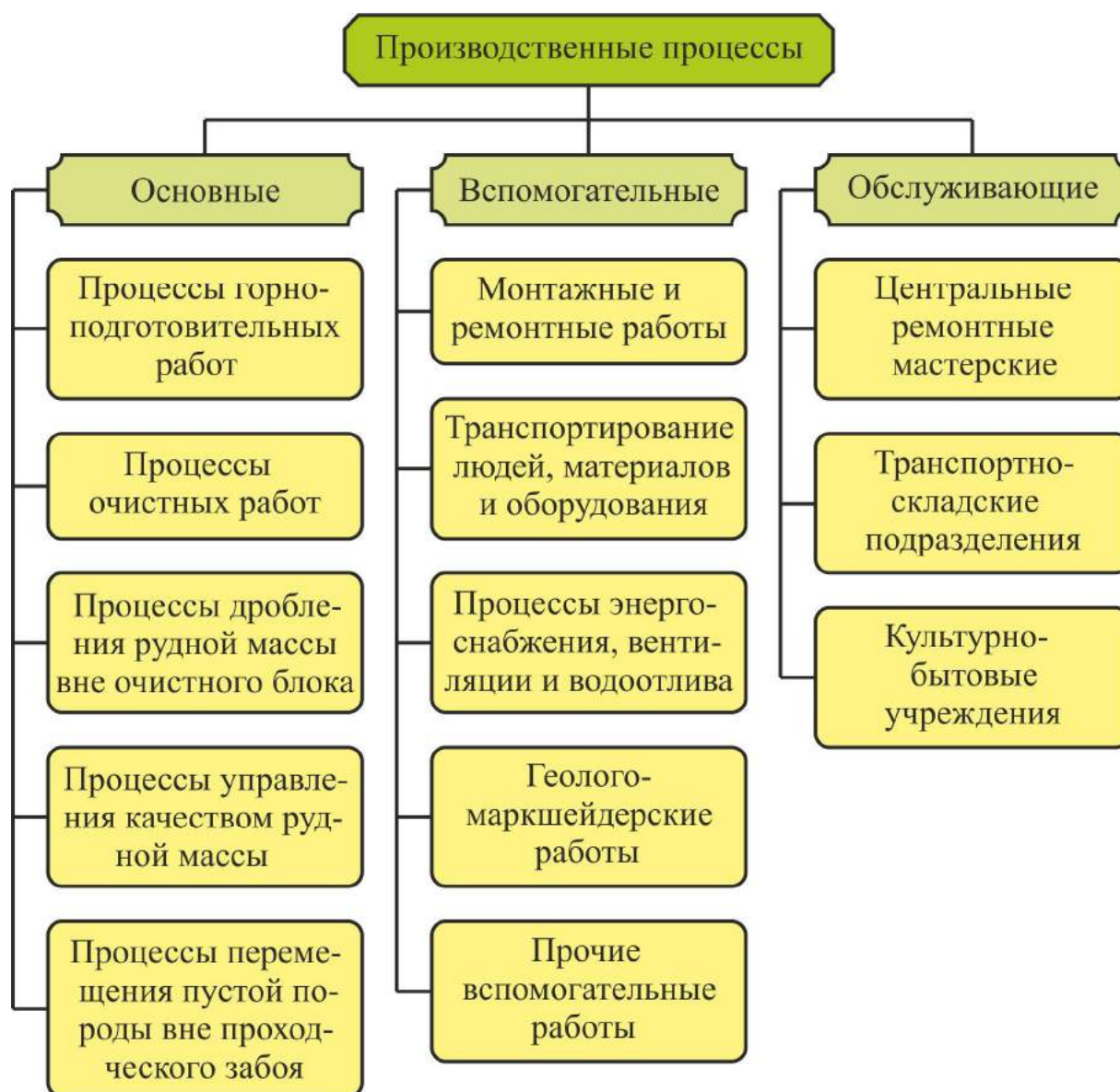


Рис. 1.8. Классификация производственных процессов горнорудного предприятия по В.Р. Именитову

Для лучшего изучения производственных процессов на горнорудных предприятиях наиболее удобно будет разделить процессы на три группы представленных на рис. 1.9.

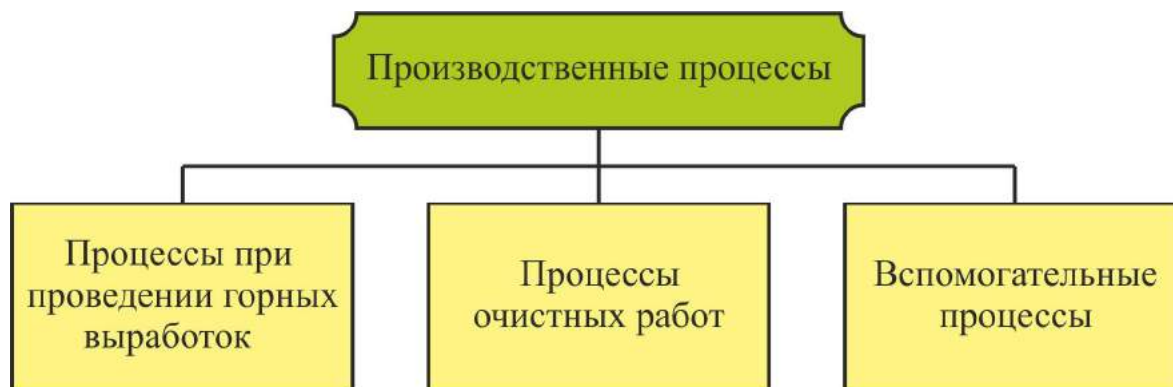


Рис. 1.9. Классификация производственных процессов

В предложенной классификации группы производственных процессов выполняют свои функции:

- первая группа – процессы при проведении горных выработок, т.е. процессы и операции проходческого цикла при проведении выработок по породе и руде;
- вторая группа – процессы очистных работ, т.е. выемка руды;
- третья группа – вспомогательные процессы, все работы и процессы, выполняемые для того, чтобы можно было вынимать руду.



### Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определения полезному ископаемому, месторождению полезного ископаемого и рудному телу?
2. Приведите классификацию рудных тел по их форме?
3. Охарактеризуйте рудные тела изометрической формы?
4. Охарактеризуйте рудные тела столбообразной формы?
5. Охарактеризуйте рудные тела платстообразной формы?
6. Дайте определения линии простирания, углу падения и мощности рудного тела?
7. Приведите классификацию рудных тел по углу падения?
8. Приведите классификацию рудных тел по мощности?
9. Приведите классификацию руд и пород по их крепости?
10. Дайте определение, что такое устойчивость и приведите классификацию руд и пород по устойчивости?

11. Дайте определение, что такое кусковатость отбитой руды и приведите классификацию руд по кусковатости?
12. Дайте определение трещиноватости?
13. Дайте определение, что такое разрыхляемость руды?
14. Дайте определение слеживаемости?
15. Дайте определение самовозгораемости?
16. Дайте определение обводненности руды?
17. Дайте определение модулю ценности?
18. Дайте определение абразивности?
19. Дайте определения вмещающим и боковым породам?
20. Дайте определение производственному процессу?
21. На какие процессы делится производственный процесс?
22. Охарактеризуйте основные производственные процессы?
23. Охарактеризуйте вспомогательные производственные процессы?
24. Охарактеризуйте обслуживающие производственные процессы?
25. Дайте определение, что такое комплекс рабочих процессов?
26. Дайте определение, что такое рабочий процесс?
27. Дайте определение, что такое операция?
28. Приведите классификацию производственных процессов по В.Р. Именитову?
29. Приведите упрощенную классификацию производственных процессов, и чем она отличается от классификации В.Р. Именитова?



## ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 1

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений : учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
4. Именитов, В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений : учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
5. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
6. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

## 2. ПРОЦЕССЫ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### 2.1. Общие сведения

*Горная выработка* – искусственная полость в земной коре, образуемая в результате ведения горных работ. *Проведение (проходка) горных выработок* – совокупность производственных процессов, осуществляемых для искусственного образования в земной коре полостей путем выемки горных пород и руд. В специальной литературе термин «*проходка*» чаще относят к шахтным стволам и вертикальным горным выработкам (дучки, восстающие), а термин «*проведение*» – к горизонтальным и наклонным подземным горным выработкам. Подземная добыча руды невозможно без проведения горных выработок. Поэтому увеличение добычи руды сопровождается возрастающими объемами подготовительно-нарезных работ, особенно с увеличением глубины ведения горных работ. Проведение горных выработок, в зависимости от их назначения, горно-геологических и гидрологических условий, могут осуществляться различными способами: буровзрывным, комбайновым, гидравлическим и вручную. Выбор способа и оборудования для проведения выработок зависит как от размеров их поперечных сечений, устанавливаемых в зависимости от назначения выработки, так и от крепости и устойчивости горных пород. В настоящее время при подземной разработке рудных месторождений широкое распространение получили два способа проведения горных выработок – буровзрывной (80 – 90%) и комбайновый (10 – 20%). Формы поперечного сечения горизонтальных горных выработок, широко применяемые на горнорудных предприятиях представлены на рис. 2.1.

Факторами, определяющими форму поперечного сечения выработки, являются: физико-механические свойства горных пород, назначение и срок службы выработки, материал крепи, положение выработки в пространстве, размеры поперечного сечения выработки, величина и направление горного давления. В зависимости от указанных факторов горные выработки имеют различные формы поперечного сечения. В производственной практике для горизонтальных и наклонных выработок наибольшее распространение получили прямоугольно-сводчатая, подковообразная, при разработке мягких руд - круглая и арочная, а при разработке тонких жил - трапециевидная формы поперечного сечения горных выработок. Форма поперечного сечения выработки определяется удобством ее эксплуатации, материалом и конструкцией крепи, которые в свою очередь должны обеспечить устойчивое ее состояние в течение всего срока службы при минимальных затратах.

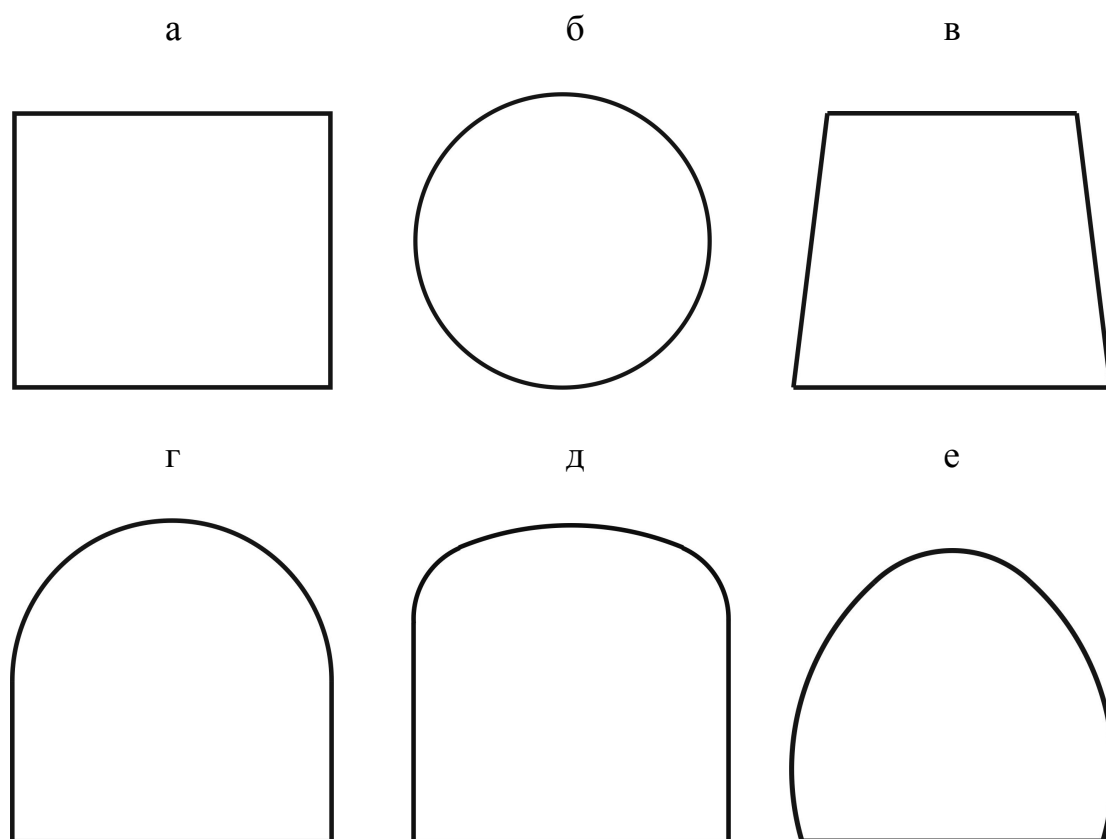


Рис. 2.1. Формы поперечного сечения горизонтальных горных выработок: а – прямоугольная; б – круглая; в – трапециевидная; г – арочная (сводчатая); д – прямоугольно-сводчатая; е – подковообразная

На выбор формы влияет интенсивность горного давления и, как следствие применяемый вид крепи. В зависимости от формы поперечного сечения горной выработки применяют различные виды крепи. Прямоугольно-сводчатая форма применяется при использовании жесткой металлической крепи, облегченных видов крепи – анкера различной конструкции, набрызг-бетон и комбинированной (анкера и набрызг-бетон, анкера с сеткой, анкера с сеткой и набрызг-бетон). Подковообразная форма выработок применяется при использовании унифицированной податливой крепи типа УПК, трапециевидная – при деревянной рамной крепи, круглая – при кольцевой податливой крепи, а арочная – при арочной податливой крепи. Такие формы сечения применяются с учетом производственного опыта проведения и крепления горных выработок, а также с учетом обеспечения наиболее выгодной конструкции крепи по ее прочностным характеристикам и технико-экономическим показателям.

Минимальные размеры горных выработок определяют исходя из габаритов подвижного состава, осуществляющего доставку горной массы, людей, оборудования и материалов. На большинстве рудных шахт основным транспортным средством является электровозная откатка горной массы, поэтому сцепной вес электровоза, емкость и размер вагонетки определяется в зависимости от годовой производственной мощности шахты, представленных в табл. 2.1. и 2.2.

Таблица 2.1

Тип и емкость вагонеток  
в зависимости от годовой производственной мощности шахты

Производственная мощность шахты, млн. т/год	Ширина колеи, мм	Сцепная масса электровоза, кН	Емкость вагонетки, м <sup>3</sup>
< 0,2	600	50 – 70	0,7 – 1,2
0,2 – 0,5	600 – 750	70	1,2 – 2,2
0,5 – 1	750	100	2,2 – 2,5
1 – 3	750	140	4,5
> 3	750 – 900	140 – 240	4,5 – 10

Таблица 2.2

Технические характеристики вагонеток с глухим кузовом

Параметр	Показатель							
	ВГ-1	ВГ-1,2	ВГ-1,3	ВГ-2,2	ВГ-2,5	ВГ-4,5А	ВГ-9,0А	ВГ-10
Грузоподъемность, т	2,5	2,75	3,25	4	4,5	11	27	25
Емкость кузова, м <sup>3</sup>	1,0	1,1	1,3	2,2	2,5	4,5	9	10
Ширина колеи, мм	600	600	600	600, 750	900	750, 900	750; 900	750; 900
Жесткая база, мм	500	550	550	1000	800	1250	4000	4000
Длина, м	1,5	1,8	2	2,95	2,975	3,95	7,85	7,595
Ширина, м	0,85	0,85	0,85	1,2	1,24	1,35	1,35	1,8
Высота, м	1,3	1,3	1,3	1,3	1,3	1,55	1,55	1,6
Масса, т	0,521	0,587	0,62	1,518	1,153	3,66; 3,725	9,1	8,8

При проведении горных выработок разными способами различают основные и вспомогательные рабочие процессы. *Основные* – выполняются в забое выработки и непосредственно связаны с выемкой породы или руды и креплением контура выработки. *Вспомогательные процессы* – обеспечивают выполнение основных процессов. Классификация рабочих процессов при проведении горных выработок буровзрывным способом представлена на рис. 2.2.

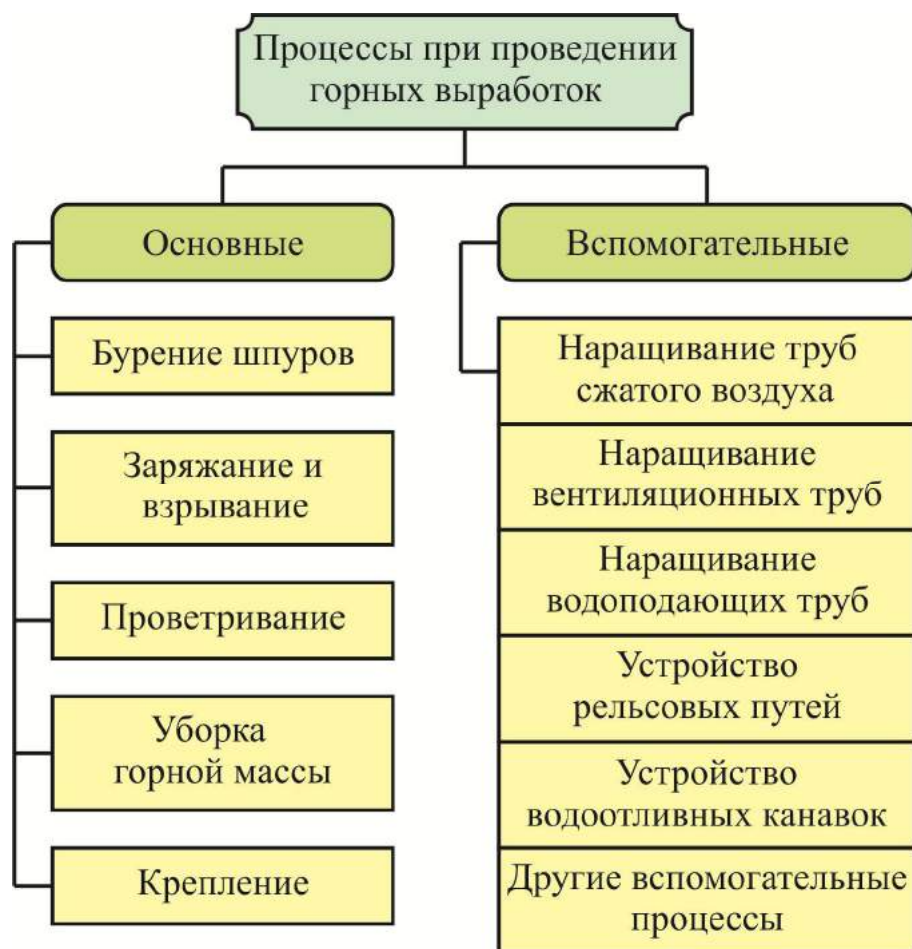


Рис. 2.2. Классификация рабочих процессов при проведении горных выработок

Основные и вспомогательные рабочие процессы при проведении горных выработок, повторяющиеся в одной и той же последовательности за определенный промежуток времени, называют **проходческим циклом**, а организацию работ при этом – **циклической**. Время выполнения одного цикла называется его продолжительностью. Цикл характеризуется определенным подвиганием забоя выработки. Чем больше будет сделано циклов в месяц, тем больше будет скорость проведения выработки. Циклограмма – это линейный график организации работ в забое, показывающий последовательность и время выполнения отдельных процессов проходческого цикла. Графики организации работ в забое подразделяются по некоторым признакам на группы:

- по степени совмещения отдельных рабочих процессов во времени – график с последовательным выполнением основных процессов и с частичным совмещением их во времени;
- по числу циклов в сутки – графики одноциклические и многоциклические;
- по числу забоев, обслуживаемых одной бригадой – графики однозабойные и многозабойные.

## 2.2. Рабочие процессы при проведении горных выработок

### 2.2.1. Бурение шпуров в забое

Рабочий процесс бурения шпуров в проходческом цикле является одним из основных и определяет технический уровень проведения выработок. Бурение по времени и трудоемкости занимает 25 – 40% общей продолжительности и трудоемкости цикла горнопроходческих работ. Бурение шпуров заключается в разрушении буровым инструментом (буровой коронкой) горной породы по забою шпура и очистке шпура от разрушенной породы (буровой мелочи). Буровая коронка подается в шпур посредством буровых штанг. Буровую мелочь удаляют из шпура, промывая его водой или продувая сжатым воздухом. Рабочий процесс бурения шпуров в забое разделяется на ряд операций, выполняемых последовательно, классификация которых представлена на рис. 2.3.

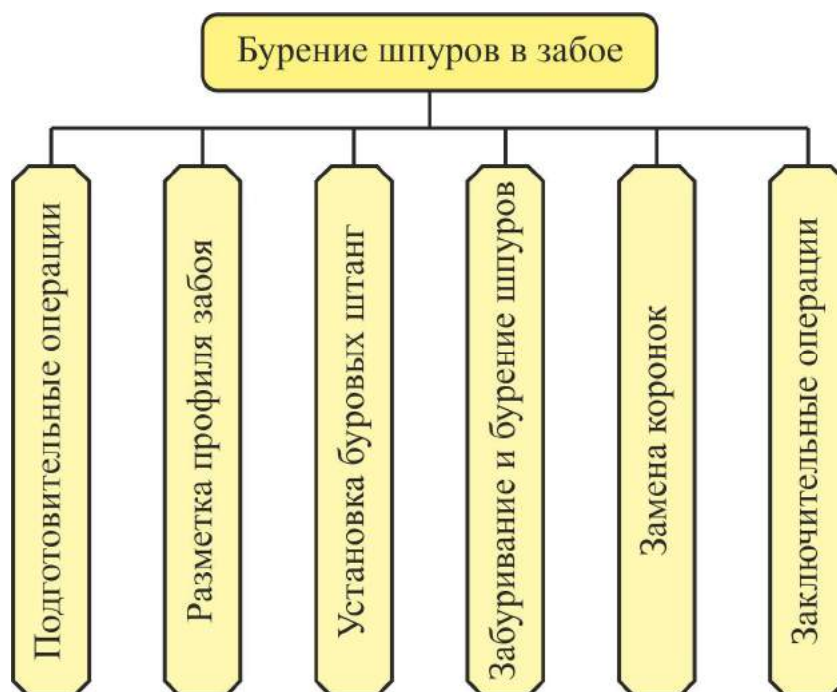


Рис. 2.3. Классификация операций при рабочем процессе бурение шпуров в забое

Подготовительные операции при бурении шпуров заключаются в следующем: рабочее место (забой) должен быть хорошо проветрен, оборудован освещением, закреплен в соответствии с паспортом крепления, взорванная горная масса убрана. Поднесено или перемещено буровое оборудование, инструмент, смазочные и другие материалы. Забой приводят в безопасное состояние путем тщательной обorkи и простукивания при помощи специального оборочного длинного лома различной длины. Породу, издающую при простукивании характерный глухой звук и имеющую видимые заколы, отбивают и удаляют. Проверяют и при необходимости, смазывают бурильную машину (перфоратор) или установку бурильную шахтную. Проверяют надежность соединения трубо-



проводов сжатого воздуха и воды с буровым оборудованием, выполняют проверку работоспособности бурильной машины.

Разметка мест расположения в забое шпуров, выполняется в соответствии со схемой в паспорте буровзрывных работ на проведение выработки. Перед разметкой шпуров забой проверяется на отсутствие не взорванных зарядов («отказов») и остатков взрывчатых веществ в «стаканах» (сохранившихся после взрывания донных частей шпуров). Категорически запрещается разбуривать «стаканы», так как в них могут быть остатки не детонированного ВВ. При обнаружении в забое «отказа» – невзорвавшегося заряда – проходчик обязан сообщить об этом лицу технического надзора и прекратить работы в забое. Работу по ликвидации невзорвавшегося заряда может выполнять только взрывник или проходчик, имеющий Единую книжку взрывника. Ликвидацию отказавших шпуровых зарядов производят взрыванием зарядов во вспомогательных шпурах, пробуренных параллельно отказавшим на определенном расстоянии. Все работы по ликвидации отказа выполняются в присутствии лица технического надзора и по его указанию. Для обеспечения требуемого эффекта взрывания и правильного оконтуривания выработки необходимо особенно тщательно выполнять разметку шпуров в забое, особенно врубовых и контурных. При разметке шпуров используют механические (шаблоны, рулетки и др.) и оптические (проекторные) устройства. Разметку верхних шпуров ведут с выдвижных площадок - подмостей укладчика обделки, щита или самоходных передвижных конструкций, имеющих прочное ограждение, или специальных проходческих лестниц.

Инструмент для бурения состоит из штанг и коронок. Штанги предназначены для работы со съемными коронками и служат для передачи усилий от бурильной машины к породоразрушающему инструменту. Штанги изготавливаются витыми, шестигранными и круглыми. При установке и смене буровых штанг необходимо избегать произвольного и внезапного включения буровой машины.

Бурение шпуров следует выполнять в строгом соответствии с паспортом буровзрывных работ. Паспортом буровзрывных работ (БВР) называют инструктивную карту (технический документ), определяющую основные параметры взрыва: число, направление и глубину шпуров, массу зарядов и последовательность их взрывания, тип ВВ и средств инициирования (СИ) зарядов, схему и расчет электровзрывной сети, материал и размер забойки, указания о месте укрытия взрывников и рабочих, продолжительность проветривания забоя горной выработки после взрыва, меры техники безопасности. Паспорт БВР определяет порядок выполнения взрывных работ. Экземпляр паспорта, выполненный несмываемой краской четко на твердой основе (фанера, жель и т.д.), вывешивают в забое.

При бурении шпуров в забое горных выработок применяют следующие виды бурения шпуров: вращательное, ударно-поворотное и вращательно-ударное. Сущность вращательного способа состоит в том, что резец под действием усилия внедряется в породу и скалывает её. При увеличении крепости пород, увеличивается усилие, прилагаемое к резцу. Поэтому область применения враща-

тельного бурения ограничивается крепостью пород  $f \leq 8$ , и при разработке рудных месторождений этот вид бурения не нашел широкого применения. Достоинства: непрерывность процесса, высокая производительность, разрушение породы крупным срезом, что уменьшает пылеобразование, относительно небольшая вибрация. Недостатки: ограниченная область применения по крепости.

Ударно-поворотное бурение: клиновидный инструмент внедряется в породу под действием кратковременной нагрузки (удара), направленной по оси инструмента. После каждого удара инструмент отскакивает от забоя и поворачивается на некоторый угол ( $10 - 20^\circ$ ). Разрушенную породу удаляют из шпура промывкой или продувкой. Область применения ударно-вращательного бурения при крепости пород  $f = 3 - 20$ . Применяется такой вид бурения в переносных (ПП) и телескопных (ПТ) перфораторах.

Переносные перфораторы (рис. 2.4) предназначены для бурения горизонтальных и наклонных шпуров диаметром 32 – 46 и глубиной до 5 м с рук, пневматических поддержек или установочно-падающих приспособлений в породах с коэффициентом крепости  $f \leq 20$ . Для очистки шпуров при бурении в перфораторах предусмотрено устройство для промывки и продувки шпура от буровой мелочи. Характеристика переносных и телескопных перфораторов производства Украины и России представлена в табл. 2.3.



Рис. 2.4. Внешний вид переносных перфораторов: а – ПП-50В1; б – ПП-54В2

Таблица 2.3

Характеристика переносных перфораторов производства Украины и России

Тип перфоратора	Диаметр коронки, мм	Глубина бурения, м	Энергия удара, Дж	Частота удара, Гц	Коэффициент крепости, $f$	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	Масса, кг
ПП36В2	32 – 40	$\leq 2$	36 – 40	33 – 40	$\leq 12$	2,8	24
ПП50В1	36 – 40	$\leq 3$	50	34	$\leq 18$	3,43	29
ПП54	$\leq 46$	$\leq 4$	55,5	40	$\leq 14$	-	31,5
ПП60НВ	32 – 40	$\leq 2$	60	40	$\leq 15$	4,47	22
ПП63	$\leq 46$	$\leq 5$	63,74	30,8	$\leq 20$	3,83	32
ПП76В	40 – 65	$\leq 12$	76	30 – 38	$\leq 20$	5,2	34
ПП80НВ	$\leq 46$	$\leq 9$	76	33	$\leq 20$	4,47	31,5

Пневматические поддержки (рис. 2.5, а) предназначены для поддержания переносных перфораторов на определенной высоте при бурении шпуров и подачи перфораторов на забой. При проведении горных выработок используют пневматические поддержки типа П1К, П2К и П3К характеризующиеся ходом поршня 800, 1100 и 1300 мм и массой 15,5, 17,5 и 19 кг, соответственно. Время на установку и перестановку поддержки в новое положение в расчете на один шпур составляет 1,8 – 2 мин.

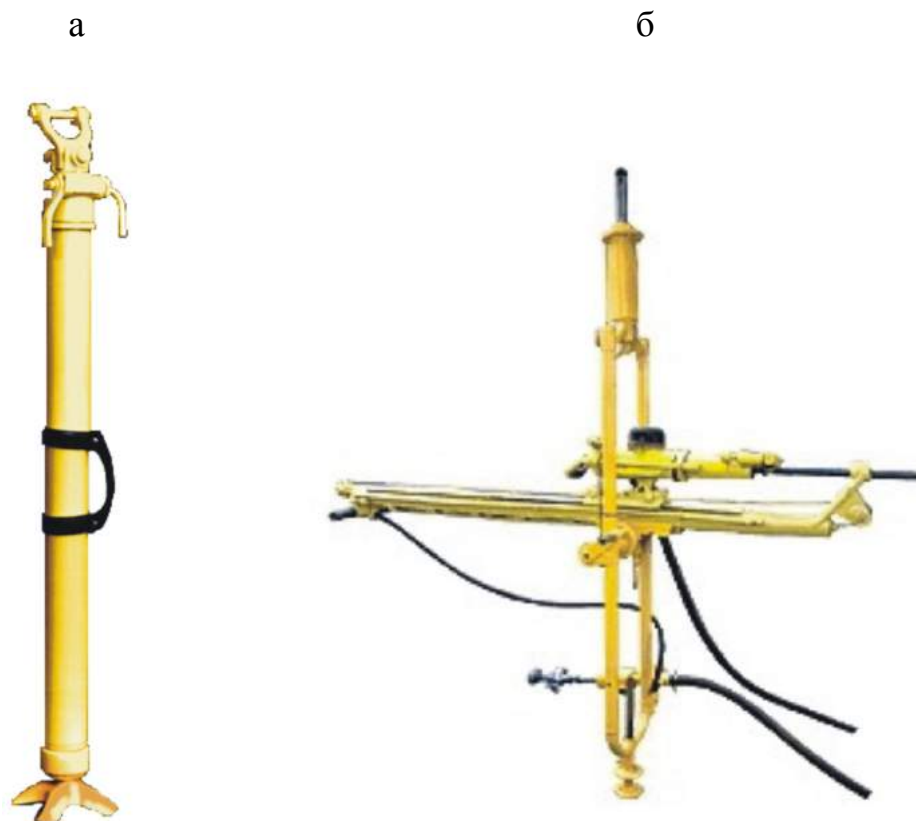


Рис. 2.5. Внешний вид: а – пневматическая поддержка типа П1К; б – установка переносная бурильная УПБ-1Б

Установки переносные бурильные типа УПБ (рис. 2.5, б) предназначена для бурения горизонтальных и наклонных шпуров в породах различной крепости при проведении подземных горных выработок высотой 1,8 – 3 м, преимущественно для подэтажных выработок и обеспечения снижения вибрации на рукоятках управления до санитарных норм. Применение установки до минимума сводит контакт рабочего с перфоратором. Конструкция машины позволяет разворачивать податчик с перфоратором в горизонтальной плоскости на 360°.

Телескопные перфораторы (рис. 2.6) предназначены для бурения восстающих шпуров глубиной до 15 м и диаметром 36 – 85 мм при проходке восстающих выработок и при креплении анкерной крепью в породах с коэффициентом крепости  $f \leq 20$ . Характеристика телескопных перфораторов производства Украины и России представлена в табл. 2.4.



Рис. 2.6. Внешний вид телескопных перфораторов: а – ПТ-38Б; б – ПТ-48А

Таблица 2.4

Характеристика переносных и телескопных перфораторов производства Украины и России

Тип перфоратора	Диаметр коронки, мм	Глубина бурения, м	Энергия удара, Дж	Частота удара, Гц	Коэффициент крепости, $f$	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /мин	Масса, кг
ПТ38Б	36 – 40	≤ 4	46	40	≤ 20	3,5	38
ПТ48А	52 – 85	≤ 15	47	43,3	≤ 20	1,5 – 2	47
ПТ63	≤ 46	≤ 5	63	30	≤ 20	3,5	42

К основным факторам, которые влияют на выбор бурильных машин, относятся: крепость горных пород в обуриваемом забое, диаметр и длина буримых шпуров.

Сменная производительность бурения шпуров перфораторами

$$H_{\sigma} = \frac{T_{см} - (T_{nz} + T_{об} + T_{л})}{\left(\frac{1}{v} + t_{\sigma}\right) \cdot k_{омд}}, \text{ шп.-м/смену}, \quad (2.1)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, мин;

$T_{nz}$  – время подготовительно-заключительных операций, которое при бурении шпуров переносными перфораторами с пневматических поддержек равно 6,5%, при бурении шпуров переносными перфораторами с переносных бурильных установок или установочно-подающих устройств – 12%, при бурении шпуров телескопными перфораторами – 8% от продолжительности смены, мин;

$T_{об}$  – время обслуживания рабочего места, равно при бурении шпуров переносными перфораторами с пневматических поддержек или телескопными перфораторами – 2%, при бурении шпуров переносными перфораторами с переносных бурильных установок или установочно-подающих устройств – 3,5% от продолжительности смены, мин;

$T_{л}$  – время на личные потребности, равно 10 мин;

$v$  – чистая скорость бурения бурильной машины

$$v = \frac{13400 \cdot A \cdot n}{d^2 \cdot (10 \cdot \sigma_{сж})^{0,59}}, \text{ мм/мин,} \quad (2.2)$$

где  $A$  – энергия удара, Дж;

$n$  – частота удара, Гц;

$d$  – диаметр шпура, мм;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа, т.е.  $\sigma_{сж} = 10 \times f$ , МПа;

$t_b$  – время вспомогательных операций, равное при бурении шпуров переносными перфораторами с пневматических поддержек – 1,24 – 3,96 мин/м, при бурении шпуров переносными перфораторами с переносных бурильных установок или установочно-подающих устройств – 1,87 – 4,8 мин/м, при бурении шпуров телескопными перфораторами – 1,24 – 4,01 мин/м;

$k_{отд}$  – коэффициент отдыха, при бурении шпуров переносными перфораторами с пневматических поддержек и с переносных бурильных установок или установочно-подающих устройств равный 1,1, при бурении шпуров телескопными перфораторами – 1,08.

Вращательно-ударное бурение представляет собой сочетание двух способов, при которых на буровой инструмент действует большое осевое усилие, большой крутящий момент и ударная нагрузка. Область применения вращательно-ударного бурения при крепости пород  $f = 8 - 20$ . Применяется такой вид бурения в колонковых перфораторах, бурильных машинах и буровых головках, установленных на самоходных установках бурильных шахтных типа УБШ (производства Украины и России), Boomer (производства Швеции) и DD (производства Финляндии). Характеристика бурильных машин и бурильных головок представлена в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Характеристика бурильных машин и бурильных головок производства Украины, России, Швеции и Финляндии

Тип бурильной машины	Диаметр коронки, мм	Энергия удара, Дж	Частота удара, Гц	Мощность удара, кВт	Частота вращения, об/мин	Масса, кг
ПК-60М	40 – 65	90 – 130	33,3 – 46,7	4,12	-	60
ПК-75М	46 – 85	147 – 157	33,3	4,86	-	75
БГА-2М	42 – 52	92	43	3,9	90 – 120	140
М3	42 – 75	167	37	5,5	50 – 80	-
М4	42 – 75	260	37	7,5	50 – 80	-
Б106	40 – 65	80 – 100	40 – 60	5,25	-	65
Б106А	40 – 65	120 – 130	40 – 60	7,2	-	85
СОР 1638	33 – 76	267	60	16	0 – 370	170
СОР 3038	43 – 64	360	102	30	0 – 380	165
HLX5	43 – 64	330	40 – 60	20	-	210
HL510	32 – 89	267	59	16	0 – 250	130

Самоходные установки бурильные шахтные (рис. 2.7) предназначены для бурения шпуров в породах различной крепости при проведении горных выработок, а также при ведении очистных работ в рудных шахтах. Бурильные установки полностью механизмируют процесс бурения, улучшают санитарно-гигиенические условия труда и частично механизмируют процессы зарядания шпуров и крепления горных выработок.

Бурильные установки разделяют на фронтальные и радиально-фронтальные. Фронтальными установками бурят шпуры вдоль оси выработки, а радиально-фронтальными – вдоль оси и перпендикулярно оси выработки.

Все бурильные установки классифицируются по следующим признакам:

1. По типу применяемых бурильных головок: вращательного действия, вращательно-ударного действия, ударно-вращательного действия;
2. По роду потребляемой энергии: пневматические, гидравлические, электрические, комбинированные;
3. По типу ходовой части: пневмошинные (П), колесно-рельсовые (КР), гусеничные (Г).

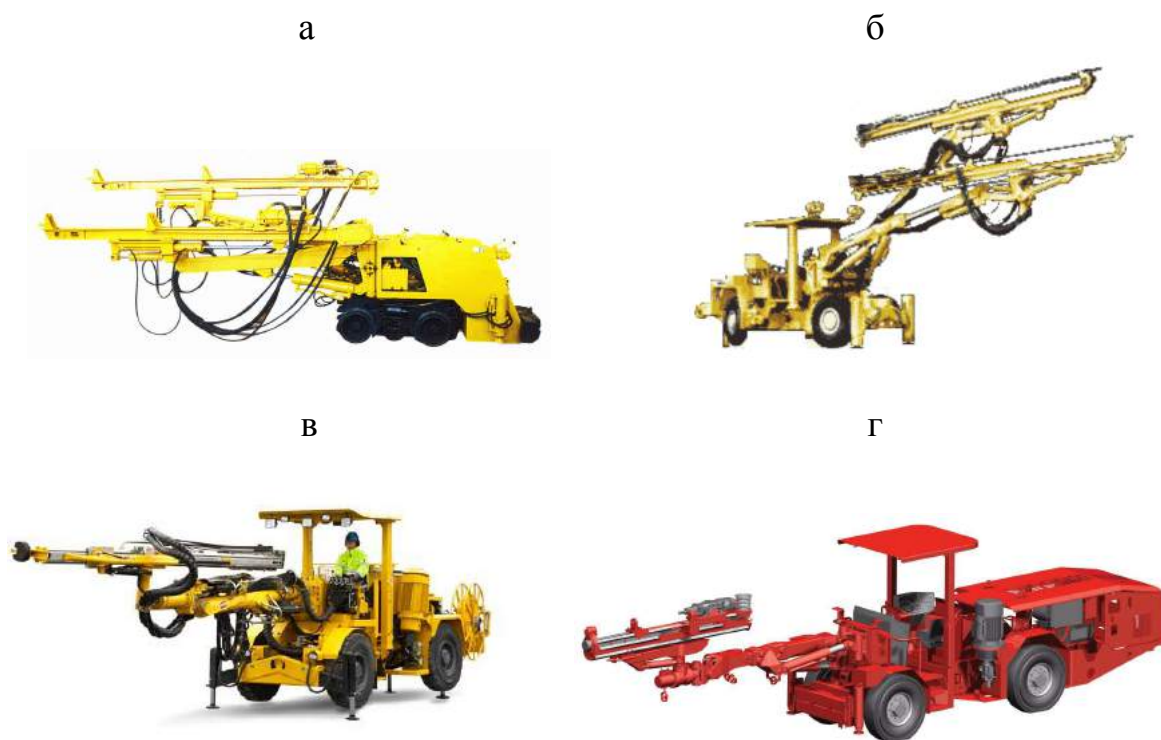


Рис. 2.7. Внешний вид самоходных бурильных шахтных установок: а – УБШ-207; б – УБШ-312А; в – Boomer 281; г – DD311-40

Сменная эксплуатационная производительность установки бурильной шахтной с учетом времени на подготовительно-заключительные операции и регламентированные простои по организационным и техническим причинам

$$H_{\sigma} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t'_{нз} + t_{ом} + t_{\epsilonз})}{\frac{1}{(k_o \cdot n \cdot v)} + (t_{ман} + t_{об.х.} + t_{к})}, \text{ шп.-м/смену}, \quad (2.3)$$

где  $t_{нз}$  – время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t'_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, принимается равным 9,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{ом}$  – время на отдых рабочих, принимается равным 10% от продолжительности смены, мин;

$t_{бз}$  – время технологического перерыва на взрывные работы, принимается равным 12% от продолжительности смены, мин;

$n$  – количество бурильных машин на установке;

$k_o$  – коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,78 при  $n = 2$  и 0,73 – при  $n = 3$ ;

$t_{ман}$  – время, затрачиваемое на манипулирование по установке и перестановке бурильных машин, обычно равно 0,25 – 0,5 мин на 1 м шпура;

$t_{об.х}$  – время обратного хода бурильной машины на 1 м шпура,  $t_{об.х} = 1/V_{об.х}$ , здесь  $V_{об.х}$  – скорость обратного хода, равная в среднем 20 м/мин;

$t_k$  – время на смену коронок, равно 0,1 мин на 1 м шпура;

$v$  – чистая скорость бурения бурильной машиной (м/мин), зависит от прочности пород и определяется по формуле (2.2).

Характеристика установок бурильных шахтных представлена в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Характеристика установок бурильных шахтных

Тип	Зона бурения (высота × ширина), м	Глубина бурения, м	Количество бурильных машин, шт.	Тип бурильной машины	Тип ходовой части	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
Производства Украины и России								
УБШ-207	3,2×4	2,5	2	Б106	КР	6,5	1,3	1,5
УБШ-227	3,5×4	2,7	1	Б106	КР	6,9	1,3	1,65
УБШ-308У	4×5	2,8 – 3,2	2	БГА-2М	Г	7,8	1,6	1,7
УБШ-201А	3,3×4	2,2	2	Б106	П	6,05	1,45	1,6
УБШ-312А	5×7	3,9	2	Б106	П	12	2	2,5
Производства Atlas Copco (Швеция)								
Boomer 104	4,7×4,8	2,5 – 3,7	1	СОР 1838	П	9,7	1,2	2,7
Boomer 281	6,1×6,1	3,1 – 4,9	1	СОР 1838	П	10,7	1,65	2,8
Boomer 282	6,4×8,7	3,1 – 4,9	2	СОР 1838	П	11,8	2	3
Boomer М2С	6,8×8,7	5	2	СОР 1838	П	13,6	2,2	3
Производства Sandvik (Финляндия)								
DD311-40	5,83×7,2	4,66	1	HLX5	П	11,87	1,85	3,1
DD321-40	6,06×8,82	4,66	2	HLX5	П	12,55	2,15	3,2
DD421-60	6,69×9,97	4,66	2	HLX5	П	13	2,31	3,42

Забуривание шпура выполняют при не полностью открытом воздушном кране забурником с крестовой коронкой, но с притупленным лезвием, что позволяет избежать выкрашивания твердой наплавки. После углубления штанги на 3 – 5 см воздушный кран можно открыть полностью и продолжать бурение на полную мощность перфоратора. В ходе бурения необходимо внимательно следить за правильным положением штанги, не допуская ее касания к стенкам шпура. Это позволит избежать искривления шпура и заклинивания штанги. Буровые штанги должны быть прямыми, без трещин, с заправленными хвостовиками и головками. Для предохранения глаз от засорения буровой мелочью и от попадания струи сжатого воздуха в случае разрыва шланга проходчики должны пользоваться защитными очками с небьющимися стеклами. При бурении шпуров в трещиноватых породах возможно заклинивание бура. Заклинившийся в шпуре бур извлекают только с применением бурового ключа или специального приспособления. Запрещается использовать для этих целей буровые механизмы. Если в процессе бурения появились признаки изменения геологических и гидрогеологических условий (самопроизвольное резкое увеличение или снижение скорости бурения, частое заклинивание бура в шпуре, проскакивание бура в пустоты и т.д.), то бурение шпуров прекращают и сообщают об этом руководителю смены для принятия необходимых мер.

Шпуры бурятся составными бурами со съёмными коронками, армированными твердым сплавом типа ВК8В, ВК11В, ВК15 в виде пластинок или цилиндрических штырей. Наиболее широко распространены коронки доломитовые с пластинчатыми или штыревыми твердосплавными вставками (коронки КДП и КДШ), а также трехперые (КТП и КТШ) и крестовые (ККП и ККШ). Условия применения буровых коронок представлено в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Условия применения буровых коронок

Обозначение буровой коронки	Область применения
КДП, КДШ	Бурение вязких монолитных пород
ККП, ККШ	Бурение вязких трещиноватых и абразивных пород
КТП, КТШ	Бурение хрупких монолитных и трещиноватых пород

Диаметр коронок устанавливается в зависимости от диаметра патронов применяемого ВВ. При бурении шпуров бурильными установками применяют коронки одного диаметра, который должен быть на 4 – 6 мм больше диаметра патронов ВВ.

По окончании бурения шпуров на заданную глубину их тщательно продувают сжатым воздухом через металлическую трубку диаметром 15 – 20 мм, вводимую в шпур постепенно на всю глубину. Контролирует соответствие пробуренных шпуров по паспорту БВР сменный инженер, горный мастер или взрывник. Отсоединяют шланг от магистралей и бурильной машины или установки бурильной шахтной. Производят уборку бурового инструмента, смазочных и других материалов. Убирают бурильную машину или отгоняют установку бурильную шахтную на место стоянки.



## 2.2.2. Заряжание и взрывание

Взрывные работы выполняются в соответствии с паспортом буровзрывных работ (БВР), утвержденным в установленном порядке. К производству взрывных работ допускаются рабочие, имеющие «Единую книжку взрывника». Заряжание шпуров производят после окончания бурения всех шпуров. В конце бурения шпуров мастер-взрывник или горный мастер проверяет соответствие глубины расположения шпуров паспорту БВР. Шпуры, которые не соответствуют паспорту, перебуривают, а шпуры, имеющие глубину меньше паспортной – добуривают. Заряжание шпуров – это процесс введения ВВ в шпур и подготовка его к взрыву. Рабочий процесс заряжания и взрывания шпуров в забое разделяется на ряд операций выполняемых последовательно, классификация которых представлена на рис. 2.8.

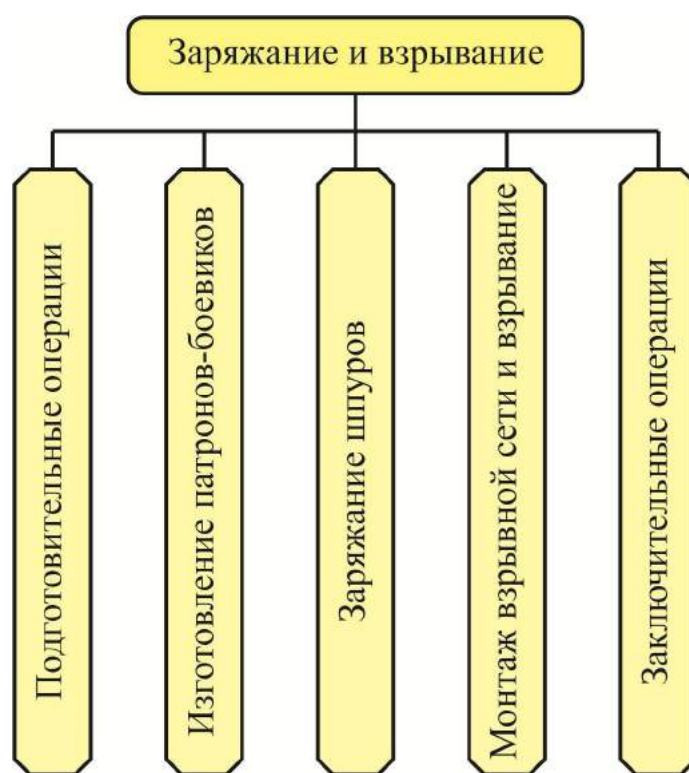


Рис. 2.8. Классификация операций при рабочем процессе: заряжание и взрывание шпуров в забое

При взрывных работах наиболее трудоемким процессом являются доставка ВВ и заряжание шпуров. Заряжание шпуров может быть ручным (патронированным ВВ) и механизированным (россыпным или эмульсионным ВВ). При механизированном заряжании применяют зарядчики (рис. 2.9), допущенные к применению Госнадзорхрантруда Украины, при ручном – в шпур патроны ВВ досылают забойником. В настоящее время в подземных выработках эксплуатируют зарядчики пневматического типа, конструкции которых разработаны для шахт и рудников, не опасных по газу и пыли, техническая характеристика которых представлена в табл. 2.8.



Рис. 2.9. Внешний вид пневматических зарядчиков для механизированного заряжания шпуров: а – УЗП-2; б – УЗП-3; в – МЗП-1

Таблица 2.8

Технические характеристики пневматических зарядчиков для механизированного заряжания шпуров

Наименование зарядчика	Диаметр шпуров, мм	Глубина шпуров, м, не более	Производительность техническая, кг/с	Длина транспортирования ВВ, м, не более	Масса, кг
УЗП-2	≤ 50	5	0,5 – 0,6	100	20
УРЗ-1Б ЭРА	≤ 52	3	0,6	10	7
ЗЭП-1 («Курама 7»)	34 – 60	3	0,3	-	2 – 2,2
ЗЭП-В («Курама 8»)	34 – 50	3	0,2	-	2,5
ЗЭП-15-01	≥ 36	-	0,6 – 0,9	8	40
ЗМК-1А	35 – 85	-	0,33	70	25
ЗП-1	32 – 50	5	0,25 – 0,5	-	15
ЗП-2	≤ 56	≤ 25	0,3 – 0,8	30	17
УЗП-3	≤ 50	5	0,6	100	16
МЗП-1	32 – 56	5	0,6 – 1	60	60
ПСЗ-10	≥ 36	-	0,6	6	15

Зарядчики по принципу действия исполнительного органа делятся на нагнетательные и эжекторные. Для заряжания шпуров гранулированными ВВ применяются различные пневматические зарядчики, классификация которых приведена на рис. 2.10.

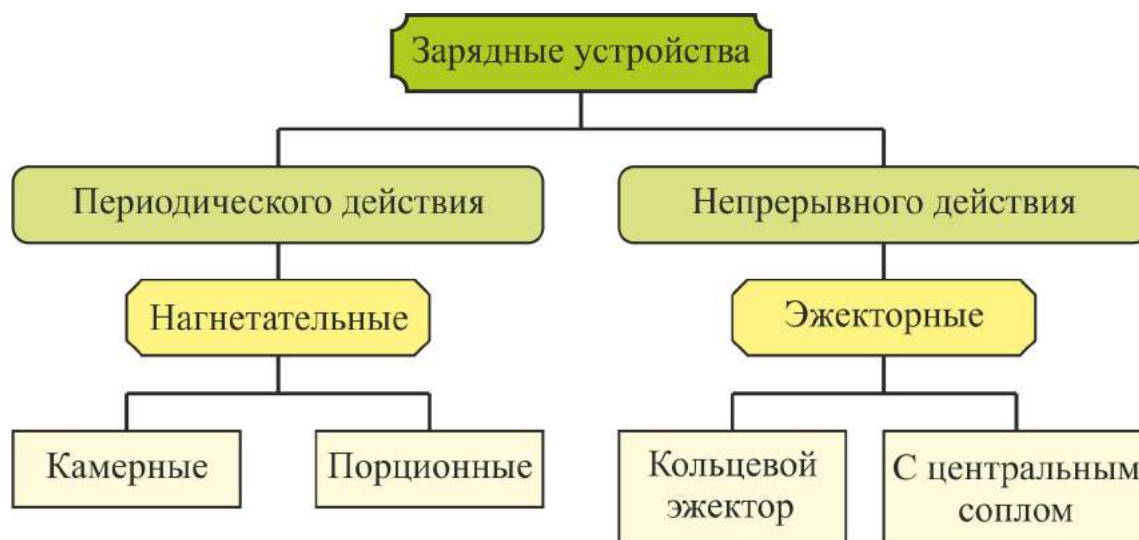


Рис. 2.10. Классификация зарядных машин, предназначенных для механизированного заряжания шпуров

Доставка взрывчатых материалов (ВМ) к забою выработок осуществляется вручную, рельсовым транспортом или самоходным транспортом. К доставке ВВ к месту работ допускаются только проинструктированные рабочие. Доставка разрешается работникам, находящимся под наблюдением мастера-взрывника. ВВ переносят в заводской упаковке в исправных сумках или кассетах. При этом ВВ и средства взрывания (СВ) помещают в отдельные сумки (кассеты). Детонаторы и боевики переносят только взрывники. При доставке ВМ электровозом в специальных вагонах впереди и сзади состава укрепляют опознавательные знаки.

Подготовительные операции. Забой должен быть подготовлен: шпуры очищены от буровой мелочи, забой хорошо освещен, все оборудование выведено из забоя, трубопроводы ограждены, налажены и проверены средства вентиляции и пылеподавления, при необходимости устроены подмости и настилы. При механизированном заряжении осуществляется доставка в забой пневматического зарядчика и шлангов, присоединение шлангов и пробный пуск зарядчика без ВВ. После доставки ВМ взрывник осматривает забой, устанавливает предупредительные знаки и подает сигнал о начале взрывных работ. При проведении горных выработок используют следующие способы взрывания: огневой, электрический, электроогневой неэлектрическими системами инициирования зарядов или детонирующим шнуром (при неустойчивых горных породах).

*Огневое взрывание* – это способ взрывания выполняется посредством капсуля-детонатора (КД) и огнепроводного шнура (ОШ) с применением средств его поджигания. Способ применяют на рудниках, не опасных по взрыву газа и пыли, при взрывании небольшого числа зарядов и возможности быстрого и беспрепятственного ухода взрывника в безопасное место. Начальным импульсом служит внешнее пламя от горения того или иного средства зажигания. Огнепроводный шнур содержит пороховой заряд в асфальтовой или пластиковой оболочке и горит со скоростью 1 см/с. Огневое взрывание отличается простотой, дешевизной и достаточной эффективностью действия зарядов. Недостаток

его – повышенная опасность работ, чем при электрическом взрывании или при взрывании детонирующим шнуром.

*Электрическое взрывание* – способ реализуется с помощью электродетонаторов (ЭД), включённых в электровзрывную сеть. Совокупность электродетонаторов с проводами, соединяющими их между собой, и источником тока называется электровзрывной сетью. Начальным импульсом служит электрический ток. К принадлежностям электрического взрывания относятся взрывные машинки и приборы, а также контрольно-измерительные приборы. В систему электрического взрывания входят также провода или кабели и соединительная арматура. Электрическое взрывание безопаснее огневого, так как позволяет взрывать больше зарядов и может применяться в любых условиях ведения взрывных работ. Кроме того, преимущества состоят в отсутствии вредных газов, выделяемых при горении ОШ. Производство взрыва с любого расстояния, в обеспечении одновременного взрывания зарядов, а также с интервалами по сериям и т.д. Недостатки данного способа взрывания заключаются в высокой сложности при подготовке электросетей и соединении проводов. В опасности при ликвидации отказавших зарядов и взрыва от блуждающих токов, высокой стоимости средств взрывания.

Взрывание с использованием *детонирующего шнура* типа ДШ осуществляется проще, чем при электрическом взрывании. Детонирующий шнур служит для передачи детонации от инициирующего капсюля-детонатора или электродетонатора к заряду ВВ, а также от одного заряда к другому. Для создания необходимых замедлений между взрывами зарядов используют пиротехнические замедлители КЗДШ с десятью степенями замедления от 0,01 до 0,2 с. При взрывании посредством детонирующего шнура, патрон-боевик представляет собой патрон ВВ, обвязанный детонирующим шнуром. При этом капсюли-детонаторы или электродетонаторы служат только для инициирования взрыва самого детонирующего шнура и не входят в патрон-боевик.

Для *электроогневого взрывания* зарядов применяют КД, ОШ, электрозажигательные патроны и принадлежности: взрывные провода или кабели и соединительная арматура. Начальным импульсом является электрический ток. Электрозажигательный патрон представляет собой гильзу из тонкого картона, на дне которой находится слой из смеси пороха, парафина и канифоли. В донную часть вмонтирован электрический воспламенитель. При использовании электрозажигательных патронов в гильзу вводят шнуры зажигательных трубок, идущие из расположенных вблизи шнуров. Гильзу с пучком шнуров плотно обвязывают шпагатом. Провода электровоспламенителя подключают к магистральным проводам и из укрытия включают ток. Вспыхивает электрический воспламенитель, от его пламени загорается воспламеняющаяся смесь, а последняя зажигает пороховые сердцевинки ОШ зажигательных трубок. Электроогневое взрывание осуществляется также в случае использования зажигательных патронов, когда воспламеняющая смесь загорается с помощью отрезка ОШ, поджигаемого электрозажигательной трубкой.

В настоящее время широкое применение на отечественных рудниках и зарубежном находят *неэлектрические системы инициирования*, основанные на пе-

редаче ударной волны по трубчатому пластиковому высокопрочному волноводу со скоростью до 2 км/с. Это достигается за счет покрытия (напыления) внутренней его поверхности тончайшим слоем ВВ (типа тэна или октогена) с добавками тонкодисперсного алюминия. Масса навески ВВ составляет на 1 м волновода около 50 мг. Один конец волновода запаян, а на другом смонтирован герметический детонатор. Инициирование ударной волны в волноводе производится с помощью специальных пистолетов-стартеров, снаряжаемых капсюлями, электрическим импульсом от взрывной машинки. Перед взрывом запаянный конец волновода обрезается. Инициирование также осуществляется обычным КД, ЭД или петлей детонирующего шнура. Обрезка конца волновода не требуется, производится инициирование одновременно 20 и более волноводов. Неэлектрические системы инициирования зарядов удобны в монтаже, надежны и безопасны.

После проверки и замера шпуров взрывник изготавливает патроны-боевики точно по количеству зарядов. Патрон-боевик предназначен для надежной детонации всего заряда (рис. 2.11). При огневом и электрическом взрывании и неэлектрической системой инициирования он представляет собой патрон ВВ с вставленным в него капсюлем КД, взрывающимся от огнепроводного шнура или волновода и ЭД. Патроны-боевики изготавливают непосредственно в забое. Порядок изготовления патронов-боевиков следующий: не разворачивая оболочки на одном из торцов патрона деревянной или из цветного металла наколочкой, делают углубление, в него вводят детонатор.

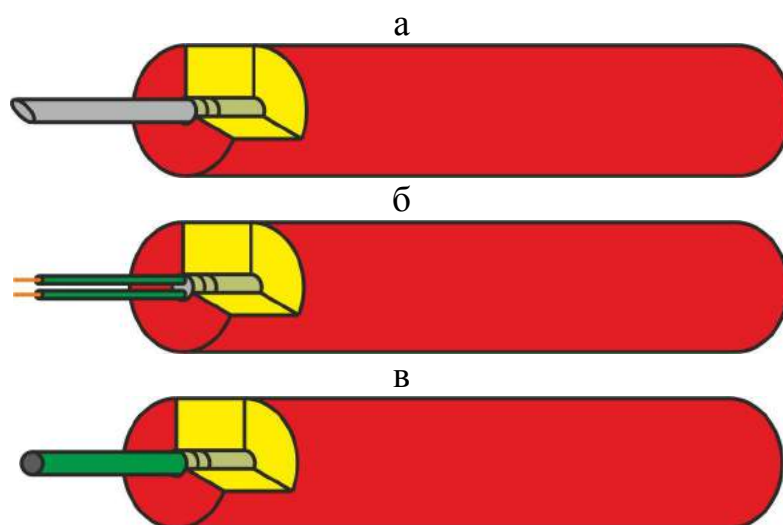


Рис. 2.11. Внешний вид патрона-боевика при разных способах взрывания: а – огневом и электроогневом; б – электрическом; в – неэлектрическими системами инициирования зарядов

Заряжание шпуров. Перед началом заряжания шпуров в забое, все люди не участвующие в заряжании, должны быть выведены в безопасное место, указанное в паспорте БВР. В подземных выработках перед заряжанием шпуров в местах возможных подходов к забою, где проводятся взрывные работы, должны быть поставлены посты охраны. В отдельных случаях допускается, с момента заряжания, выставление предупредительных знаков на границах опасной зоны с

обязательным выставлением постов непосредственно перед взрыванием. В зависимости от конструкции заряда в шпурах различают прямое и обратное инициирование зарядов. При прямом инициировании сперва заряжают шпур ВВ, а затем вводят патрон-боевик. А при обратном наоборот, сперва в шпуре размещают патрон-боевик, а потом заряжают ВВ. При ручном зарядании шпуров патронированным ВВ для проталкивания патронов и уплотнения забойки допускается применять забойники из дерева или других материалов, не дающих искры. Работы по заряданию забоя на высоте более 1,5 м ведут только с полков или с выдвинжных площадок укладчиков обделки и проходческих щитов. При механизированном зарядании шпуров мешки с ВВ подносятся к зарядчику. Убедившись в исправности пневматического зарядчика, заполняют его взрывчатым веществом, вводят в шпур зарядную трубку и с помощью сжатого воздуха подают требуемое количество ВВ. По окончании зарядания всех шпуров зарядчик продувают сжатым воздухом, удаляя остатки ВВ, промывают водой, отключают от сети сжатого воздуха и убирают из забоя.

С целью повышения безопасности взрывных работ и эффекта взрыва, а также предотвращения выброса ВВ из шпуров применяют забойку – материал, которым заделывают не заполненную зарядом часть шпура. Без забойки газы, образующиеся при взрыве, вырываются из шпура в атмосферу выработки, не произведя полезной работы по разрушению массива породы. Длина забойки должна быть не менее 1/3 общей длины шпура. В качестве материала забойки применяют песок, глину, воду. Лучшим материалом для забойки считают смесь одной части глины и трех частей песка. Обычно материал для забойки шпуров готовят в виде пыжей (коротких цилиндров) диаметром, несколько меньшим диаметра шпура. Наилучшие технико-экономические показатели обеспечивает водяная забойка (гидрозабойка) из пластиковых ампул, заполненных водой. Цилиндрическая ампула из полиэтилена на одном конце имеет лепестковый обратный клапан для удержания воды, второй конец ампулы запаян. При взрывании ВВ ампулы лопаются, вода орошает взорванную породу и частично уменьшает вредное действие газов и пылеобразование в рудничной атмосфере.

Сменная производительность при ручном зарядании шпуров

$$H_3 = \frac{(T_{см} - T_{н.з} - T_{н.м})}{(t_o + t_г) \cdot (1 + k_{ом})}, \text{ шп.-м/смену}, \quad (2.4)$$

где  $T_{н.з}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 13 мин;

$T_{н.м}$  – время на технологический перерыв, равное 20 мин;

$(t_o + t_г)$  – норма времени на зарядание 1 м шпура:

средняя глубина шпуров, м	1	1,5	2	2,5	3
$(t_o + t_г)$ , чел-мин/м	1,52	1,34	1,18	1,06	0,95

$k_{ом}$  – коэффициент отдыха, равный 0,1.

Сменная производительность при механизированном зарядании шпуров зарядной машиной

$$H_3 = \frac{(T_{см} - T_{нз} - T_{об} - T_{дон})}{(t_o + t_г) \cdot (1 + k_{ом})}, \text{ шп.-м/смену}, \quad (2.5)$$

где  $T_{nz}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, равная 30 – 50 мин;

$T_{об}$  – время на обслуживание зарядной машины, равное 1 – 15 мин;

$T_{дон}$  – время на дополнительные операции, равное 47 мин.

Монтаж взрывной сети – прокладка проводов электрических сетей, волноводов или линий детонирующего шнура с подключением к ним зарядов в порядке, обеспечивающем запроектированную схему замедлений. Взрывную сеть монтируют после окончания заряжания и забойки шпуров и вывода людей из забоя. Эта работа требует от взрывника большой осторожности. Сменный инженер или горный мастер и взрывник проверяют правильность заряжания шпуров и монтажа взрывной сети, после чего из специального укрытия производится взрывание. При электрическом способе взрывания концевые провода от ЭД с помощью участковых и магистральных проводов соединяются во взрывную сеть, затем исправность взрывной сети проверяют прибором, концы магистральных проводов соединяют с источником тока, подают боевой сигнал и включают ток. При взрывании с помощью неэлектрических систем инициирования волноводам передается от ДШ прикрепленного к их группам. После визуального контроля сети к другому концу ДШ подсоединяется два ЭД, сеть проверяется, подаётся боевой сигнал, включается ток во взрывную сеть. При огневом взрывании монтаж сети не производится и каждый отрезок ОШ, идущий от зарядов, поджигается и взрывается отдельно. При электроогневом взрывании поджигание отрезков ОШ, идущих к зарядам, производится электровоспламенителями, смонтированными в электрическую цепь. Одновременное поджигание нескольких отрезков ОШ (5 и более) проводится патронами группового зажигания.

При производстве взрывных работах подаются следующие звуковые сигналы:

– первый сигнал – «Предупредительный» (один продолжительный), при этом все люди, не занятые заряжанием и взрыванием, должны удалиться за пределы опасной зоны, у ее границ выставляются посты охраны;

– второй сигнал – «Боевой» (два продолжительных), после него взрывники при огневом взрывании зажигают огнепроводные шнуры и удаляются в укрытие (а при электрическом взрывании включают ток);

– третий сигнал – «Отбой» (три коротких), подается после осмотра места взрыва и означает окончание взрывных работ.

Для проверки результатов взрыва и сбор остатков ВМ допуск рабочих к месту взрыва разрешается лицом технического надзора, ответственным за ведение взрывных работ в данной смене.

### 2.2.3. Проветривание

Образовавшиеся при взрыве зарядов ВВ, ядовитые газы, должны разжигаться свежим воздухом и выноситься из выработки в течение короткого отрезка времени, не превышающего 30 мин. Проветривание горных выработок при их проведении, осуществляют с помощью вентиляторов местного проветривания (рис. 2.12) и за счет общешахтной депрессии. Проветривание за счет общешахтной депрессии применяют редко, в тех случаях, когда проводят две

параллельные выработки, которые сбивают между собой через промежутки не более 30 м.



Рис. 2.12. Внешний вид вентиляторов местного проветривания: а – ВМЭ-4; б – ВМЭ-5; в – ВМП-4М

Наибольшее распространение имеет проветривание горных выработок вентиляторами местного проветривания в сочетании с вентиляционными трубами, характеристика которых представлена в табл. 2.16. С помощью вентиляторов и труб проветривание горных выработок осуществляют следующими способами: нагнетательным, всасывающим и комбинированным (рис. 2.9).

Таблица 2.9

Характеристика вентиляторов местного проветривания

Показатель	ВМЭ-4	ВМЭ-5	ВМЭ-6	ВМЭ-8	ВМЭ-12А	ВМП-4М	ВМП-6/1
Номинальный диаметр, мм	400	500	630	800	1200	400	600
Номинальная подача, м <sup>3</sup> /с	2	3,65	7	10	21	1,4	5,2
Номинальное полное давление, Па	1300	2000	2500	3200	2600	1400	2000
Максимальный полный КПД	0,61	0,66	0,68	0,63	0,72	0,25	0,33
Мощность электродвигателя, кВт		15	25	50	110	-	-
Давление сжатого воздуха, МПа	-	-	-	-	-	0,5	0,5
Длина, мм	-	1020	1050	1216	2280	-	-
Высота, мм	590	825	975	1170	1717	650	1000
Ширина, мм	600	800	750	910	1350	600	1000
Масса, кг	145	270	420	800	2200	70	340



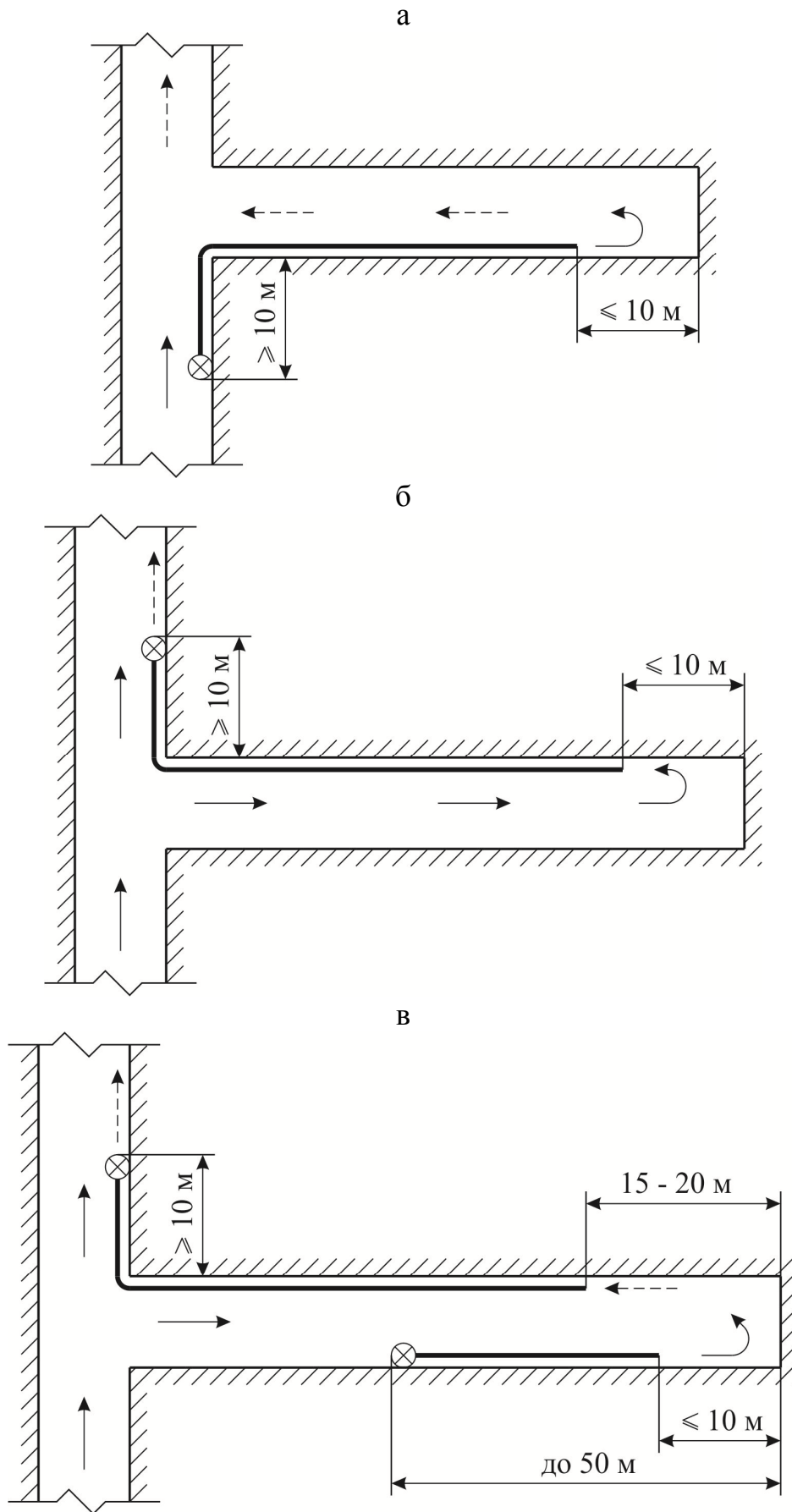


Рис. 2.13. Схемы проветривания тупиковых горных выработок: а – нагнетательная; б – всасывающая; в – комбинированная

*Нагнетательный способ* – обеспечивает быстрое разжижение продуктов взрыва и вынос газов и пыли из тупиковой части выработки за счет нагнетания свежего воздуха по трубам. Наибольший эффект достигается в том случае, если конец вентиляционного трубопровода находится не ближе 8 – 10 м от забоя. Недостаток этого способа заключается в том, что выработка в течение всего периода загрязнена пылью и газами. Нагнетательную схему проветривания применяют при длине выработок до 300 – 700 м.

*Всасывающий способ* проветривания имеет ограниченное применение. Выработка свободна от вредных газов на всем своем протяжении (кроме тупиковой части, прилегающей к забою). Проветривание было бы эффективным, если конец трубопровода можно было расположить в 2 – 3 м от забоя. Однако ближе, чем в 6 – 8 м от забоя, во избежание повреждения во время взрыва трубопровод располагать нельзя. В этом случае проветривание идет медленно, в забое застаиваются газы. Всасывающую схему проветривания применяют при длине выработки 400 – 1000 м.

При *комбинированном способе* проветривания применяют два вентилятора. Один вентилятор нагнетает свежий воздух в забой, а другой, работающий на всасывании, удаляет вытесненные и разбавленные газы из призабойного пространства. Производительность всасывающего вентилятора должна быть на 20 % больше нагнетательного. Если комбинированное проветривание осуществляют без установки перемычки, то производительность всасывающего вентилятора принимают на 30 % больше нагнетательного во избежание распространения газов по выработке. Нагнетательный вентилятор устанавливается за пределами зоны, загрязняемой вредными газами и пылью при взрывных работах. Протяженность этой зоны определяется расчетом в зависимости от массы взрываемого ВВ, его свойств и площади поперечного сечения выработки. В среднем эта величина составляет около 50 м. Комбинированная схема проветривания применяется при проветривании очень протяженных выработок длиной более 1000 м.

В настоящее время проветривание тупиковых горизонтальных и наклонных выработок осуществляют, как правило, с применением гибких вентиляционных труб диаметром 400, 500, 600, 800 и 1000 мм. Гибкие трубы изготавливают из капрона с односторонним покрытием негорючей резиной, чефера с двусторонним покрытием полихлорвинилом, чефера с двусторонним резиновым покрытием. Гибкие трубы соединяют между собой стыковыми кольцами и подвешивают к тросу протянутому по выработке. По сравнению с металлическими гибкие трубы обладают следующими достоинствами: меньшее число стыков, снижающее утечки воздуха и трудоемкость монтажа; малая масса (масса 1 м трубы 1,8 – 4,7 кг); низкая стоимость, удобны при транспортировании и монтаже. Недостатки гибких труб: сравнительно малый (12 – 24 мес) срок службы, подверженность повреждениям, в результате чего увеличивается утечка воздуха.

Металлические трубы изготавливают из листовой стали толщиной 2 – 3 мм. Диаметр труб – 0,4 – 1 м, длина 2, 2,5, 3 и 4 м. Масса 1 м трубы с деталями подвески 26 – 73 кг. Металлические трубы соединяют на фланцах болтами с

резиновой прокладкой и подвешивают скобами. Металлические трубы требуют большого расхода металла, трудоемки при транспортировании и монтаже. Их достоинства – большой (до 3 лет) срок службы.

Вентиляционные трубы должны прокладываться прямолинейно с плотным соединением стыков, исключающим утечки воздуха. Гибкие трубы должны быть натянуты, не должны иметь складок и скручивания. В конце гибкого става следует вставлять металлическую трубу равного диаметра и длиной 1 – 1,5 м.

Расчет вентиляции тупиковых выработок включает расчет расхода воздуха и депрессии вентилятора местного проветривания, а также выбор типа вентилятора, типа и диаметра вентиляционного трубопровода, схемы установки вентилятора. Расчет расхода воздуха при этом производится по основным определяющим факторам:

- по разжижению газов от взрывных работ;
- по максимальному количеству людей в забое;
- по выхлопным газам от двигателей внутреннего сгорания;
- по минимально-допустимой скорости движения воздуха.

Из выше перечисленных факторов к расчету принимается максимальное значение.

Расход воздуха по разжижению газов от взрывных работ по В.Н. Воронину – при нагнетательном способе проветривания

$$Q_n = \frac{2,3}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{св}^2 \cdot L^2 \cdot B}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.6)$$

где  $t$  – время проветривания забоя после производства взрывных работ,  $\leq 1800$  с ( $\leq 30$  мин);

$A$  – масса одновременно взрываемого ВВ в забое, кг;

$L$  – длина проветриваемой выработки, м;

$B$  – фактическая газоносность ВВ, равная 40 л/кг;

– при всасывающем способе проветривания

$$Q_в = \frac{2,83}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{св} \cdot B \cdot \left(20 + \frac{A}{3}\right)}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.7)$$

– при комбинированном способе проветривания:

расход воздуха у забоя нагнетательным вентилятором

$$Q_{в.н} = \frac{2,3}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot S_{св}^2 \cdot l^2 \cdot B}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.8)$$

где  $l$  – расстояние от забоя выработки до вентиляционного трубопровода или перемычки, м.

расход воздуха у забоя всасывающим вентилятором при наличии вентиляционной перемычки

$$Q_{в.в} = 1,2 \cdot Q_{в.н}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.9)$$

расход воздуха у забоя всасывающим вентилятором при отсутствии вентиляционной перемычки

$$Q_{в.в} = 1,3 \cdot Q_{в.н}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (2.10)$$

Расход воздуха по максимальному количеству людей в забое

$$Q = 0,1 \cdot n, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.11)$$

где 0,1 – норма расхода воздуха на одного человека, м<sup>3</sup>/с;

$n$  – наибольшее число людей, одновременно находящихся в забое, чел.

Расход воздуха по выхлопным газам от двигателей внутреннего сгорания

$$Q = 0,1133 \cdot N_{\partial}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.12)$$

где  $N_{\partial}$  – суммарная мощность работающих двигателей внутреннего сгорания, кВт;

0,1133 – норма расхода воздуха на 1 кВт мощности двигателя внутреннего сгорания, м<sup>3</sup>/с.

Расход воздуха по минимально-допустимой скорости движения воздуха

$$Q = v_{\min} \cdot S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.13)$$

где  $v_{\min}$  – минимально допустимая скорость движения воздуха по выработке, равная 0,25 м/с.

Потребная подача вентилятора местного проветривания

$$Q_{\text{в}} = p \cdot Q, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.14)$$

где  $p$  – коэффициент утечек (потерь) воздуха, (см. табл. 2.10).

Таблица 2.10

Коэффициент утечек (потерь) воздуха  
для резиновых вентиляционных трубопроводов

Длина трубопровода, м	100	200	300	400	500	600	700	800
Коэффициент утечек воздуха, $p$	1,07	1,14	1,19	1,25	1,30	1,36	1,39	1,43

Коэффициент утечек воздуха

$$p = \left( \frac{1}{3} \cdot k \cdot d_m \cdot \frac{L}{l_c} \sqrt{R} + 1 \right)^3, \quad (2.15)$$

где  $k$  – коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости, равный при хорошем качестве сборки труб 0,0005 – 0,001, при удовлетворительном – 0,001 – 0,003;

$d_m$  – диаметр трубопровода, м;

$L$  – длина трубопровода, м;

$l_c$  – длина одной трубы, м;

$R$  – аэродинамическое сопротивление трубопровода

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot L}{d_m^5}, \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4, \quad (2.16)$$

где  $\alpha$  – коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, (см. табл. 2.11).

Таблица 2.11

Коэффициент аэродинамического сопротивления для металлических труб

Диаметр трубопровода, м	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8
Коэффициент аэродинамического сопротивления, $\alpha$	0,0004	0,00035	0,00032	0,0003	0,00025

Для всех диаметров прорезиненного трубопровода коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода (без учета утечек воздуха по длине) может быть принят  $\alpha = 0,00045$ .

Статическое давление

$$H_c = p \cdot R \cdot Q^2, \text{ Па.} \quad (2.17)$$

Местные потери напора

$$H_m = 0,2 \cdot H_c, \text{ Па.} \quad (2.18)$$

Динамическое давление

$$H_d = \frac{v_m^2 \cdot \gamma}{2}, \text{ Па,} \quad (2.19)$$

где  $\gamma$  – плотность воздуха, равная  $1,2 \text{ кг/м}^3$ ;

$v_m$  – скорость движения воздуха в трубопроводе

$$v_m = \frac{4 \cdot Q}{\pi \cdot d_m^2}, \text{ м/с.} \quad (2.20)$$

Давление (напор) вентилятора местного проветривания

$$H_e = H_c + H_m + H_d, \text{ Па.} \quad (2.21)$$

По рассчитанным значениям расхода воздуха и давления выбирается вентилятор по его аэродинамической характеристике (рис. 2.14). Если вентилятор по давлению подобрать нельзя, то принимают к установке два или несколько вентиляторов, работающих последовательно в одном металлическом трубопроводе. При такой установке вентиляторы должны обеспечить расчетный расход воздуха и в сумме давать давление, равное расчетному давлению вентилятора.

Если для проветривания применяют гибкие прорезиненные трубы, то вентиляторы устанавливают один за другим без разрывов со стороны свежей струи воздуха – так называемое каскадное расположение вентиляторов. В этом случае вентиляторы должны иметь одинаковую производительность (подачу) и будут обеспечивать суммарное давление (депрессию).

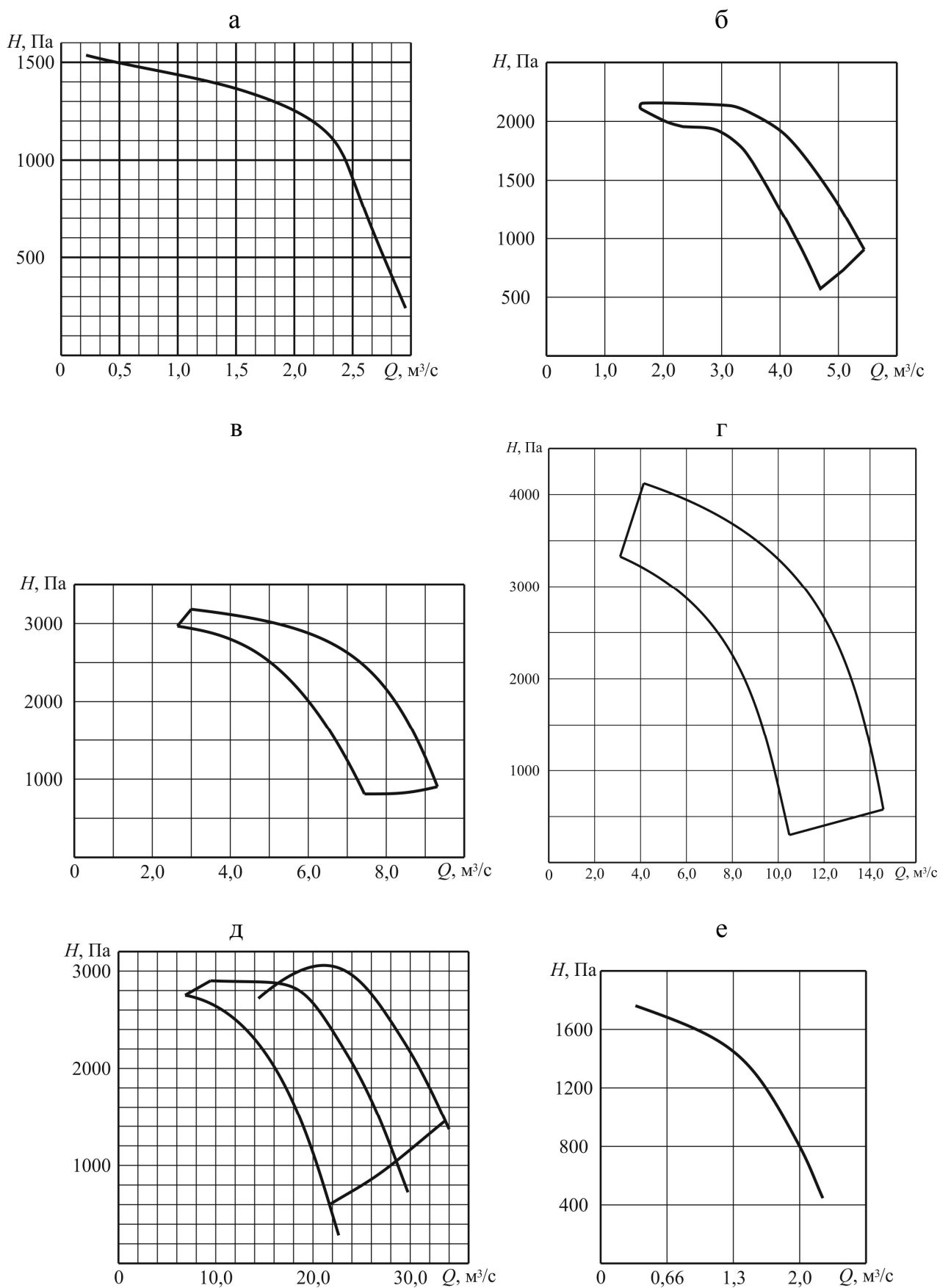


Рис. 2.14. Аэродинамические характеристики вентиляторов местного проветривания: а – ВМЭ-4; б – ВМЭ-5; в – ВМЭ-6; г – ВМЭ-8; д – ВМЭ-12А; е – ВМП-4М

#### 2.2.4. Уборка горной массы

**Уборка горной массы** – погрузка разрушенной горной массы с помощью погрузочных машин непосредственно или через перегружатель в транспортные средства или восстающий. Это один из основных процессов проходческого цикла, который занимает до 40 – 50 % времени от продолжительности цикла. Уровень механизации погрузки составляет около 95 – 98 %. Механизация погрузки осуществляется с помощью погрузочных машин и реже скреперными установками. Погрузочные машины предназначены для механизации погрузки горной массы в транспортные средства. В настоящее время внедрение высокопроизводительных погрузочных машин позволяет уменьшить трудовые затраты и время погрузки до 30 – 35 % от общего цикла работ. Рабочий процесс уборки горной массы в забое подразделяется на ряд операций, выполняемых последовательно, классификация которых представлена на рис. 2.15.



Рис. 2.15. Классификация операций при рабочем процессе уборки горной массы в забое

Подготовительными операциями при уборке горной массы являются: осмотр рабочего места и приведение его в безопасное состояние, наладка освещения, подноска инструмента и смазочных материалов. Подключение воздухопроводного шланга или электрического кабеля к погрузочной машине. Осмотр, смазка, заправка (ГСМ и ДТ) опробование и устранение мелких неисправностей погрузочной машины, подгон ее к забою.


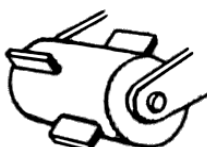

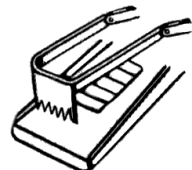
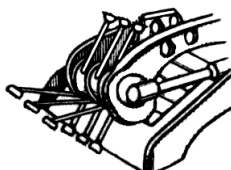
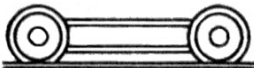


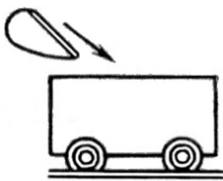
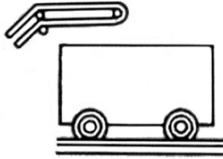
Операция погрузки горной массы в транспортные средства (вагонетки, шахтные автосамосвалы и т.д.) осуществляется по средствам погрузочной машины. К основным факторам, обуславливающим технологические параметры погрузочных машин, относят горно-геологические условия – поперечное сече-

ние горной выработки, угол наклона выработки, крепость пород, водообильность, крупность кусков отбитой горной массы и т.п. Погрузочная машина должна обеспечить максимальный уровень механизации погрузки, высокую производительность труда и, что очень важно, обеспечить проектируемую скорость проведения выработки. Машина должна размещаться в выработке с обеспечением зазоров, соответствующих Правилам безопасности.

Погрузочные машины классифицируют по принципу работы исполнительного органа – машины периодического действия (ППН), машины непрерывного действия (ПНБ) и транспортно-доставочные машины (ПТ и ПД). Классификация погрузочных машин представлена в табл. 2.12.

Таблица 2.12

Классификации погрузочных машин

По типу рабочего органа				
Ковшовый	Барабанно-лопастной	Парные нагребавшие лапы	Гребковый	Гребково-роторный
				
По исполнению ходовой части				
Колесно-рельсовый		Гусеничный	Пневмошинный	
				
По способу передачи груза				
Прямой (рабочим органом)		Ступенчатый (перегружающим конвейером)		
				

Погрузочные машины периодического действия являются машинами атакующего действия (рис. 2.16). В процессе погрузки они наступают на разрыхленную породу или руду, производя ее зачерпывание, и отступают от забоя, одновременно разгружая ковш в транспортное средство. Техническая характеристика погрузочных машин периодического действия представлена в табл. 2.13.



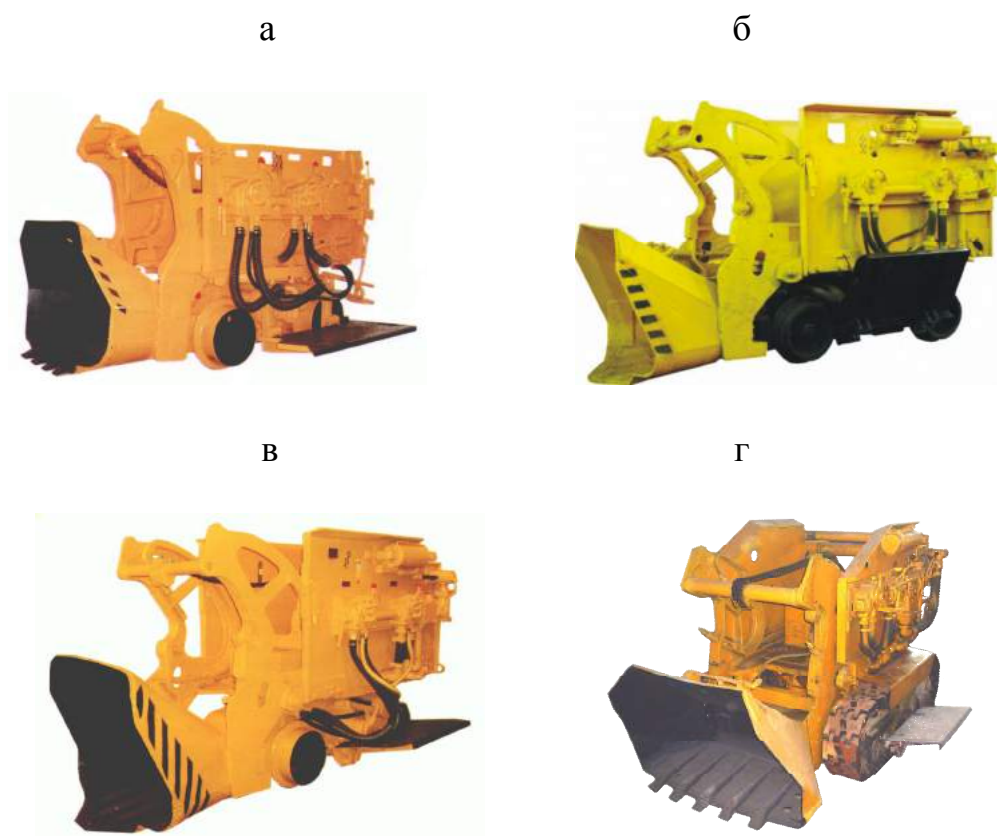


Рис. 2.16. Внешний вид погрузочных машин периодического действия: а – НК-1; б – ППН-3А; в – МППЗ; г – ППН-2Г

Таблица 2.13

Техническая характеристика погрузочных машин периодического действия

Тип машины	Производительность, м <sup>3</sup> /мин	Емкость ковша, м <sup>3</sup>	Ширина захвата, м	Высота загрузки, м	Размер погрузаемых кусков, мм	Длина, м	Ширина, м	Высота, м	Колея, мм	Масса, т
ППН-1с	1	0,2	2,2	1,25	400	2,25	1,25	1,5	600, 750	3,5
НК-1	1,25	0,26	2,2	1,3	300	2,5	1,28	1,58	600, 750, 900	3,5
ППН-3А	1,75	0,55	3,2	1,65	600	3,2	1,5	1,8	750, 900	6,8
МППЗ	2	0,6	3,2	1,55	600	3,3	1,5	1,8	600, 750, 900	6,7
ППН-2Г	2	0,4	-	1,12	400	2,7	1,26	1,75	-	6
ППМ-4У	1,25	0,32	4	1,45	400	8,2	1,8	1,73	600, 750, 900	10

Погрузочные машины непрерывного действия (рис. 2.17) с парными нагребными лапами бокового захвата типа ПНБ используются для погрузки горной массы в очистных забоях и при проведении подготовительных вырабо-

ток высотой менее 5 м, которые входят в состав различных проходческих и очистных комплексов. Погрузочные машины типа ПНБ выпускаются четырех классов: легкие, средние, тяжелые и сверхтяжелые. Каждый класс обозначается цифрой, которая в индексе машины ставится справа (ПНБ-1, ПНБ-2, ПНБ-3, ПНБ-4). Машины первого и второго классов используются для погрузки мелкокусковых мягких пород (уголь, сланец), третьего и четвертого – для погрузки крупнокусковых крепких пород и руд. Техническая характеристика погрузочных машин непрерывного действия представлена в табл. 2.14.

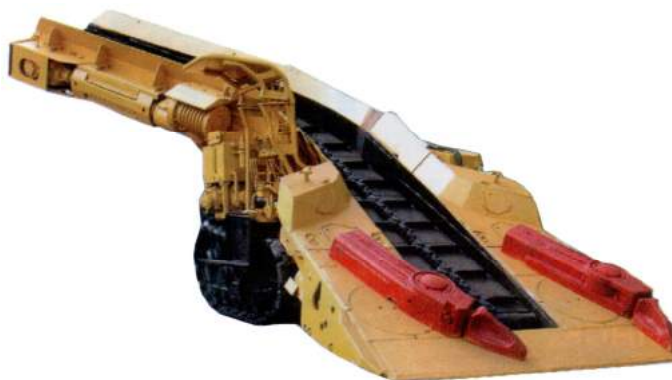


Рис. 2.17. Внешний вид погрузочной машины непрерывного действия типа ПНБ-3Д2

Таблица 2.14  
Техническая характеристика погрузочных машин непрерывного действия типа ПНБ

Тип машины	Техническая производительность, м <sup>3</sup> /мин	Общая установленная мощность, кВт	Крупность кусков горной массы, мм	Длина, м	Ширина, м	Высота, м	Масса, т
ПНБ-3Д	3,5	134	800	9	2,7	1,9	26
ПНБ-3Д2	5	134	800	9,5	2,7	1,9	27
ПНБ-4	6,3	170	800	10	2,7	2	36

В настоящее время при проведении горных выработок и ведении очистных работ широкое применение получили транспортно-доставочные машины, которые заменяют комплексы из погрузочного и транспортного оборудования. Транспортно-доставочные машины по сравнению с другими средствами погрузки и транспортировки имеют ряд существенных преимуществ (рис. 2.18). Эти машины имеют большую маневренность, могут работать в нескольких забоях и транспортировать руду по выработкам с малыми радиусами закруглений, обладают высокой производительностью, требуют меньшего числа обслуживающего персонала. Все транспортно-доставочные машины подразделяются

на погрузочно-доставочные машины типа ПД и погрузочно-транспортные машины типа ПТ. Погрузочно-доставочные машины транспортируют горную массу в ковше. Погрузочно-транспортные машины имеют ковш и кузов и транспортируют горную массу в кузове.



Рис. 2.18. Внешний вид транспортно-доставочных погрузочных машин: а – ПТ-4; б – ПД-2Э; в – ПД-5А; г – МоАЗ-4055; д – ST3,5; е – LH409E

Техническая характеристика транспортно-доставочных машин представлена в табл. 2.15.

Таблица 2.15

Техническая характеристика транспортно-доставочных погрузочных машин

Тип машины	Грузоподъемность, т	Вместимость ковша, м <sup>3</sup>	Вместимость кузова, м <sup>3</sup>	Высота разгрузки, м	Мощность привода, кВт	Длина, м	Ширина, м	Высота, м	Масса, т
Производства Украины, России и Белоруссии									
ПТ-4	4	0,2	1,5	2,2	42,7	3,02	1,8	1,8	4,6
ПД-2Э	2,6	1,4	-	2,8	45	6,25	1,5	1,9	6,9
МПД-4	9,2	3,8	-	1,85	170	9,71	2,54	2,35	24
ПД-5А	6	3	-	1,53	100	8	2,2	1,85	15
ПД-8	8	4	-	2,2	147	9	2,5	2,5	22,4
МоАЗ-4055	9	2,7	-	1,84	190	9,96	2,65	2,3	24
Производства Strojarnе Prievidza (Словакия)									
PNE-900	2	0,9	-	1,03	30	5,15	1,25	1,99	9
PNE-1700	6	1,7	-	1,6	55	7,39	1,65	2	18,6
PNE-2500	10	2,4	-	1,6	75	7,39	2	2	22
Производства Atlas Copco (Швеция)									
EST2D	3,6	2	-	2,54	56	6,88	1,52	2,09	11,4
EST3,5	6	3,4	-	2,70	74,6	8,85	2,12	2,12	17
ST2D	3,6	2	-	2,54	63	6,88	1,56	2,09	11,5
ST3,5	6	3,4	-	2,7	136	8,85	2,12	2,12	17,5
ST8C	14,5	7,6	-	3,52	242	-	2,76	2,69	39,1
ST710	6,5	3,4	-	3,15	149	8,83	2,14	2,11	18,2
ST1030	10	5,6	-	3,4	186	9,75	2,56	2,36	26,3
ST1520	15	7,5	-	4,13	298	11,32	2,92	2,65	41,3
Производства Sandvik (Финляндия)									
LH203	3,5	1,75	-	-	63	6,97	1,48	1,84	8,7
LH203E	3,5	1,75	-	-	55	7	1,48	1,84	9,4
LH409E	9,6	4,6	-	-	110	9,74	2,53	2,32	24,5
LH514	14	6	-	-	243	10,51	2,84	2,54	33,7
LH307	6,7	3,3	-	-	142	8,61	2,23	2,2	17,2
LH410	10	5,4	-	-	187	9,68	2,55	2,4	26,2
LH517	17,2	8,4	-	-	298	11,12	3	2,75	44

Сменная производительность погрузочных машин периодического и непрерывного действия в плотной массе в одиночные вагонетки или состав (при наличии перегружателя)

$$H_n = \frac{T_{см} - t_{нз} - t_l}{k_{ом} \cdot K_p \cdot \left( \frac{k_{кр}}{Q_m} + t_е + \frac{2 \cdot L}{60 \cdot V_е \cdot K_з \cdot v \cdot n_е} \right)}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.22)$$

где  $t_{нз}$  – время на подготовительно-заключительные операции: для горизонтальных выработок – 20 – 30 мин, для наклонных – 40 – 50 мин;

$t_l$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$k_{ом}$  – коэффициент отдыха, равный 1,05;

$K_p$  – коэффициент разрыхления горной массы, определяется по формуле (1.2);

$k_{кр}$  – коэффициент, учитывающий крупность кусков породы и ее свойства, равный 1,3, если крупность кусков выше предусмотренной конструкцией машины;

$Q_m$  – техническая производительность машины, м<sup>3</sup>/мин;

$L$  – расстояние до обменного пункта вагонеток, м;

$V_е$  – объем вагонетки, м<sup>3</sup>;

$K_з$  – коэффициент заполнения вагонетки, равный 0,9;

$v$  – средняя скорость откатки вагонетки или составов с учетом маневров, перецепки вагонетки, составов и др., равная 0,6 м/с при одиночном обмене и 0,9 м/с при обмене составами;

$n_е$  – число вагонеток в составе, входящих под перегружатель (при одиночном обмене  $n_е = 1$ );

$t_е$  – удельные затраты времени на вспомогательные операции, не связанные с обменом вагонеток. Для выработок, ширина которых равна фронту захвата ковшем погрузочной машины, удельные затраты времени  $t_е$  постоянны и равны 1,5 мин/м<sup>3</sup> для машин периодического действия и 1 мин/м<sup>3</sup> для машин непрерывного действия. Если фронт погрузки у ковшовых машин меньше в 1,5 – 2 раза ширины выработки, то  $t_е = 3,3 – 6,9$  мин/м<sup>3</sup>.

Сменная производительность комплекса, состоящего из погрузочной машины периодического действия на гусеничном или пневмошинном ходу и самоходного вагона

$$H_n = \frac{(T_{см} - t_{нз} - t_l) \cdot V \cdot K_з}{\left[ \frac{V \cdot K_з \cdot t_ч}{V_k \cdot K_{з,к}} + t_е \right] \cdot k_{ом} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.23)$$

где  $V$  – объем вагона, м<sup>3</sup>;

$K_з$  – коэффициент заполнения вагона, равный 0,9;

$V_k$  – объем ковша, м<sup>3</sup>;

$K_{з,к}$  – коэффициент заполнения ковша, равный 0,75;

$t_ч$  – продолжительность цикла черпания, равная 0,3 мин;

$t_е$  – время дробления негабаритных кусков, равное 3,1 мин на вагон;

$L$  – расстояние транспортирования, м;

$v_c$  – средняя скорость передвижения вагона, равная 50 м/мин;

$t_p$  – время разгрузки вагона в рудоспуск, равное 0,5 мин.

Сменная производительность комплекса, состоящего из погрузочной машины непрерывного действия и самоходного вагона или автосамосвала

$$H_n = \frac{(T - t_{nz} - t_l) \cdot V \cdot K_3}{\left[ \frac{V \cdot K_3}{Q_m} + t_e \right] \cdot k_{om} + \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_p}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.24)$$

где  $Q_m$  – техническая производительность погрузочной машины, м<sup>3</sup>/мин;

$t_e$  – время дробления негабаритных кусков, равное 10 – 15 мин на вагон;

$v_c$  – средняя скорость передвижения вагона или автосамосвала, равная 80 м/мин по подготовительным выработкам и 160 м/мин по транспортным магистральным выработкам;

$t_p$  – время разгрузки вагона или автосамосвала в рудоспуск, равное 1 мин.

Сменная производительность погрузочно-транспортных и погрузочно-доставочных машин

$$H_n = \frac{(T_{cm} - t_{nz} - t_l) \cdot V \cdot K_3}{(t_o + t_e) \cdot k_{om} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.25)$$

где  $t_{nz}$  – продолжительность подготовительно-заключительные операции зависящая от типа машины и равная 30 – 70 мин на смену;

$V$  – объем кузова для погрузочно-транспортных машин или объем ковша для погрузочно-доставочных машин, м<sup>3</sup>;

$t_e$  – время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее кайлением и разбивкой негабаритов, равное 0,8 – 3 мин/рейс (большее время относится к погрузочно-транспортным машинам);

$t_o$  – время основных операций на рейс

$$t_o = \frac{2 \cdot L}{v_c} + t_n + t_p, \text{ мин},$$

где  $L$  – расстояние транспортирования, м;

$v_c$  – средняя скорость транспортирования, равная 75 – 80 м/мин;

$t_p$  – время разгрузки, в среднем равное 1 мин;

$t_n$  – время погрузки, равное для накопления ковша погрузочно-доставочных машин 0,9 – 1,4 мин, а для погрузочно-транспортных машин

$$t_n = \frac{V \cdot K_3 \cdot t_y}{V_k \cdot K_{3,k}}, \text{ мин},$$

где  $V$  и  $V_k$  – соответственно объемы кузова и ковша, м<sup>3</sup>;

$K_3$  и  $K_{3,k}$  – коэффициенты заполнения кузова 0,9 и ковша 0,75;

$t_y$  – продолжительность цикла черпания, равная 0,8 мин.

Вспомогательными операциями при уборке горной массы погрузочными машинами являются: ее орошение, оборка забоя, маневры погрузочной машины при погрузке. Кайление горной массы (разбивка негабаритов). Подкидка горной массы от боков выработки к ковшу или загребающему устройству. Разравнива-

ние горной массы в транспортном средстве. Подтягивание и подвешивание кабеля или воздухопроводного шланга при погрузке. Укладка и передвижка к забою звена выдвигных рельсов. Зачистка, подчистка пути и рабочего места. При использовании в качестве транспортных средств вагонетки к вспомогательным операциям при погрузке относят: прицепка вагонеток к машине и их отцепка. Откатка грузеных и подкатка порожних вагонеток.

Заключительные операции. После уборки горной массы в забое производят отгон погрузочной машины от забоя. Отключение кабеля или воздухопроводного шланга и очистку машины от горной массы. Производят уборку инструмента и рабочего места.

#### 2.2.5. Крепление

**Горная крепь** – искусственное сооружение, возводимое в подземных горных выработках с целью предотвращения обрушения окружающего массива горных пород и сохранения необходимых размеров поперечного сечения выработок.

К горной крепи предъявляют следующие требования: крепь должна выдерживать приходящуюся на нее нагрузку, сохранять свое первоначальное положение, обеспечивать рабочее состояние выработки и безопасные условия эксплуатации в течении ее всего срока службы, быть простой в монтаже, воспринимать без опасных деформаций многократное воздействие взрывных работ, занимать в выработке как можно меньше места не мешать выполнению рабочим процессом, не оказывать большого сопротивления движению воздушной струи и быть безопасной в пожарном отношении.

Материалы, применяемые для изготовления крепи горных выработок называются крепежными. Металл является наиболее совершенным крепежным материалом, так как он обладает высокой прочностью, долговечностью, значительной деформируемостью без потери несущей способности, хорошо поддается обработке. Крепи, изготовляемые из металла, применяются при любой форме выработки и имеют высокие эксплуатационные качества. Основным недостатком металла как крепежного материала является подверженность его коррозии, которая сильно проявляется в подземных условиях, и довольно высокая стоимость. Для горной крепи используется углеродистая сталь в виде прокатных профилей (рис. 2.19). Характеристика прокатных профилей применяемых для изготовления крепи представлена в табл. 2.16.

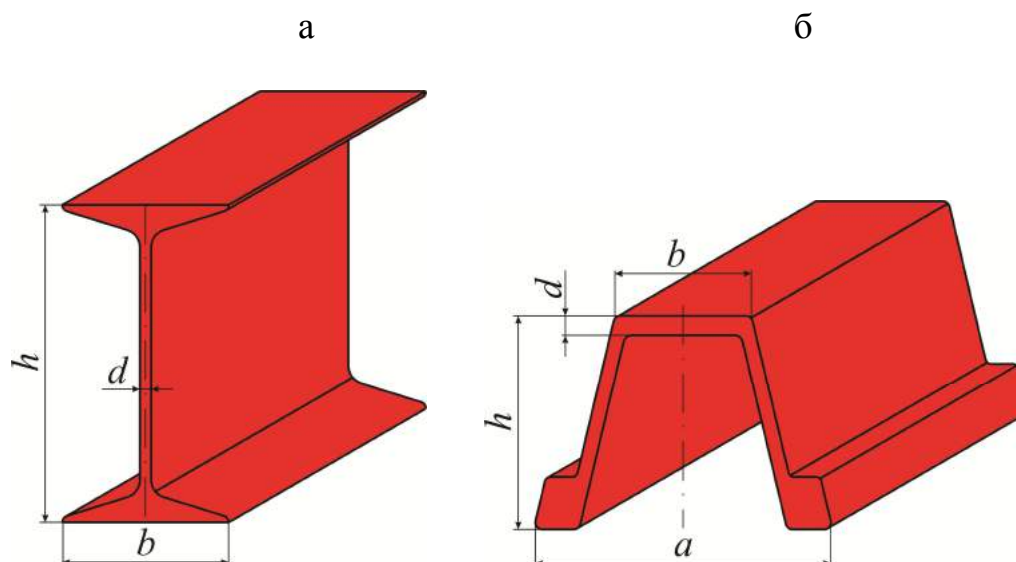


Рис. 2.19. Наиболее применяемые профили проката для крепи: а – двутавр; б – специальный взаимозаменяемый профиль (СВП)

Таблица 2.16

Характеристика прокатных профилей, применяемых для изготовления крепи

Прокат	Масса 1 м профиля, кг	Размеры сечения, мм			
		$h$	$a$	$b$	$d$
Двутавр:					
№ 14	16,9	140	-	73	4,9
№ 16	20,5	160	-	81	5
№ 18	24,1	180	-	90	5,1
№ 20а	27,9	200	-	110	5,2
Специальный профиль:					
СВП-17	17,1	94	131,5	60	8,5
СВП-22	21,9	110	145,5	60	11
СВП-27	27	123	149,5	59,5	13

В качестве затяжки при анкерной крепи используются металлические сетки, а при рамной – пакет-затяжка из перфорированного листа. Двутавры редко применяются в качестве основных элементов постоянной крепи.

Крепление горных выработок, один из основных рабочих процессов при проведении горных выработок и представляет собой совокупность операций по возведению крепи. Рабочий процесс крепление подразделяется на ряд операций, классификация которых представлена на рис. 2.20.





Рис. 2.20. Классификация операций в рабочем процессе крепления горной выработки

Подготовительными операциями по креплению горной выработки заключается в следующем. Забой, к началу работ, осматривается крепильщиком и приводится в безопасное состояние. Плоскость забоя и бока выработки очищаются от кусков горной массы. Рабочее место обеспечивается необходимым запасом крепёжных материалов, отвечающих требованиям ГОСТов, включая и элементы крепи, изготовленные на поверхности шахты. Производится наладка освещения и подноска необходимых инструментов их заточка. При креплении рамной крепью выполняется замер стоек, верхняков и их отпиливания, заделки лесоматериалов, подготовки лунок, заготовки и подноски клиньев и выравнивания забоя. При анкерном и набрызг-бетонном креплении производится доставка к забою машин для возведения крепи их подключение, опробование и смазка.

Установка крепи в выработке осуществляется в соответствии с паспортом крепления. Перед началом установки крепи производится проверка направления выработки, ее продольной оси и правильность установки крепи. Виды крепи, и способы ее возведения зависят от назначения выработок, сроков их службы, размеров поперечного сечения, величины горного давления и характера горных выработок.

Для рудных шахт разработана унифицированная податливая крепь типа УПК (рис. 2.21). Ее применяют в условиях неустановившегося горного давления и в зоне влияния очистных работ. Основными достоинствами являются: подковообразная форма, близкая к очертанию свода естественного равновесия, большая податливость и возможность управления смещением крепи, небольшая разница между площадями поперечного сечения выработки в свету и вчерне. Характеристика основных типоразмеров крепи и сечение горных выработок, которые закреплены крепью типа УПК представлена в табл. 2.17.

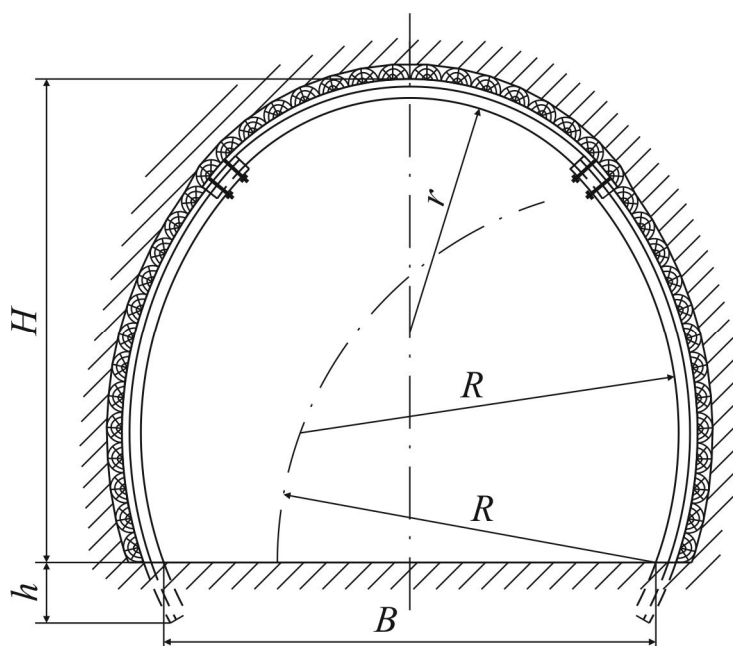


Рис. 2.21. Поперечное сечение выработки закрепленной унифицированной податливой крепью УПК

Таблица 2.17

Сечения выработок, закрепленных крепью УПК

Шифр		Площадь поперечного сечения выработки в черне, м <sup>2</sup>	Размеры крепи, мм					Масса комплекта, кг
Крепи	Профиля		Высота выработки в черне, H, мм	Глубина заглупления крепи в почву выработки, h, мм	Радиус арки, r, мм	Радиус ножки, R, мм	Ширина выработки в свету, B, мм	
УПК-17-3,7	СВП-17	4,8	2000	200	760	2500	1980	175
УПК-17-4,3	СВП-17	5,7	2100	200	900	2500	2150	180
УПК-17-8,5	СВП-17	10,5	3000	200	1300	2500	3125	219
УПК-17-9,8	СВП-17	11,9	3100	400	1550	2500	3300	227
УПК-27-4,3	СВП-27	5,7	2100	200	900	2500	2180	253
УПК-27-8,5	СВП-27	10,5	3000	320	1120	2500	3000	321
УПК-27-9,8	СВП-27	11,9	3200	400	1550	2500	3250	352

Операция установка крепи, при креплении выработок унифицированной податливой металлической крепью включает в себя установку и соединение элементов крепи. К вспомогательным операциям при установке крепи относятся: подноска элементов крепи и материалов затяжки, выравнивание кровли и боков выработки, подготовка лунок, заготовка клиньев и расклинивание рам, подбор скрепления, устройство и разборка подмостей, проверка правильности установки рам, затяжка кровли и боков с забутовкой пустот.

Сменная производительность установки унифицированной податливой крепи типа УПК

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_{\epsilon}) \cdot k_o}, \text{ рам/смену}, \quad (2.26)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норма основного времени на установку 1-й рамы, для крепи типа УПК-17 – 20,5 – 28,95 мин, а для УПК-27 – 22,6 – 32,95 мин;

$t_{\epsilon}$  – норма вспомогательного времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и бортов и с забутовкой пустот: для крепи УПК-17 при расстоянии между рамами  $\leq 0,7$  м – 49 – 81,67 мин, 0,7 – 0,9 м – 52,77 – 91,67 мин, 0,9 – 1,1 м – 55,28 – 98,34 мин, для крепи УПК-27 при расстоянии между рамами  $\leq 0,7$  м – 58,71 – 90,71 мин, 0,7 – 0,9 м – 63,1 – 100,71 мин, 0,9 – 1,1 м – 66,02 – 107,38 мин;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Поддержание выработок, пройденных в непрочных и неустойчивых породах при стабилизирующихся во времени смещениях массива применяется металлическая крепь арочная жесткая из специального профиля СВП типа КЖ-17 (рис. 2.22). Характеристика основных размеров крепи и сечение горных выработок, которые закреплены крепью КЖ, представлена в табл. 2.18.

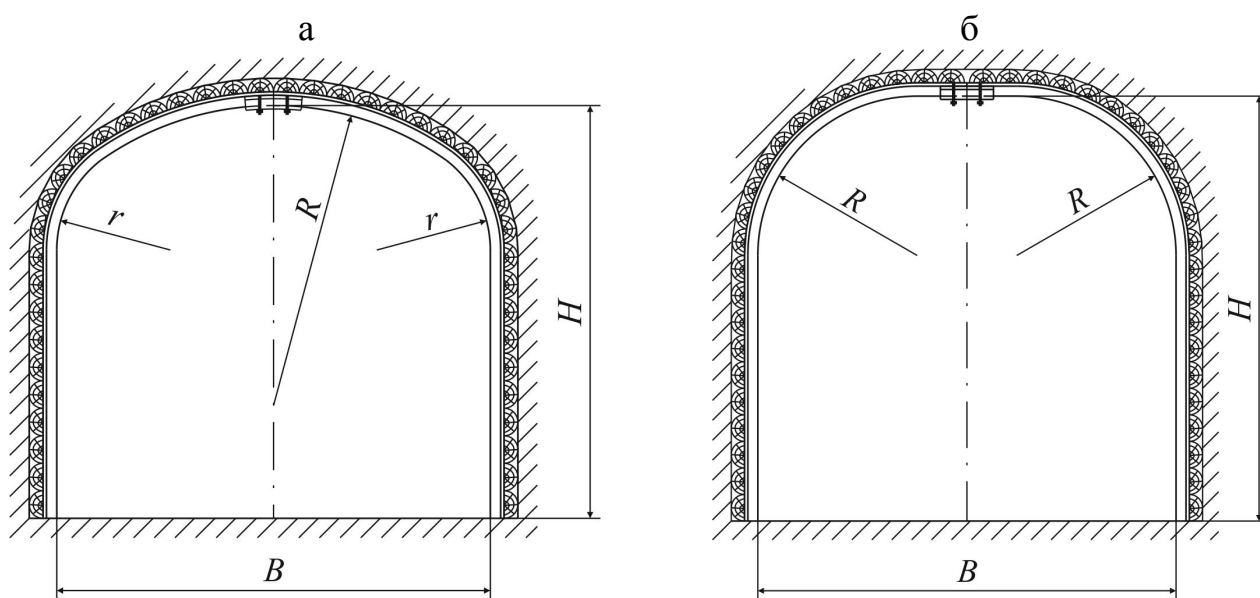


Рис. 2.22. Поперечное сечение выработки закрепленной арочной жесткой крепью КЖ-17-1 и КЖ-17-2 (а), КЖ-17-3 (б)

Таблица 2.18

## Сечения выработок, закрепленных крепью КЖ

Шифр		Площадь поперечного сечения выработки в чертене, м <sup>2</sup>	Размеры крепи, мм				Масса комплекта, кг
Крепи	Профиля		<i>B</i> , мм	<i>H</i> , мм	<i>R</i> , мм	<i>r</i> , мм	
КЖ-17-1	СВП-17	9,7	2850	2800	1972	747	154,38
КЖ-17-2	СВП-17	10,8	3150	3000	2180	825	156,72
КЖ-17-3	СВП-17	11,2	3150	3200	1200	-	164,13

К операции установка крепи, при креплении выработок жесткой металлической крепью относится установка, и соединение элементов крепи. Вспомогательные операции при установке крепи включают в себя: подноска элементов крепи и материалов затяжки, выравнивание кровли и боков выработки, подготовка лунок, заготовка клиньев и расклинивание рам, подбор скрепления, устройство и разборка подмостей, проверка правильности установки рам, затяжка кровли и боков с забутовкой пустот.

Сменная производительность установки жесткого арочного крепления типа КЖ-17 с затяжкой бортов и кровли при расстоянии между рамами 1 – 1,5 м

$$H_k = \frac{T - (t_{nz} + t_{об} + t_l)}{(t_o + t_г) \cdot k_o}, \text{ рам/смену}, \quad (2.27)$$

где  $t_{nz}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 2 – 3% от продолжительности смены, мин;

$t_l$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$(t_o + t_г)$  – норма времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и бортов, равное 143,7 мин;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Поддержание выработок, пройденных в непрочных породах, при небольших стабилизирующихся во времени смещениях массива с ограниченным сроком эксплуатации, а также в откаточных штреках при разработке крутопадающих рудных жил применяется крепление деревянными трапециевидными рамами (рис. 2.23). Характеристика основных типоразмеров сечения горных выработок, которые закреплены деревянными трапециевидными рамами, представлена в табл. 2.19.

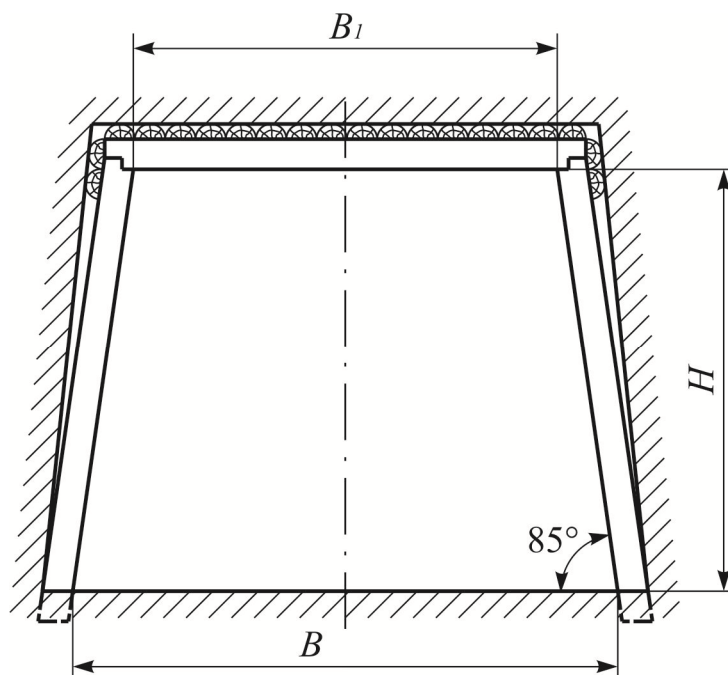


Рис. 2.23. Поперечное сечение выработки, закрепленной деревянными трапециевидными рамами

Таблица 2.19

Сечения выработок трапециевидной формы

Обозначение сечения	Ширина по низу, $B$ , мм	Ширина по верху, $B_1$ , мм	Высота, $H$ , мм	Площадь поперечного сечения в черне, $m^2$
T-5,3	2360	1750	2580	5,3
T-6,1	2580	1900	2720	6,1
T-7	2800	2180	2800	7
T-7,5	2900	2240	2900	7,5
T-8,4	3870	3280	2360	8,4
T-9,8	4120	3450	2580	9,8
T-11	4370	3750	2720	11
T-12,6	4870	4150	2800	12,6
T-13,6	5000	4370	2900	13,6

К операции установка крепи, при креплении выработок деревянными трапециевидными рамами относится установка, и соединение элементов крепи. Вспомогательные операции при установке крепи включают в себя: подноска элементов крепи и материалов затяжки, выравнивание кровли и боков выработки, подготовка лунок, расклинивание рам, устройство и разборка подмостей, проверка правильности установки рам, затяжка кровли и боков с забутовкой пустот.

Сменная производительность установки деревянных рам

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_g) \cdot k_o}, \text{ рам/смену}, \quad (2.28)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норма основного времени на установку 1-й рамы, при сечении выработки в черне  $S_{вч} \leq 4 \text{ м}^2$  – 7,65 мин, при  $S_{вч} = 4 - 6 \text{ м}^2$  – 8,6 мин, при  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$  – 10,65 мин, при  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$  – 12,55 мин, при  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$  – 14,9 мин, при  $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$  – 17,4 мин, при  $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$  – 20,05 мин, при  $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$  – 22,65 мин;

$t_g$  – норма вспомогательного времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и бортов и с забутовкой пустот: при расстоянии между рамами  $l_p = 0,4 - 0,7 \text{ м}$  – 18,95 – 55,38 мин, при  $l_p = 0,7 - 0,9 \text{ м}$  – 22,85 – 68,16 мин, при  $l_p > 0,9 \text{ м}$  – 25,62 – 76,72 мин;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

При разработке мягких (марганцевых) руд столбовыми системами разработки с обработкой заходками наибольшее распространение получили кольцевая и арочная податливые металлические крепи (рис. 2.24 а, б). Характеристика основных сечений горных выработок круглой и арочной формы представленных в табл. 2.20 и 2.21.

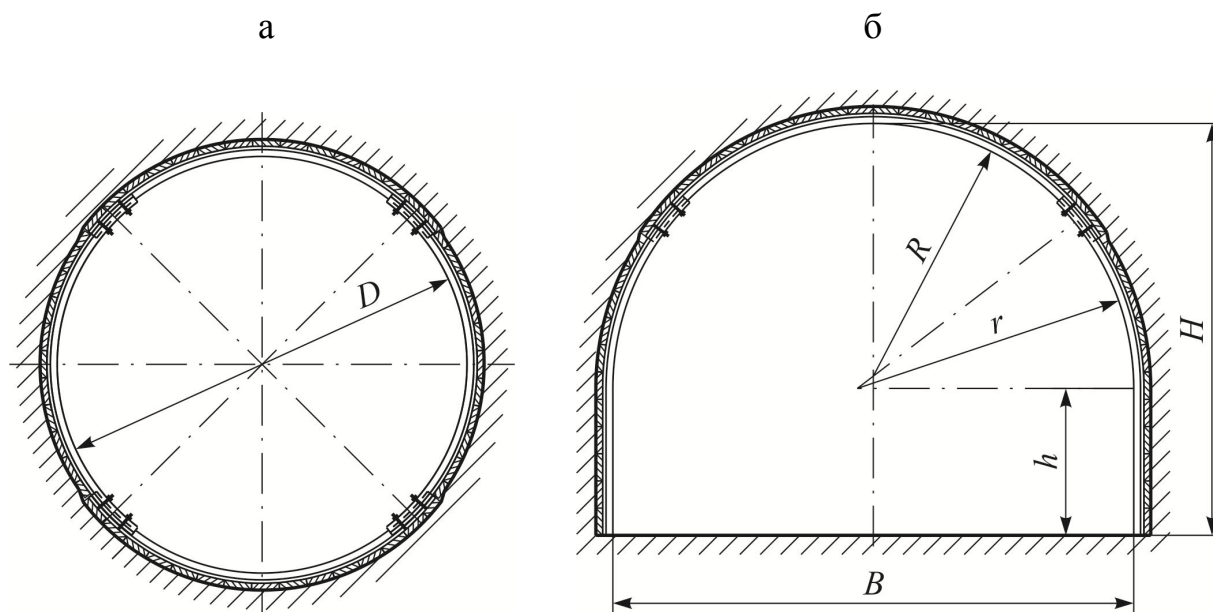


Рис. 2.24. Поперечное сечение выработки круглой (а) и арочной (б) форм

Таблица 2.20

## Сечение выработок круглой формы

Площадь поперечного сечения выработки в свету, м <sup>2</sup>	Площадь поперечного сечения выработки в черне, м <sup>2</sup>	Диаметр крепи в свету, $D$ , мм	Масса комплекта, кг
Профиль СВП-27			
6,2	7,8	2800	238
6,6	8,3	2900	246
7,1	8,8	3000	254
8	9,9	3200	271

Таблица 2.21

## Сечение выработок арочной формы

Площадь сечения выработки в свету до осадки, м <sup>2</sup>	Площадь сечения выработки в свету после осадки, м <sup>2</sup>	Периметр арки до осадки, м	Площадь сечения выработки в черне до осадки, м <sup>2</sup>	Ширина арки до осадки, $B$ , мм	Высота арки до осадки, $H$ , мм	Радиус осевой дуги (верхняка), $R$ , мм	Радиус бокового элемента (стойка), $r$ , мм	Высота прямой части стойки, $h$ , мм	Масса комплекта, кг
Профиль СВП-17									
5,6	4,8	6,60	6,6	2490	2564	1160	1600	1110	151
6,6	5,8	7,00	7,6	2850	2645	1390	1600	1110	158
7,5	6,6	7,40	8,6	3170	2720	1600	1600	1110	165
8,5	7,6	8,17	9,7	3420	2933	1600	1930	1080	178
11,0	9,8	8,40	12,2	4200	3000	2100	2000	750	182
12,5	11,1	9,63	13,9	4330	3394	2110	2400	1090	203
Профиль СВП-27									
8,5	7,6	7,95	9,9	3420	2951	1600	1930	1080	248
10,0	8,8	8,40	11,5	3830	3028	1930	1930	1080	260
12,5	11,1	9,40	14,1	4330	3402	2110	2400	1090	287
14,0	12,5	9,90	15,7	4780	3502	2400	2400	1090	301
15,0	13,5	10,30	16,8	4880	3685	2400	2620	1130	311

Операция установка крепи, при креплении выработок кольцевой и арочной податливой металлической крепью включает в себя установку и соединение элементов крепи. К вспомогательным операциям при установке крепи относятся: подноска элементов крепи и материалов затяжки, выравнивание кровли и боков выработки, подготовка лунок, заготовка клиньев и расклинивание рам, подбор скрепления, устройство и разборка подмостей, проверка правильности установки рам, затяжка кровли и боков с забутовкой пустот.

Сменная производительность установки арочной податливой крепи типа АПК-3

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_g) \cdot k_o}, \text{ рам/смену}, \quad (2.29)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норма основного времени на установку 1-й рамы, при сечении выработки вчерне  $S_{вч} \leq 6 \text{ м}^2$  – 18,10 мин, при  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$  – 19,45 мин, при  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$  – 21,5 мин, при  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$  – 23,45 мин, при  $S_{вч} = 12 - 14 \text{ м}^2$  – 25,05 мин, при  $S_{вч} = 14 - 16 \text{ м}^2$  – 27,65 мин, при  $S_{вч} > 16 \text{ м}^2$  – 30,26 мин;

$t_g$  – норма вспомогательного времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и бортов и с забутовкой пустот: при расстоянии между рамами  $l_p \leq 0,6 \text{ м}$  – 28,49 – 50,16 мин, при  $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м}$  – 32,81 – 60,17 мин, при  $l_p = 0,8 - 1 \text{ м}$  – 37,18 – 70,27 мин, при  $l_p = 1 - 1,2 \text{ м}$  – 41,41 – 80,47 мин;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Сменная производительность установки арочной податливой крепи типа КПК-4

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_g) \cdot k_o}, \text{ рам/смену}, \quad (2.30)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норма основного времени на установку 1-й рамы, при сечении выработки вчерне  $S_{вч} = 6 - 8 \text{ м}^2$  – 25,3 мин, при  $S_{вч} = 8 - 10 \text{ м}^2$  – 27,95 мин, при  $S_{вч} = 10 - 12 \text{ м}^2$  – 30,5 мин;

$t_g$  – норма вспомогательного времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и бортов и с забутовкой пустот: при расстоянии между рамами  $l_p \leq 0,6 \text{ м}$  – 37,04 – 65,21 мин, при  $l_p = 0,6 - 0,8 \text{ м}$  – 42,65 – 78,22 мин, при  $l_p = 0,8 - 1 \text{ м}$  – 48,33 – 91,35 мин, при  $l_p = 1 - 1,2 \text{ м}$  – 53,83 – 104,61 мин;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

В настоящее время широкое распространение для крепления горных выработок получили облегченные (упрочняющие) виды крепи: анкерная, набрызг-бетонная и комбинированная – анкера с сеткой, анкера и набрызг-бетон, анкера с сеткой и набрызг-бетонном. Эти виды крепей в подавляющем большинстве применяются при прямоугольно-сводчатой форме поперечного сечения горных выработок (рис. 2.25). Характеристика основных сечений горных выработок прямоугольно-сводчатой формы представлены в табл. 2.22.



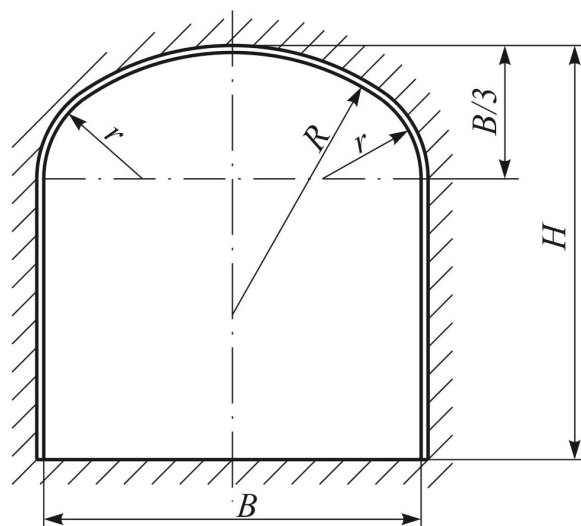


Рис. 2.25. Поперечное сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы

Таблица 2.22

Сечения выработок прямоугольно-сводчатой формы

Обозначение сечения	Ширина, $B$ , мм	Высота, $H$ , мм	Радиус боковой дуги свода, $r$ , мм	Радиус осевой дуги свода, $R$ , мм	Площадь поперечного сечения в свету, $m^2$
ПС-3,7	1800	2200	472	1246	3,7
ПС-4,5	1800	2700	472	1246	4,5
ПС-6,7	2700	2700	707	1868	6,7
ПС-6,9	3200	2400	838	2214	6,9
ПС-7,6	2900	2800	760	2007	7,6
ПС-8,3	3100	2900	812	2145	8,3
ПС-9,1	3000	3200	786	2076	9,1
ПС-9,7	3200	3200	838	2214	9,7
ПС-10,8	3450	3350	904	2387	10,8
ПС-11,2	4000	3000	1048	2768	11,2
ПС-11,8	3750	3350	930	2460	11,8
ПС-12,1	3900	3350	1022	2699	12,1
ПС-12,4	3650	3650	956	2526	12,4
ПС-12,8	3800	3650	996	2630	12,8
ПС-13,5	4000	3650	1048	2768	13,5
ПС-14	4000	3800	1048	2768	14
ПС-14,3	4300	3650	1127	2976	14,3
ПС-14,9	5000	3350	1310	3460	14,9
ПС-15,5	4700	3650	1231	3252	15,5
ПС-16,2	4700	3800	1231	3252	16,2
ПС-17,2	5000	3800	1310	3460	17,2
ПС-18,2	5000	4000	1310	3460	18,2
ПС-18,8	4500	4500	1179	3114	18,8
ПС-18,8	4000	5000	1048	2768	18,8
ПС-19,9	5000	4350	1310	3460	19,9
ПС-23,2	5000	5000	1310	3460	23,2
ПС-25,3	5500	5000	1441	3806	25,3
ПС-28	5500	5500	1441	3806	28

Площадь поперечного сечения выработки вчерне

$$S_{вч} = B_1 \cdot \left( H_1 - \frac{B_1}{3} + 0,26 \cdot B_1 \right), \text{ м}^2, \quad (2.31)$$

где  $B_1$  – ширина выработки вчерне

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ м}, \quad (2.32)$$

где  $\delta$  – толщина крепи, м;

$H_1$  – высота выработки вчерне

$$H_1 = H + \delta, \text{ м}. \quad (2.33)$$

**Анкерная крепь** – представляет собой систему закрепленных в шпурах анкеров (штанг), расположенных в массиве горных пород по контуру выработки и предназначенных совместно с поддерживающими элементами (подхватами или опорными плитками) для упрочнения массива. Наибольшее распространение получили следующие анкерные крепи: замковые (клинощелевые), железобетонные, сталеполемерные, анкера системы «split-set» (трубчатые).

Замковые (клинощелевые) анкеры изготавливают из круглой стали диаметром 22 – 25 мм и длиной 1,5 – 2,5 м (рис. 2.26, а). В замковой их части строго по диаметру имеется щель шириной 2 – 4 мм и длиной 150 – 200 мм, в которую при установке анкера вводится клин длиной 120 – 180 мм и толщиной 25 – 35 мм. Щелевой конец и клин составляют замок. С другой стороны анкера имеется резьба под гайку.

Железобетонные анкеры образуются в результате заполнения бетоном или цементным раствором шпура, в который до или после этого вводят стальную арматуру (рис. 2.26, б). Конец арматуры может быть с резьбой под гайку выступает в выработку и служит для закрепления на нем опорной плитки или подхвата.

Сталеполемерные анкеры состоят из стальной штанги с уплотнительным кольцом (рис. 2.26, в). На конце штанги, находящейся у контура выработки, также имеется резьба для гайки и опорная плитка или шайба. Глубинный конец штанги закрепляется в шпуре с помощью полимербетона, состоящего из смолы, отвердителя, ускорителя твердения и мелкого наполнителя. Для подачи полимерной смеси в забой шпура применяют стеклянные или полиэтиленовые ампулы.

Трубчатый анкер фрикционного зацепления системы «split-set» представляет собой армирующий элемент системы – тонкостенная стальная трубка, забиваемая в шпур с меньшим диаметром (рис. 2.26, г).

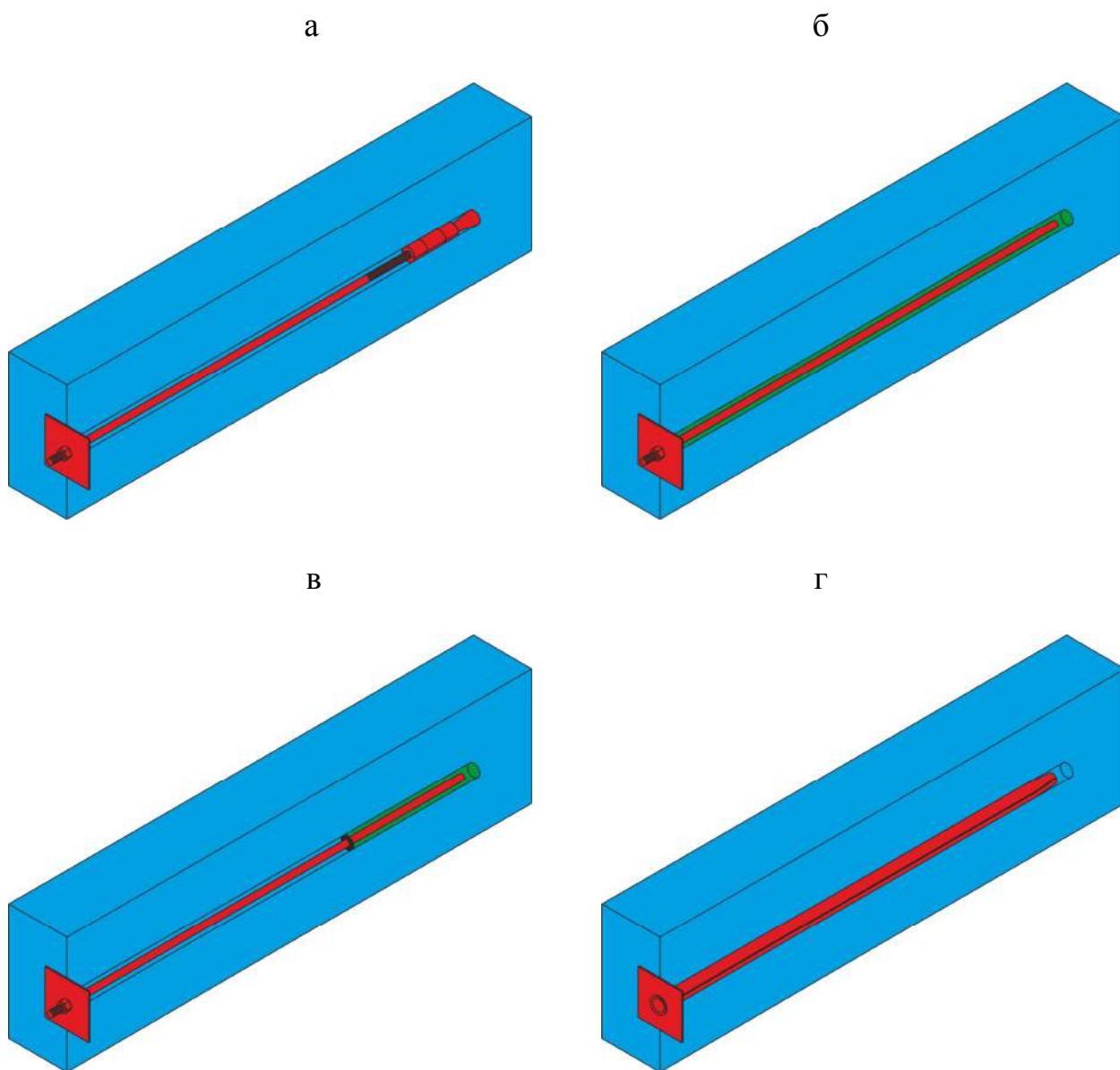


Рис. 2.26. Конструкции анкеров: а – клинощелевой; б – железобетонный; в – сталеполимерный; г – трубчатый фрикционного зацепления системы «split-set»

Длина анкеров принимается равным 1,6 – 2,4 м, которые располагаются по сетке, определенной паспортом крепления. В массивах крупноблочной и среднеблочной структуры –  $1 \times 1$  м, мелкоблочной, а также в тонкослоистых породах при проведении горной выработки по простиранию –  $0,75 \times 0,75$  м. Для повышения безопасности, увеличения производительности и уменьшения трудоёмкости при установке анкерного крепления используются специальные машины для крепления (рис. 2.27), которые механизмируют операцию по установке анкеров.

а



б



Рис. 2.27. Внешний вид машин для крепления выработок анкерами:  
а – Voltec LD; б – DS311

Техническая характеристика машин для крепления анкерами представлена в табл. 2.23.

Таблица 2.23

Техническая характеристика машин  
для установки анкеров

Тип машины	Длина анкеров, м	Диаметр анкеров, мм	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
Производства Atlas Copco (Швеция)					
Boltec 235H-DCS	1,5 – 2,4	16 – 32	6,192	2,205	2,3 – 3
Boltec LC	1,5 – 6	16 – 32	14,096	2,51	3,1
Boltec LD	1,5 – 6	16 – 32	14,096	2,51	2,39 – 3,07
Boltec MC	1,5 – 3,5	16 – 32	13,156	2,21	3
Boltec MD	1,5 – 3,5	16 – 32	13,156	2,21	2,265 – 2,9
Производства Sandvik (Финляндия)					
DS311	1,5 – 3	22 – 28	10,8	1,75	2,1 – 3,1
DS410	1,5 – 3	15 – 30	11	2,25	2,4 – 3,2
DS420	≤ 25	32	12,05	2,77	2,4 – 3,2
DS510	1,2 – 6	15 – 60	14	2,5	2,75 – 3,6

К операции установка крепи, при креплении выработок анкерами или анкерами с металлической сеткой относятся: установка и заклинивание анкера, нагнетание раствора в шпур, забивка анкеров в шпур, установка подкладок и закрепление их гайками, навеска металлической сетки. К вспомогательным операциям при установке крепи относятся: подноска, элементов крепи (анкеров, подкладок, гаек, металлической сетки), приготовление раствора и загрузка его в аппарат, растягивание по почве и подготовка к навеске металлической сетки, разметка и сверление отверстий в подхватах, насадка опорных плиток на анкера.

Сменная производительность по креплению выработки железобетонными анкерами без бурения шпуров под анкера

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_o}, \text{ шт./смену}, \quad (2.34)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 2 – 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$(t_o + t_{\theta})$  – норма времени на установку одного железобетонного анкера

Норма времени на установку одного анкера $(t_o + t_{\theta})$ , мин/шт	Длина анкера, м	
	1,25 – 1,75	> 1,75
без металлической сетки	5,1	5,9
с металлической сетки	9,1	9,9

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Сменная производительность по креплению выработки металлическими клино-щелевыми анкерами без бурения шпуров под анкера

$$H_{\kappa} = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_{л})}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_o}, \text{ шт./смену}, \quad (2.35)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 2,5% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 2 – 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$(t_o + t_{\theta})$  – норма времени на установку одного металлического клино-щелевого анкера

Норма времени на установку одного анкера $(t_o + t_{\theta})$ , мин/шт	Длина анкера, м	
	1,25 – 1,75	> 1,75
без металлической сетки	3,63	4,2
с металлической сетки	7,65	8,2

Сменная производительность крепления выработки металлическими трубными анкерами (анкер системы «split-set») без бурения шпуров под анкера

$$H_{\kappa} = \frac{[T_{см} - (t_{нз} + t_{mn} + t_{л})] \cdot k_c}{(t_o + t_{\theta}) \cdot k_o}, \text{ шт./смену}, \quad (2.36)$$

где  $t_{нз}$  – время общих подготовительно-заключительных операций, равное 30 – 40 мин;

$t_{mn}$  – время на организационно-технический перерыв, принимается равным 10–20 мин;

$(t_o + t_{\theta})$  – норма времени на установку одного трубного анкера

Длина анкера, м	1,6	1,7	1,8	1,9	2	2,1	2,2	2,3	2,4
$(t_o + t_{\theta})$ , мин/шт	9,3	9,8	10,3	10,8	11,3	11,8	12,3	12,8	13,3

$k_c$  – коэффициент, который учитывает установку анкеров с металлической сеткой, принимается равным 1 без металлической сетки и 0,5 – с металлической сеткой.

**Набрызг-бетон** – искусственный материал (бетон), состоящий из смеси цемента, песка, гравия или щебня и, как правило, добавок – ускорителей схватывания и твердения, и получаемый нанесением этой смеси безопалубочным методом. Крепление выработок набрызг-бетонном состоит в том, что на поверхность горных пород с помощью сжатого воздуха наносится бетонная смесь способная прочно схватываться с породами. При нанесении бетона на стенки выработки под напором частицы цемента с мелкими фракциями песка забиваются во все мельчайшие трещины, восстанавливая таким образом нарушенный приконтурный слой пород. Упрочненный слой породы совместно с основным покрытием является грузонесущей конструкцией. В настоящее время применяют сплошное покрытие набрызг-бетоном толщиной 0,03 – 0,15 м. Так же для крепления горных выработок применяют комбинированное крепление: анкера с сеткой, набрызгбетон в сочетании с анкерами и анкерами и металлической сеткой (рис. 2.28).

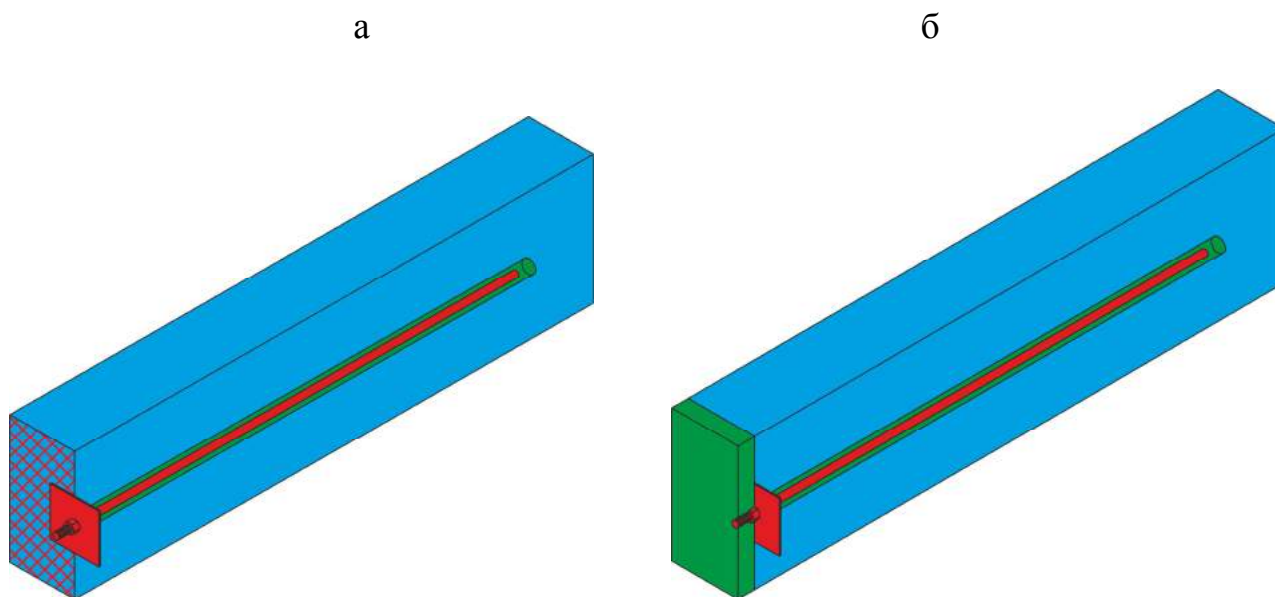


Рис. 2.28. Конструкция комбинированного крепления горных выработок: а – анкера в сочетании с металлической сеткой; б – анкера в сочетании с набрызг-бетоном

Для нанесения набрызг-бетона на кровлю и бока горной выработке используются специальные машины для крепления (рис. 2.29). Техническая характеристика установок для крепления набрызгбетоном представлена в табл. 2.24.

Таблица 2.24

Техническая характеристика машин для крепления выработок набрызг-бетоном

Тип машины	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
Производства Украины и России				
БМ-68у	6	1,45	0,85	1,65
БМ-86	5 – 6,5	1,29	0,82	1,445
ПБМ-2Э	4 – 6	3,47	1,22	1,6
Производства Normet (Финляндия)				
Spraymec 6050WP	4 – 19	9,99	1,99	2,33
Spraymec 7110WP	25 – 30	8,33	2,26	3,08
Spraymec 8100VC	3 – 30	13,15	2,5	2,83
Spraymec 9150WPC	4 – 33	12,61	2,35	2,9

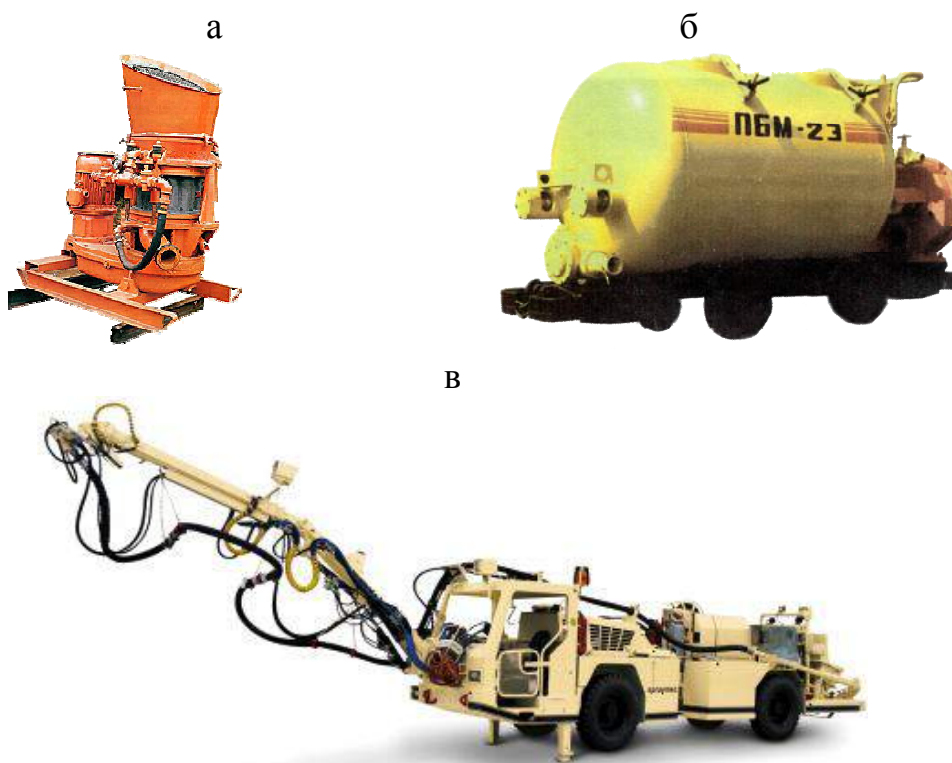


Рис. 2.29. Внешний вид машин для крепления набрызг-бетоном: а – БМ-86; б – ПБМ-2Э; в – Spraymec 6050WP

Операция установка крепи, при креплении выработок набрызг-бетоном включает в себя нанесении смеси на стены и кровлю выработки. К вспомогательным операциям при установке набрызг-бетонной крепи относятся: подготовка обнаженной поверхности, т.е. смачивание водой кровли и стен выработки, транспортирование материала, загрузки его в машину. После окончания нанесения смеси, выполняют проверку состояния набрызг-бетонного покрытия, путем наружного осмотра и простукивания молотком.

Сменная производительность крепления выработки набрызг-бетонном

$$H_k = \frac{T - (t_{nz} + t_{mn} + t_{ob} + t_n)}{(t_o + t_g) \cdot k_o}, \text{ м}^2/\text{смену}, \quad (2.37)$$

где  $t_{nz}$  – время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 8 – 14% от продолжительности смены, мин;

$t_{mn}$  – время на организационно-технический перерыв, принимается равным 10% от продолжительности смены, мин;

$t_{ob}$  – время на обслуживание установки для крепления набрызг-бетонном, принимается равным 10 – 15 мин;

$t_o$  – время нанесения 1 м<sup>2</sup> набрызг-бетона

$$t_o = \frac{\delta}{Q_{ук}}, \text{ мин},$$

где  $\delta$  – толщина набрызг-бетона, м;

$Q_{ук}$  – производительность установки для нанесения набрызг-бетона, м<sup>3</sup>/мин;



$t_g$  – время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, подтягиванием или манипуляцией шланга к месту нанесения смеси и т.д., принимается равным  $4 - 6 \text{ мин/м}^2$ ;

$k_o$  – коэффициент отдыха, равный 1,05.

Из опыта работы рудных шахт ориентировочный вид крепи горизонтальных горных выработок определяется по табл. 2.25.

Таблица 2.25

Ориентировочные виды крепей для горизонтальных горных выработок

Категория выработки	Коэффициент крепости руды или пород, $f$				
	$\leq 4$	5 – 8	9 – 11	12 – 15	$\geq 16$
Вид крепи (шаг установки, м)					
Откаточная	УПК (0,5)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м	Без крепления
		Анкера длиной 1,6 – 2,4 м и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м и набрызг-бетон толщиной 0,05 – 0,07 м.		
	КПК-4 (0,5 – 0,8)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой и набрызг-бетон толщиной 0,05 – 0,07 м	Набрызг-бетон толщиной 0,05 м	
Горизонта доставки	УПК (0,3)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м
		Анкера длиной 1,6 – 2,4 м и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м и набрызг-бетон толщиной 0,07 м		
	КПК-4 (0,5–0,8)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Набрызг-бетон толщиной 0,05 – 0,07 м	
		УПК (0,5)	УПК (1)		
Вентиляционная	УПК (0,5)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м	Без крепления	Без крепления
	КПК-4 (0,5 – 0,8)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Набрызг-бетон толщиной 0,05 – 0,07 м		
		УПК (1)			
Буровая, отрезная, подсечная, очистная	КЖ-17 (1)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м	Без крепления	Без крепления
		Анкера длиной 1,6 – 2,4 м и набрызг-бетон толщиной 0,07 м			
	АПК-3 (0,5 – 1)	Анкера длиной 1,6 – 2,4 м с сеткой и набрызг-бетон толщиной 0,07 м	Набрызг-бетон толщиной 0,05 – 0,07 м		
		КЖ-17 (1 – 1,5)			

Заключительные операции. После установки крепи в выработке выполняют уборку инструмента и рабочего места, производят очистку и отгон машины от забоя, отключение кабеля или воздухопроводного шланга.

#### 2.2.6. Вспомогательные процессы

К операциям вспомогательных процессов при проведении горных выработок относятся: настилка путей, устройство водоотливных канавок, доставка материалов, прокладка и наращивание труб и кабелей, освещение, маркшейдерское обеспечение проведения выработок и т.д.

*Устройство водоотливных канавок.* Форма и размеры водоотливных канавок выбираются в зависимости от величины притока воды, свойств пород почвы выработки и типа постоянной крепи. Обычно канавки имеют трапециевидную форму поперечного сечения, располагаются со стороны прохода для людей, имеют уклон в направлении центрального водосборника шахты. Канавки перекрываются железобетонными плитами или деревянным настилом. В паспорте БВР предусматривают один или два дополнительных наклонных шпура в месте будущей канавки, взрывааемых одновременно с комплектом шпуров забоя. Канавку оформляют до проектных размеров с помощью отбойных молотков. В крепких породах канавку не крепят. В остальных случаях крепят деревом, монолитным бетоном, железобетонными или асбоцементными лотками.

*Настилка рельсового пути.* Для работы погрузочных машин вблизи от забоя настилают временные пути (временки). Их монтируют из переносных звеньев, представляющих рельсы длиной 1 – 2 м, приваренные к металлическим шпалам из швеллера. Укладку временного пути, т.е. замену временки на временный путь, производят по мере удаления забоя на длину стандартного рельса, временки демонтируют и складывают у боков выработки, планируют подошву выработки и укладывают временный путь без балласта. Постоянный путь состоит из балластного слоя, шпал, рельсов и креплений и настилается с отставанием от забоя на 25 – 100 м или после ее проведения.

Порядок выполнения работ при настилке постоянного пути следующий:

- разбивка маркшейдером оси пути и установка через 10 – 15 м реперов на стенке выработки на высоте 1 м от проектного положения головок рельс;
- планировка полотна пути и укладка через 0,7 – 1 м деревянных или железобетонных шпал;
- укладка на шпалы рельс и крепление рельс к шпалам костылями при деревянных шпалах или болтами при железобетонных шпалах, при этом ширину колеи, т.е. размер между внутренними рабочими кантами головок рельс, проверяют шаблонами;
- засыпка балласта между шпалами, подъем домкратами и рихтовка путей, при этом под шпалами слой балласта должен быть не менее 0,1 м;
- выверка ватерпасом уклона пути, который равен 0,003 – 0,005‰ в сторону, куда идет груженный состав, и окончательная засыпка балласта между шпалами на две трети их толщины; в качестве балласта используется щебень или гравий.

*Прокладка труб и кабелей.* Трубопроводы воды и сжатого воздуха располагают со стороны прохода людей на высоте не ниже 1800 мм или укладывают на подошву выработки на деревянные подкладки.

Слаботочные кабели располагают выше трубопроводов на 0,3 – 0,4 м. Силовые кабели подвешивают на гибких или жестких подвесках через  $\leq 3$  м на противоположной от трубопроводов стороне или укладывают на подошве выработки и закрывают железобетонными желобами.

Жесткие вентиляционные трубы подвешивают с помощью хомутов и крючьев, а гибкие с помощью крючьев к натянутому тросу диаметром 5 – 6 мм.

*Освещение.* Вслед за подвиганием забоя с отставанием на 10 – 20 м наращивают постоянную осветительную сеть. Для освещения используют взрывобезопасные светильники, устанавливаемые через 4 – 6 м. Непосредственно в забое для освещения используются прожекторы горных машин и индивидуальные аккумуляторные светильники.

### **2.3. Расчет продолжительности рабочих процессов**

Все горные выработки проводятся в соответствии с утвержденным проектом (технологическим паспортом). Проект проведения горной выработки включает технические, экономические и организационные показатели. К организационным показателям относятся графики организации работ, выходов рабочих. При проведении горных выработок в основном применяется цикличная организация производства. Состав, структура и продолжительность проходческого цикла определяются в каждом конкретном случае в зависимости от горно-геологических, технических, технологических, организационно-экономических и других факторов. Проектирование организации горнопроходческих работ в основном сводится к расчету цикла проходческих работ и составлению циклограммы.

Одним из направлений увеличения скорости проведения горных выработок является сокращение продолжительности цикла, применение комплексной механизации всех процессов (например, проходческих самоходных комплексов), эффективных технологических схем и типовых проектов организации рабочих мест. Эффективность использования самоходных горнопроходческих комплексов во многом зависит от числа забоев, обслуживаемых одной бригадой. Перспективным считается организация, если одна бригада одновременно проводит несколько выработок. График цикличной организации работ составляют, исходя из заданной скорости проведения горной выработки в следующей последовательности. Зная заданную месячную скорость проведения, режимом работы в течение месяца и суток (число рабочих дней и смен), определяют необходимую величину подвигания забоя за смену. При известных оптимальной глубине шпуров и коэффициента использования шпуров (КИШ) рассчитывают необходимое число циклов в смену (или в сутки). По каждому рабочему процессу определяют нормы выработки:

- на бурение шпуров в забое

$$H_{\text{бур}} = \frac{H_{\text{б}}}{N}, \text{ м/смену}, \quad (2.38)$$

где  $N$  – количество шпуров в забое.

– при коэффициенте крепости пород  $f \leq 10$

$$N = 2,3 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}; \quad (2.39)$$

– при коэффициенте крепости пород  $f > 10$

$$N = 2,7 \cdot S_{np} \cdot \sqrt{\frac{f}{S_{np}}}, \text{ шт.}, \quad (2.40)$$

где  $S_{np}$  – площадь поперечного сечения выработки в проходке,  $\text{м}^2$ .

– на уборку горной массы погрузочными машинами

$$H_n = \frac{H_{\text{нозр}}}{S_{np}}, \text{ м/смену}; \quad (2.41)$$

– на зарядание шпуров в забое

$$H_{\text{зар}} = \frac{H_3}{N}, \text{ м/смену}; \quad (2.42)$$

– на бурение шпуров под анкера

$$H_{\text{бур.а}} = \frac{H_{\text{б}}}{n_a}, \text{ м/смену}, \quad (2.43)$$

где  $n_a$  – количество анкеров на цикл

$$n_a = n \cdot \frac{l_{yx}}{a_a}, \text{ шт.},$$

где  $a_a$  – расстояние между рядами анкеров по длине выработки, в среднем равно 0,8 – 1,2 м;

$n$  – оптимальное число анкеров в ряду, равное 3 – 5;

$l_{yx}$  – уход забоя за цикл

$$l_{yx} = l_{\text{ш}} \cdot \eta, \text{ м},$$

где  $\eta$  – коэффициент использования шпуров, равный 0,8 – 0,9.

– на крепление анкерами

$$H_{\text{кр.а}} = \frac{H_{\text{к}}}{l_{yx}} \cdot a_a, \text{ м/смену}; \quad (2.44)$$

– на крепление набрызг-бетонном:

$$H_{\text{кр.нб}} = \frac{H_{\text{к}}}{l_{yx}}, \text{ м/смену}; \quad (2.45)$$

– на крепление выработок крепью УПК, КЖ, КПК, АПК или деревянными рамами

$$H_{\text{кр.р}} = H_{\text{к}} \cdot l_p, \text{ м/смену}, \quad (2.46)$$

где  $l_p$  – шаг установки крепи, м.

Для каждого рабочего процесса проходческого цикла рассчитывают трудоемкость работ. Все расчеты сводятся в табл. 2.26.

Таблица 2.26

Форма расчета трудоемкости работ на проведение выработки

Наименование рабочего процесса	Единица измерения	Норма выработки	Трудоемкость на 1 м выработки	Уход забоя за цикл	Трудоемкость на цикл
1	2	3	4	5	6
Основные рабочие процессы			$\frac{1}{\text{графа 3}}$		$\frac{\text{графа 5}}{\text{графа 3}}$
Вспомогательные рабочие процессы, которые составляют 10 – 40% от суммарной трудоемкости основных рабочих процессов					
			$\sum T_m$		$\sum T_u$

Комплексная норма выработки

$$H_{\text{компл}} = \frac{1}{\sum T_m}, \text{ м/смену.} \quad (2.47)$$

При установлении явочного состава проходчиков  $N_{\text{я}}$  на один цикл следует соблюдать основное правило цикличной организации труда: расчетная продолжительность цикла должна быть кратна продолжительности смены.

По суммарной трудоемкости на цикл  $T_u$  принимается явочный штат рабочих  $N_{\text{я}}$  на проведение выработки. Коэффициент перевыполнения нормы выработки

$$K_n = \frac{\sum T_u}{N_{\text{я}}}. \quad (2.48)$$

Продолжительность каждого рабочего процесса проходческого цикла

$$t = \frac{T \cdot t_u \cdot \alpha}{n \cdot K_n}, \text{ ч,} \quad (2.49)$$

где  $T$  – продолжительность смены, ч;

$t_u$  – трудоемкость данного рабочего процесса на цикл, чел-смен;

$n$  – количество рабочих, занятых выполнением данного процесса;

$K_n$  – коэффициент перевыполнения нормы выработки;

$\alpha$  – коэффициент, учитывающий затраты времени на зарядание, взрывание и проветривание выработки, если эти рабочие процессы выполняются в течение смены, а не приурочены к междусменному перерыву

$$\alpha = \frac{T - t_3 - t}{T},$$

где  $t_3$  – время на зарядание и взрывание, ч;

$t$  – время проветривания, ч.

По полученным расчетам времени на каждый рабочий процесс проходческого цикла разрабатывают циклограмму работ в забое:

Название рабочего процесса	Количество рабочих	Продолжительность, ч	Продолжительность смены, ч							
			1	2	3	4	5	6	7	8

После составления циклограммы работ описывается организация работ при проведении выработки и рассчитываются затраты материалов и энергии.

## 2.4. Процессы при проведении вертикальных горных выработок

**Восстающая горная выработка (восстающий)** – вертикальная или крутонаклонная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность и служащая для перепуска полезных ископаемых или породы, доставки закладочных и других материалов с одного горизонта на другой, передвижения людей, вентиляции, прокладки трубопроводов и электрических кабелей, а также для разведочных целей. В зависимости от назначения, восстающие проводят по полезным ископаемым или пустым породам, оборудуют одним, двумя или тремя отделениями (для полезных ископаемых, породы, лестничных ходов и т.п.). Восстающие выработки подразделяются 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. Восстающие проходят на одно, два или три отделения. 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 в черне – 2 – 8 м<sup>2</sup>. Наиболее распространенные размеры сечений: 1,6 × 1,6, 1,6 × 2,4, 1,8 × 1,8, 2 × 2, 1,8 × 3,6, 2 × 3 м, 2 × 4 м. На каждой рудной шахте разработаны типовые сечения и размеры восстающих, наиболее удовлетворяющие конкретным условиям работ. Существуют два способа проходки восстающих – буровзрывным или машинным (бурением). К буровзрывным относятся следующие способы проходки восстающих:

– обычный способ (с оборудованием в период проходки лестничного и породоперепускного отделений и устройством рабочего и предохранительного полков);

– с помощью проходческих комплексов типа КПВ или КПН;

– секционным взрыванием глубоких скважинных зарядов;

К машинному способу относится бурение восстающих на полное сечение с помощью комбайнов.

*Обычный способ проходки восстающих выработок* заключается в обустройстве забоя перфораторами с рабочих полков, установления распорного или

венцового крепления и устройство лестничного и породоперепускного отделений. Вследствие низкой эффективности в настоящее время этот способ применяется в основном для коротких (до 25 – 30 м) восстающих, а также для проходки дучек. При обычном способе восстающие проходят снизу вверх с использованием мелкошпуровой отбойки. Шпуры бурят телескопными перфораторами со специальных рабочих деревянных полков под забоем, ниже которого расположен предохранительный деревянный полк. Деревянный полк монтируется на возведенных расстрелах. Рабочие перемещаются к забою по лестничному отделению. По мере проходки между ходовым и породоперепускным отделениями в восстающем постоянно ремонтируют и наращивают деревянный отшив. Отбитая порода по отбойному полку и породоперепускному отделению восстающего падает вниз, где грузится с почвы выработки в транспортные или доставочные средства. На время взрыва деревянные рабочие и предохранительные полки демонтируются и вместо них возводится отбойной полк. Постоянную крепь, если она предусмотрена проектом, возводят с отставанием от забоя (крепь обычно деревянная или металлическая с деревянной обшивкой). Если восстающий предназначен только для вентиляции или для перепуска руды или породы, его обычно не крепят, а на время проходки, возводят временную крепь, которую убирают после завершения проходки. К основным рабочим процессам относятся: бурение шпуров, зарядание и взрывание, проветривание, уборка горной массы, а к вспомогательным устройством полков. Количество шпуров в забое, сменную производительность и нормы выработки по каждому рабочему процессу определяют по тем же формулам, что и при проведении горизонтальных выработок. Сменная производительность рабочего при устройстве и установке расстрелов в восстающем (дучке)

$$H_p = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_l)}{(t_o + t_г) \cdot k_{отд}}, \text{ шт./смену}, \quad (2.50)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 2% от продолжительности смены, мин;

$t_l$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норматив основного времени на установку и расклинивание одного расстрела, при ширине выработки (длине расстрела) при  $\leq 1,6$  м – 6,11 мин, 1,6 – 2,2 м – 7,52 мин,  $> 2,2$  м – 9,87 мин;

$t_г$  – норматив вспомогательного времени на установку и расклинивания одного расстрела, при ширине выработки (длине расстрела) при  $\leq 1,6$  м – 10,01 – 12,7 мин, 1,6 – 2,2 м – 10,14 – 13,17 мин,  $> 2,2$  м – 10,28 – 13,61 мин;

$k_{отд}$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Сменная производительность на установку лестницы в восстающем (дучке)

$$H_l = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_l)}{(t_o + t_г) \cdot k_{отд}}, \text{ м/смену}, \quad (2.51)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, составляет 2% от продолжительности смены, мин;

$t_l$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норматив основного времени на установку 1 м лестницы, который равен 3,34 мин;

$t_г$  – норматив вспомогательного времени на установку 1 м лестницы, равный 0,85 – 1,55 мин;

$k_{отд}$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Сменная производительность на оборудование рабочего и предохранительного настила (полка) на готовые расстрелы в восстающем (дучке)

$$H_n = \frac{T_{см} - (t_{нз} + t_{об} + t_l)}{(t_o + t_г) \cdot k_{отд}}, \text{ м}^2/\text{смену}, \quad (2.52)$$

где  $t_{нз}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 3% от продолжительности смены, мин;

$t_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, составляет 2% от продолжительности смены, мин;

$t_l$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$t_o$  – норматив основного времени на установку 1 м<sup>2</sup> настила, при ширине выработки (длине расстрела) при  $\leq 1,6$  м – 1,57 мин, 1,6 – 2,2 м – 1,32 мин,  $> 2,2$  м – 1,2 мин;

$t_г$  – норматив вспомогательного времени на установку 1 м<sup>2</sup> настила, при ширине выработки (длине расстрела) при  $\leq 1,6$  м – 1,48 – 3,38 мин, 1,6 – 2,2 м – 1,3 – 2,96 мин,  $> 2,2$  м – 1,17 – 2,66 мин;

$k_{отд}$  – коэффициент отдыха, равный 1,12.

Норма выработки на оборудование восстающего (дучки)

– на оборудование и установку расстрелов

$$H_{о.р} = H_p \cdot l_p, \text{ м/смену}, \quad (2.53)$$

где  $l_p$  – длина расстрела, м.

– на установку лестниц

$$H_{у.л} = \frac{H_l}{l_{ух}}, \text{ м/смену}; \quad (2.54)$$

– на оборудование настила (полка)

$$H_{о.н} = \frac{H_n}{l_p}, \text{ м/смену}. \quad (2.55)$$

*Проходка восстающих комплексами КПВ и КРН.* Комплексами КПВ (рис. 2.30) проходят крутонаклонные восстающие с углом наклона 60 – 90° и длиной 30 – 100 м. Техническая характеристика комплексов, для проходки восстающих представлена в табл. 2.27. Комплекс состоит из самоходной кабины и рабочего полка, которые при помощи пневмодвигателя, редуктора и шестеренчатого зацепления перемещаются по монорельсу с цепочной рейкой. Монорельс состоит из отдельных секций длиной 0,75 и 1,5 м с тремя встроенными трубами для подвода сжатого воздуха (две трубы) и воды. Монорельс крепится



по короткой стенке восстающего с помощью штанг длиной 1,2 – 1,5 м, которые закрепляются в шпурах, пробуренных в породе. Сжатый воздух к пневмодвигателю подают по шлангу, который при подъеме и спуске полка наматывается автоматически на шланговую лебедку. Подачу воды и сжатого воздуха для работы телескопных перфораторов производят по трубам, подсоединяемым к трубам монорельса. Включение и отключение подачи воды и воздуха производят при помощи блока питания, расположенного в выработке.

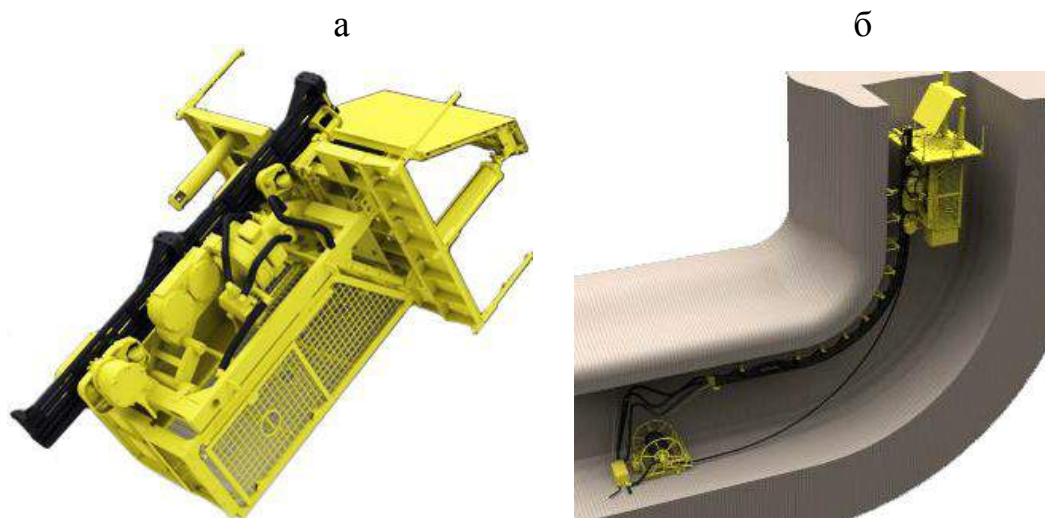


Рис. 2.30. Внешний вид проходческого комплекса типа КПВ: а – проходческий полук; б – комплекс КПВ

Таблица 2.27

Техническая характеристика комплексов для проходки восстающих выработок

Параметр	Показатель		
	КПВ-4	КПН-4	КПВ-2
Угол наклона выработки к горизонту, град.	60 – 90	15 – 60	60 – 90
Сечение выработки, м <sup>2</sup>	4 – 6	4 – 6	2 – 4
Длина (высота) выработки, м	≤ 80	≤ 120	≤ 80
Скорость перемещения, м/с	0,2	0,2	0,2
Длина секции монорельса, м	0,75; 1,5	0,75; 1,5	0,75; 1,5
Масса комплекса, т	10,3	15,2	9,9

Подготовительный период включает проходку монтажной камеры длиной не менее 6 м (с учетом длины сопряжения с выработкой) и подходов к ней, монтаж монорельса и установку оборудования для уборки породы. Если восстающий крепят сплошной венцовой крепью, то под ним устанавливают лебедку для подъема материалов в забой.

В практике применяют несколько способов расположения монтажной камеры относительно горизонтальной выработки. Монтажная камера, необходимая для сборки и укрытия комплекса во время взрывных работ, может быть

расположена параллельно или перпендикулярно к выработке, а также в кровле выработки, располагаясь перпендикулярно к ней. Высота монтажной камеры принимается не менее 2,8 м, радиус сопряжения – 3 м. Для пропуска кабины КПВ в забой, при расположении монтажной камеры перпендикулярно к выработке, породу убирают погрузочной машиной ППН-1с в рудничные вагонетки.

В зависимости от устойчивости пород проходку восстающего ведут без крепи или с крепью. В крепких устойчивых породах восстающий проходят на высоту 3 – 5 м выше кровли монтажной камеры с сооружением временных деревянных полков. В восстающем по одной из стенок (обычно с висячей стороны) бурят шпур для установки штанг, крепящих монорельс, а в забое укрепляют блок для монтажных работ с помощью пневматической лебедки ЛПТ-2,5. На почве камеры собирают став монорельса, состоящий из усиленной секции, необходимого числа кривых и двух прямых секций. Этот став поднимают лебедкой в восстающий и укрепляют анкерами. Затем производят монтаж и установку других секций монорельса вместе с ходовой частью комплекса. В кровле камеры к ходовой части навешивают рабочий полк (платформу) и клеть, на почву устанавливают шланговую лебедку, к бокам крепят блок питания, монтируют воздушную и водяную магистрали. На монтаж комплекса КПВ расходуется 35,2 – 37,5 чел-ч, демонтаж 13,5 – 15 чел-ч.

Во время подъема полка в забой со скоростью 0,2 м/с проходчики осматривают крепление секций монорельса и при необходимости подтягивают болтовые соединения. Поднявшись в забой, рабочие выходят через люк на рабочую платформу, устанавливают предохранительный зонт и производят тщательную оборку заколов в забое и на боках восстающего. Затем наращивают секцию монорельса и отклоняют ее в нужную сторону домкратом или винтовой колонкой. Через отверстия в траверсе бурят шпур и устанавливают анкера. Для бурения шпуров под анкера обычно применяют телескопный перфоратор. На наращивание монорельса длиной 1,5 м на 1 м восстающего расходуется при его высоте  $\leq 30$  м – 1,43 – 1,58 чел-ч, при  $> 30$  м – 1,62 – 1,65 чел-ч.

После подготовки инструмента к бурению проходчики подсоединяют водяной и воздушный шланги перфоратора к распределительной головке монорельса. В некоторых случаях для бурения шпуров в забое применяют два-три перфоратора. Второй перфоратор подсоединяют к магистрали, питающей ходовой двигатель комплекса, а для третьего в монтажной камере устанавливают дополнительную шланговую лебедку. Глубина шпуров выбирается таким образом, чтобы величина подвигания забоя за взрыв была не менее 1,5 м (равнялась длине секции монорельса) и составляла 1,6 – 1,65 м. После обуривания забоя перфораторы и буровой инструмент убирают в гнезда, находящиеся в кабине полка, поднимают из кабины контейнеры с взрывчатыми материалами и приступают к заряданию шпуров. Способ взрывания электрический. Проветривают забой воздушно-водяной смесью, с образователем тумана, который питается сжатым воздухом и водой, поступающей по трубам монорельса. Время проветривания по правилам техники безопасности должно быть не менее 1 ч. Это время может быть сокращено до 15 – 20 мин при наличии разрезной скважины. Проходческий цикл при использовании комплекса КПВ состоит из следующих

основных и вспомогательных рабочих процессов: уборка горной массы, бурения шпуров под анкера, наращивание монорельса, бурение шпуров в забое, зарядание и взрывание шпуров, проветривание забоя. Количество шпуров, сменная производительность и нормы выработки определяются по тем же формулам, что и при проведении горизонтальной выработки.

Проходка наклонных восстающих комплексами типа КПН. Данным комплексом проходят восстающие с углом наклона  $30 - 60^\circ$  и длиной до 120 м. Комплекс оснащен двумя бурильными агрегатами АБ-2, которые имеют стреловидные манипуляторы и переносные перфораторы на канатно-поршневых податчиках. С помощью комплекса производится спуск-подъем людей, материалов и оборудования, создается рабочее место в призабойной зоне, снабжение сжатым воздухом и водой через став монорельса. Проветривание забоя после взрывных работ осуществляется в течение часа воздушно-водяной смесью (аналогично комплексу КПВ). Порядок ведения горнопроходческих работ аналогичен при применении комплекса КПВ. При углах наклона от  $30^\circ$  и более отбитая в забое порода под действием собственного веса и силы взрыва доставляется к горизонтальной выработке, где грузится скреперной установкой или вибропитателем в вагонетки. В настоящее время проходка восстающих с помощью комплексов КПВ и КПН редко или вообще не применяется, это связано с применением более прогрессивных способов проходки таких как секционного взрывания скважин или машинного (комбайнового).

*Проходка восстающих секционным взрыванием глубоких скважинных зарядов.* С помощью этого способа проходят вентиляционные, материальные, породоперепускные и другие виды восстающих в породах любой крепости и устойчивости (кроме сыпучих). До недавнего времени восстающие с помощью скважинных зарядов проходили только в породах, не требующих крепления. Эксплуатация восстающих, пройденных в слабых породах и закрепленных анкерной крепью с набрызг-бетонном по металлической сетке, показала возможность использования их в качестве ходовых в течение длительного времени. Высота восстающего принимается до 40 м и ограничивается из-за искривления скважин. Отклонение скважин от заданного направления не должно превышать 5 м на длине 30 м. Диаметр скважин колеблется от 50 – 200 мм. Бурение скважин осуществляется буровыми станками (рис. 2.31). Для уменьшения величины отклонения скважин в процессе бурения рекомендуется жесткое раскрепление бурового станка на точке забуривания. На нижнем горизонте проводят небольшую аккумулялирующую камеру. Скважины бурят снизу вверх или сверху вниз. Секционную отбойку ведут участками (секциями) длиной 2 – 4 м.



Рис. 2.31. Внешний вид буровых станков: а – НКР-100МПА; б – СТО-100; в – Simba L6C; г – DL320

Техническая характеристика буровых станков представлена в табл. 2.28.

Таблица 2.28

## Техническая характеристика буровых станков

Тип бурового станка	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения, м	Установленная мощность, кВт	Длина, м	Ширина, м	Высота, м
Производства Украины и России						
Удар-2М	56 – 75	12	-	2,08	0,85	2
КБУ-50	50 – 65	25	-	2,105	0,735	1,8 – 2,2
КБУ-80	65 – 85	30	-	2,3	0,735	1,8 – 2,2
НКР-100МПА	105	50	-	1,8	0,7	0,7
БУ-80НБ	52 – 85	40	-	-	-	-
СТО-100	85 – 130	50–80	-	-	-	-
БУ-85С	65 – 85	25	-	3,7	1,45	1,87
Производства Atlas Copco (Швеция)						
Simba H157	48 – 64	32	50	9,46	1,22	1,99
Simba H257	48 – 76	32	45	9,46	2	2,1
Simba 1254	51 – 89	33	-	6,525	2,38	2,81
Simba H1352	102	50	59	8,43	2,26	1,96
Simba H1257	48 – 76	32	45	9,46	2	2,1
Simba L3C	89 – 115	51	75	10,5	2,35	2,875
Simba L6C	89 – 115	51	75	10,5	2,35	2,945
Simba M2C	51 – 89	51	55	10,5	2,21	2,875
Simba M3C	51 – 89	51	55	10,5	2,35	2,875
Производства Sandvik (Финляндия)						
DL310	51 – 102	38	55	8,45	1,9	2,675
DL320	51 – 102	38	55	9,885	1,9	2,9 – 3,45
DL330	51 – 64	23	55	9,55	1,9	2,1 – 2,9
DL410	64 – 127	54	55	8,84	2,24	2,7
DL420	64 – 127	54	55	10,24	2,24	3,1 – 3,7
DL430	64 – 102	41	55	11,17	2,24	2,75 – 2,9

На результаты взрыва и качество оформления стенок восстающего существенное влияние оказывает расположение скважин и очередность взрывания зарядов в них. При глубоких скважинах и безсекционном взрывании возможна запрессовка горной массы или простреливание скважин. Операции по ликвидации запрессовки очень трудоемки и сводятся обычно к следующим мероприя-

тиям: промывка водой, простреливание скважин после пробивки их тяжелым грузом, повторное бурение. Прострелы скважин из-за увеличенной линии наименьшего сопротивления и неправильной очередности взрывания ликвидируют повторным взрыванием прострелянных скважин. При проектировании расположения скважин, в пределах заданного контура будущего восстающего необходимо, чтобы объем образующейся после взрыва полости превышал взрывае-мый в 1,28 раза. Это исключает запрессовку.

При секционном взрывании сквозных скважин сначала устанавливается пробка в нижней части скважины, а ее зарядание ведется сверху – со стороны устья. После установки пробки в скважину насыпается забойка высотой 0,5 м из мелкой породы или песка. Зарядание скважины производится до половины длины заряда, затем опускается патрон-боевик с двумя электродетонаторами или специальный патрон-боевик НСИ, и производится дозарядание секции. Над зарядом на высоту 0,5 м насыпается слой породы или песка, который служит забойкой. При использовании электрического способа взрывания монтируются две независимые электровзрывные сети – основная и дублирующая. Если используются НСИ, то за пределами восстающего НСИ собираются в пучок которые коммутируются через детонирующий шнур (ДШ) с пучками НСИ.

Ориентировочное количество скважин в забое восстающего

$$N = \frac{q \cdot S_{вч}}{p}, \text{ шт.}, \quad (2.56)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ

$$q = 0,5 \cdot f + 15, \text{ кг/м}^3; \quad (2.57)$$

$S_{вч}$  – площадь поперечного сечения восстающего вчерне, м<sup>2</sup>;

$p$  – вместимость 1 м скважины

$$p = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \Delta, \text{ кг/м}, \quad (2.58)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м;

$\Delta$  – плотность ВВ, равная 900 – 1100 кг/м<sup>3</sup>.

Сменная производительность станков шарошечного бурения

$$H_{\sigma} = T_{см} \cdot k_{\sigma} \cdot v_{\sigma}, \text{ м/смену}, \quad (2.59)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, ч;

$k_{\sigma}$  – коэффициент использования машинного времени,  $k_{\sigma} = 0,55 - 0,6$ ;

$v_{\sigma}$  – механическая скорость бурения

$$v_{\sigma} = \frac{0,26 \cdot F_o \cdot n^{0,8}}{f^{1,6} \cdot d}, \text{ м/ч}, \quad (2.60)$$

где  $F_o$  – осевая нагрузка на долото, кН;

$n$  – частота вращения долота, с<sup>-1</sup>;

$d$  – диаметр долота, м.

Сменная производительность станков вращательно-ударного бурения

$$H_{\bar{o}} = \frac{k_{\bar{o}} \cdot (T_{cm} - T_{n.з})}{\left(\frac{1}{v} + t_{y\bar{o}}\right)}, \text{ м/смену}, \quad (2.61)$$

где  $T_{cm}$  – продолжительность смены, мин;

$T_{n.з}$  – время на подготовительно-заключительные операции, равное 20 – 30 мин;

$t_{y\bar{o}}$  – удельные затраты времени на вспомогательные операции, равные 1 – 4 мин/м;

$v$  – чистая скорость бурения (м/мин), зависящая от крепости пород, определяется по формуле (2.2).

Сменная производительность станков ударно-вращательного бурения

$$H_{\bar{o}} = \frac{(T_{cm} - T_{n.з} - T_{л}) \cdot K_{м}}{(t_o + t_{\bar{o}}) \cdot k_{om}}, \text{ м/смену}, \quad (2.62)$$

где  $T_{n.з}$  – время подготовительно-заключительных операций, равное 40 мин;

$T_{л}$  – личное время рабочего, равное 10 мин;

$K_{м}$  – коэффициент увеличения нормы выработки при многостаночном обслуживании (при обслуживании одним рабочим одного станка  $K_{м} = 1$ ; одним рабочим двух станков  $K_{м} = 1,76$ ; двумя рабочими трех станков  $K_{м} = 1,45$ );

$t_o$  – затраты основного времени на бурение 1 м скважины, мин/м (см. табл. 2.29);

$k_{om}$  – коэффициент отдыха при обслуживании рабочим одного станка  $k_{om} = 1$ , при многостаночном обслуживании  $k_{om} = 1,05$ ;

$t_{\bar{o}}$  – время на выполнения вспомогательных операций, приходящиеся на 1 м скважины

$$t_{\bar{o}} = P \cdot (0,5 \cdot t_1 \cdot H + t_2) + \frac{t_3}{h} + \frac{t_4}{H} + t_5, \text{ мин}, \quad (2.63)$$

где  $P$  – число опусканий и подъемов бурового инструмента, необходимых для замены коронок (долот) при бурении 1 м скважины, равное при  $f = 2 - 20$   $P = 0,022 - 4,35$ ;

$t_1$  – время спуска и подъема буровых штанг, приходящиеся на 1 м скважины, равное 0,577 мин;

$t_2$  – время замены коронки, равное 2,2 мин;

$t_3$  – время наращивания одной штанги, при угле наклона скважины 10 – 90°  $t_3 = 1,091 - 1,819$  мин;

$t_4$  – время на переход очередной скважины с забуриванием (без перестановки распорной колонки), равное 17,1 мин;

$t_5$  – время промывки и продувки скважины, при угле наклона скважины 10° – 90°  $t_5 = 1,13 - 2,55$  мин;

$h$  – длина буровой штанги, равная 1 – 1,3 м;

$H$  – глубина скважины, м.

Таблица 2.29

Затраты основного времени на бурение 1 м скважины

Коэффициент крепости горных пород, $f$	Основное время бурения $t_o$ , мин	Коэффициент крепости горных пород, $f$	Основное время бурения $t_o$ , мин
20	82,6 – 104,2	8	9,5 – 12,4
19	64,9 – 81,3	7	7,8 – 9,7
18	46,3 – 57,8	6	6,2 – 7,7
16 – 17	33,9 – 42,6	5	4,9 – 6,1
14 – 15	25,2 – 31,4	4	3,9 – 4,9
12 – 13	19,6 – 24	3	3,2 – 4
10 – 11	15,2 – 19	2	2,7 – 3,1
9	11,9 – 15,4	1	2,3 – 2,5

Сменная производительность станков ударно-поворотного бурения

$$H_{\bar{o}} = \frac{(T_{cm} - T_{nz} - T_{лн} - t_n) \cdot m}{\left(\frac{1}{v} + t_g\right) \cdot k_{om} \cdot k_c}, \text{ м/смену}, \quad (2.64)$$

где  $m$  – число перфораторов, обслуживаемых одним бурильщиком;

$k_c$  – коэффициент учитывающий простои перфораторов из-за совпадения требований на одновременное обслуживание перфораторов,  $k_c = 1,25 - 1,30$ ;

$t_n$  – среднее время простоя перфоратора

$$t_n = \frac{4(m+1)}{m}, \text{ мин};$$

$t_g$  – время на выполнение вспомогательных операций, приходящиеся на 1 м штангового шпура или скважины определяется по формуле (2.63).

Остальные обозначения те же, что и в формуле (2.62).

Трудоемкость на бурение скважин для проходки восстающего

$$T_{\text{бур}} = \frac{N \cdot L_g}{H_{\bar{o}}}, \text{ чел-смен}, \quad (2.65)$$

где  $L_g$  – длина восстающего, м.

Сменная норма выработки бурильщика на бурение скважин

$$H_{\bar{o}} = \frac{L_g}{T_{\text{бур}}}, \text{ м/смену}. \quad (2.66)$$

Сменная производительность на зарядание скважин патронированными ВВ диаметром 45, 60 и 90 мм

$$H_{\text{зар}} = \frac{T_{cm} - (T_{nz} + T_{об} + T_{л})}{(t_o + t_g) \cdot k_{омд}}, \text{ м/смену}, \quad (2.67)$$

где  $T_{nz}$  – время подготовительно заключительных операций, равное 3% от продолжительности смены, мин;



$T_{об}$  – время на обслуживание рабочего места, равное 2% от продолжительности смены, мин;

$T_{ос}$  – время на личные потребности, равное 10 мин;

$t_o$  – норматив основного времени на зарядку 1 м скважины, которое включает в себя размещение нижней забивки, зарядка скважин, размещения верхней забивки и взрывание скважин при высоте восстающего менее 30 м  $t_o = 3,34$  мин/м, при 30 – 60 м  $t_o = 5,3$  мин/м;

$t_г$  – норматив вспомогательного времени на зарядку 1 м скважины, которое включает в себя чистку скважин после взрыва, установки пробки и замер глубины скважины, изготовления патронов-боевиков, монтаж взрывной сети и проветривание при высоте восстающих менее 30 м  $t_г = 6,85$  мин/м, при 30 – 60 м  $t_г = 9,75$  мин/м;

$k_{отд}$  – коэффициент отдыха, равный 1,1.

Трудоемкость зарядки скважин

$$T_{зар} = \frac{N \cdot L_г}{H_{зар}}, \text{ чел-смен.} \quad (2.68)$$

Сменная норма выработки взрывника на зарядку скважин

$$H_з = \frac{L_г}{T_{зар}}, \text{ м/смену.} \quad (2.69)$$

Сменная производительность скреперной установки при выгрузке горной массы в рудоспуск или на конвейер (в плотной массе)

$$H_n = \frac{(T_{см} - t_{нз} - t_l) \cdot V \cdot k_з}{\left( \frac{l}{v_z} + \frac{l}{v_n} + t_{зп} \right) \cdot k_{от} \cdot K_p}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (2.70)$$

где  $t_{нз}$  – время на подготовительно-заключительные операции, равное 40 мин (с учетом смазки, испытания лебедки, закрепление блочков и др.);

$V$  – объем скрепера, м<sup>3</sup>;

$k_з$  – коэффициент заполнения скрепера (равный для крупнокусковой горной массы 0,5 – 0,7, для средней крупности 0,7 – 0,8 и для мелкой 0,8 – 1);

$l$  – расстояние скреперования, м;

$v_n = 66$  м/хв – скорость движения груженого скрепера;

$v_n = 90$  м/хв – скорость движения пустого скрепера;

$t_{зп}$  – время загрузки и разгрузки скрепера с учетом пауз на переключение и неравномерность хода скрепера, равна 0,3 – 0,7 мин;

$K_p$  – коэффициент разрыхления горной массы, определяется по формуле (1.17);

Сменная производительность погрузочной машины определяется по формулам (2.19) – (2.22).

Сменная производительность люковой погрузки

$$H_n = \frac{n_г \cdot V_г \cdot \gamma_p \cdot (T_{см} - t_{нз})}{(t_c + t_p) \cdot (1 + k_{от})}, \text{ т/смену}, \quad (2.71)$$

где  $n_6$  – число вагонеток в составе

$$n_6 = \frac{Q_{oc}}{(m_6 + V_6 \cdot \gamma_p)}, \text{ шт.},$$

$Q_{oc}$  – грузоподъемность состава, равная 100 – 200 т;

$V_6$  – вместимость вагонетки, м<sup>3</sup>;

$\gamma_p$  – плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

$t_{nz}$  – время на подготовительно-заключительные операции, равное 10 мин;

$k_{om}$  – коэффициент отдыха люкового равный 0,1;

$t_p$  – время замены состава под погрузкой, равное 10 – 15 мин;

$t_c$  – время загрузки состава, мин, при люковой погрузке без перецепки вагонеток

$$t_c = n_6 \cdot (t_o + t_6 + t_{nep}),$$

$t_{nep}$  – время на перестановку вагонеток равное 0,17 – 0,34 мин;

$t_o + t_6$  – норма на загрузку одной вагонетки из люков в зависимости от вместимости вагонетки  $V_6$  приведены ниже при площади поперечного сечения люков  $\leq 0,79 \text{ м}^2$

$V_6, \text{ м}^3$	$\leq 0,6$	0,6 – 0,89	0,9 – 1,1	1,11 – 1,59	1,6 – 2
$t_o + t_6, \text{ мин}$	1,45	1,54	1,62	1,76	1,97

При площади поперечного сечения люков более 0,8 м<sup>2</sup>

$V_6, \text{ м}^3$	1,11 – 1,56	1,6 – 2	2,1 – 3,16	3,2 – 4	5	10
$t_o + t_6, \text{ мин}$	1,45	1,66	1,99	2,73	3,41	4,2

Сменная производительность вибрационного питателя или конвейеров при выпуске и доставке руды

$$H_n = \frac{T_{cm} - t_{pn}}{t_{zav} + t_{en} + t_{n6} + t_{oc} + t_{6d}}, \text{ т/смену}, \quad (2.72)$$

где  $t_{pn}$  – среднесменная продолжительность простоев, равное 60 – 80 мин;

$t_{zav}$  – удельные затраты времени на вторичное дробление негабарита

$$t_{zav} = \frac{t'_{zav}}{Q_{zav}}, \text{ мин/т},$$

$t'_{zav}$  – средние абсолютные затраты времени на ликвидацию одного зависания руды, равное 10 – 15 мин;

$Q_{zav}$  – среднее количество руды которое выпускается вибропитателем между двумя последующими зависаниями, равное 50 – 200 т;

$t_{en}$  – удельные затраты времени на вторичное дробление негабарита

$$t_{en} = \frac{t'_{en} \cdot H}{100 \cdot n_k \cdot m_n}, \text{ мин/т},$$

$t'_{en}$  – средние абсолютные затраты времени на одно взрывание негабаритных кусков руды, равные 10 – 15 мин;

$H$  – выход негабарита, равный 0 – 40%;

$n_k$  – количество негабаритных кусков руды на почве выработки которые взрываются одновременно, равное 2 – 4 штук;

$m_n$  – средняя масса одного негабаритного куска руды, зависящая от негабаритных размеров: при габарите 400 мм  $m_n = 0,6 – 0,8$  т, при габарите 800 мм  $m_n = 0,8 – 1,2$  т;

$t_{не}$  – затраты времени на ожидание перестановки вагонеток

$$t_{не} = \frac{t'_{не}}{60 \cdot Q_{ваг}}, \text{ мин/т,}$$

$t'_{не}$  – средние абсолютные затраты времени на перестановку одного вагона равные 20 – 40 с;

$Q_{ваг}$  – грузоподъемность одного вагона, т;

$t_{oc}$  – затраты времени на ожидание замены составов перед загрузкой

$$t_{oc} = \frac{t'_{oc}}{Q_{oc}}, \text{ мин/т,}$$

$t'_{oc}$  – затраты времени на ожидание следующего состава, равные 10 – 15 мин;

$t_{вд}$  – затраты времени непосредственно на вибровыпуск и загрузку

$$t_{вд} = \frac{1}{60 \cdot v_p \cdot b_l \cdot h_p \cdot \gamma_p}, \text{ мин/т,}$$

$v_p$  – скорость перемещения руды по лотку вибропитателя, равная 0,1 – 0,5 м/с;

$b_l$  – ширина лотка вибропитателя, равная 1,2 – 1,4 м;

$h_p$  – высота слоя руды, которая перемещается по лотку вибропитателя, м.

Трудоемкость погрузки горной массы с помощью скреперной установки или погрузочной машины

$$T_{погр} = \frac{S_{вч} \cdot L_g}{H_n}, \text{ чел-смен.} \quad (2.73)$$

Трудоемкость погрузки горной массы с помощью люков или вибрационных питателей

$$T_{погр} = \frac{S_{вч} \cdot L_g \cdot \gamma}{H_n}, \text{ чел-смен,} \quad (2.74)$$

где  $\gamma$  – плотность горной массы, т/м<sup>3</sup>.

Сменная производительность машиниста скреперной установки, погрузочной машины, люка или вибрационного конвейера при погрузке горной массы

$$H_{погр} = \frac{L_g}{T_{погр}}, \text{ м/смену.} \quad (2.75)$$

*Проведение восстающих машинным (комбайновым) способом.* Бурение восстающих в рудных шахтах начали применять в 70-е годы XX века. К настоящему времени созданы достаточно совершенные конструкции буровых комбайнов и бурового инструмента, позволяющие бурить восстающие диаметром 1 – 3 м и длиной до 1000 м. В настоящее время на рудных шахтах применяют комбайны для проходки восстающих (рис. 2.32), техническая характери-

стика которых представлена в табл. 2.30. Это весьма перспективное горное оборудование. В большинстве случаев бурением проходят восстающие между двумя концентрационными горизонтами. Наиболее распространена технология с бурением по оси восстающего опережающей (пилотной, передовой) скважины диаметром до 0,3 м на полную его длину с последующим ее расширением снизу вверх до проектного диаметра. По такому принципу работает отечественный комбайн 2КВ, комбайны «Robbins» фирмы «Atlas Copco» (Швеция) и комбайны «Rhino» фирмы «TRB-Raise Borers» (Финляндия). При использовании отечественного комбайна 1КВ1 восстающие бурят снизу вверх сразу на полный диаметр. Все комбайны для бурения восстающих снабжены манипуляторами для механизации вспомогательных процессов.

Таблица 2.30

Техническая характеристика комбайнов  
для проходки восстающих

Тип	Диаметр передовой скважины, мм	Диаметр буровой выработки, м	Глубина бурения, м	Установленная мощность, кВт	Масса, т
Производства Украины и России					
1КВ1	320	1,5	91	132	59,5
2КВ	270	1,5 – 1,8	100	132	56
Производства Atlas Copco (Швеция)					
Robbins 34RH	229	1,5	340	112	6
Robbins 44RH	229	1 – 1,8	250	132	8
Robbins 53RH	279	1,5 – 2,4	490	225	14
Robbins 73RM	279	1,8 – 3,1	550	225	10
Robbins 83RM	349	2,4 – 5	500	300	20
Robbins 97RL	349	2,4 – 5	600	300	27,2
Robbins 123RM	349	3,1 – 6	920	448	25,4
Производства Trb – Raise Borers (Финляндия)					
RHINO 400	229 – 280	1,5 – 1,8	-	110 – 132	8
RHINO 1000	280	2,4 – 3,5	-	300	16
RHINO 2000DC	349	3,6	-	400	24,1

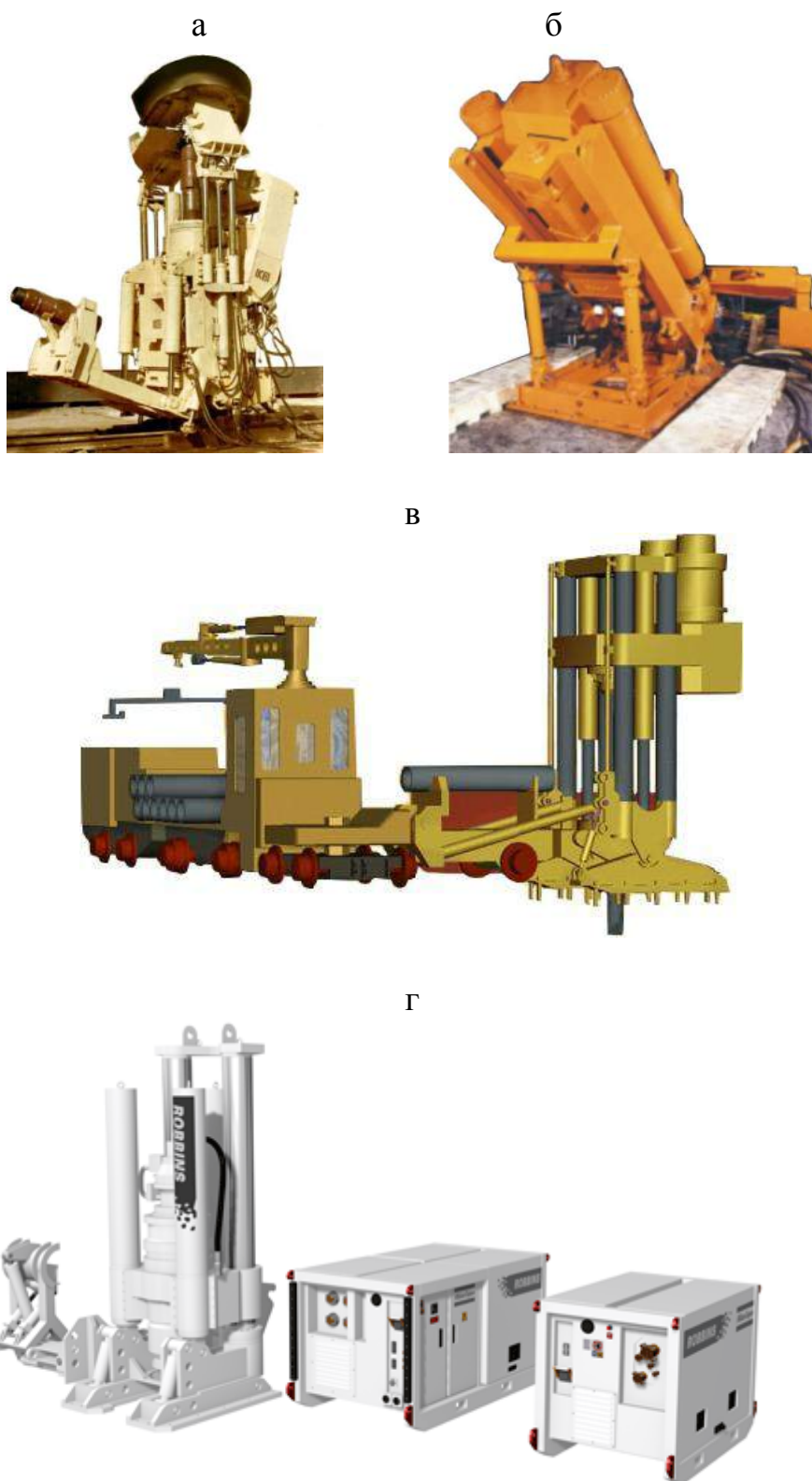


Рис. 2.32. Внешний вид комбайнов для проходки восстающих: а – 1KB1; б – RHINO 1000; в – 2KB; г – Robbins 73RM

В качестве бурового инструмента в них использованы шарошки различных конструкций с зубьями из твердых сплавов. Подготовка к бурению начинается с выбора места заложения опережающей скважины и проходки камеры объемом 60 – 140 м<sup>3</sup> для размещения станка и возведения основания для него у

устья скважины. Основанием служит бетонная площадка (фундамент) на которой цанговыми болтами крепятся лапы крепления рамы комбайна. Опережающую скважину бурят шарошечным долотом с использованием направляющих штанг, препятствующих отклонению скважины от заданного направления. После выхода опережающей скважины на нижний горизонт шарошечное долото снимают, и буровой став оснащают расширителем заданного конечного диаметра восстающего.

Расчет основных и вспомогательных рабочих процессов при проведении восстающих комбайнами.

Время монтажа комбайна

$$T_m = \frac{H_m}{T_{см}}, \text{ чел-смен}, \quad (2.76)$$

где  $H_m$  – норма времени на монтаж комбайна, чел-ч, для комбайна 1КВ1 равна 80,42 чел-ч, 2КВ – 84,56 чел-ч, Robbins 73RM – 382,97 чел-ч;

$T_{см}$  – продолжительность смены, ч.

Время на бурение передовой скважины

$$T_o = \frac{L_в}{H_{выр}}, \text{ чел-смен}, \quad (2.77)$$

где  $L_в$  – длина восстающего, м;

$H_{выр}$  – норма выработки на бурение передовой скважины, м/смену, равна для комбайна 2КВ

– при длине восстающего до 20 м

$$H_{выр} = -0,3 \cdot f + 15,9, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 40 м

$$H_{выр} = -0,34 \cdot f + 17,54, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 60 м

$$H_{выр} = -0,4 \cdot f + 19, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 80 м

$$H_{выр} = -0,4 \cdot f + 19,85, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 100 м

$$H_{выр} = -0,42 \cdot f + 20,44, \text{ м/смену}.$$

Для комбайна Robbins 73RM

– при длине восстающего до 60 м

$$H_{выр} = -0,45 \cdot f + 22,55, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 80 м

$$H_{выр} = -0,5 \cdot f + 23,82, \text{ м/смену};$$

– при длине восстающего до 100 м

$$H_{выр} = -0,55 \cdot f + 24,73, \text{ м/смену}.$$

Время на разбуривание восстающего

$$T_p = \frac{L_в}{H_{выр}}, \text{ чел-смен}, \quad (2.78)$$

где  $H_{выр}$  – норма выработки на разбуривание восстающего, м/смену, равная для комбайнов 1КВ1 и 2КВ

$$H_{выр} = 9,36 \cdot e^{-0,054 \cdot f}, \text{ м/смену.}$$

Для комбайна Robbins 73RM

$$H_{выр} = 11,02 \cdot e^{-0,05 \cdot f}, \text{ м/смену.}$$

Время демонтажа комбайна

$$T_{\delta} = \frac{H_{\delta}}{T_{см}}, \text{ чел-смен,} \quad (2.79)$$

где  $H_{\delta}$  – норма времени на демонтаж комбайна, чел-ч, для комбайна 1КВ1 равная 40,84 чел-ч, 2КВ – 40,46 чел-ч, Robbins 73RM – 255,31 чел-ч.

Общая трудоемкость проходки восстающего

$$T_{прох.в} = T_m + T_o + T_p + T_{\delta}, \text{ чел-смен.} \quad (2.80)$$

Сменная норма выработки на проходку восстающего комбайном

$$H_{нк} = \frac{L_6}{T_{прох.в}}, \text{ м/смену.} \quad (2.81)$$



### Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение горной выработки.
2. Дайте определение, что такое проведение горной выработки.
3. Какие рабочие процессы включают проведение горных выработок.
4. Охарактеризуйте основные рабочие процессы.
5. Охарактеризуйте вспомогательные рабочие процессы.
6. Приведите классификацию процессов при проведении горных выработок.
7. Охарактеризуйте рабочий процесс бурения шпуров в забое.
8. Охарактеризуйте рабочий процесс зарядания и взрывания шпуров.
9. Охарактеризуйте рабочий процесс проветривания забоя.
10. Охарактеризуйте рабочий процесс уборки горной массы.
11. Охарактеризуйте рабочий процесс крепления забоя.
12. Охарактеризуйте вспомогательные процессы при проведении горных выработок.
13. Что относится к организационным показателям проекта на проведение горной выработки.
14. Приведите последовательность расчета и составления графика организации работ в забое.
15. Как определяется трудоемкость на 1 м выработки.

16. Как определяется трудоемкость на цикл.

17. Как определяется продолжительность каждого рабочего процесса в проходческом цикле.

18. Приведите общие сведения о восстающих выработках.

19. Приведите существующие способы проведения восстающих.

20. Охарактеризуйте рабочие процессы при проведении восстающих или дучек обычным способом.

21. Охарактеризуйте рабочие процессы при проведении восстающих с помощью комплексов КПВ.

22. Охарактеризуйте рабочие процессы при проведении восстающих комбайнами.



## ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 2

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.

2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений : учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.

3. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.

4. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений : учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.

5. Кононенко М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ : навч. посібник / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013, - 217 с.

6. Мартинов В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.

7. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.

8. Симанович Г.А. Руйнування гірських порід вибухом: навч. посіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко; М-во освіти і науки України; Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2014. – 207 с.

9. Справочник по горнорудному делу [Текст] / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

10. Технология проведения горных выработок большой протяженности : учеб. пособие / Г.Г. Пирогов, В.И. Горбунов, В.Г. Лисихин, В.В. Медведев, В.Е. Подопригора. – Чита: ЧитПИ, 1994. – 152 с.



11. Усатый В.Ю. Обоснование способа проведения восстающих горных выработок при системах разработки высокими камерами / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.В. Усатый // Науковий вісник НГАУ. – 2001. – № 3. – С. 18 – 21.
12. Усатый В.Ю. Проходка восстающих горных выработок в условиях ЗАО «Запорожский ЖРК» / В.Ю. Усатый, С.Г. Кистрин, В.Г. Близнюков и др. // Сборник научных трудов, ГНИГРИ. Кривой Рог – 2001. – С. 64 – 71.
13. Хоменко О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ : довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: Національний гірничий університет, 2010. – 340 с.
14. Хоменко О.Є. Обзор мирового рынка буровой та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.
15. Хоменко О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.
16. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений : справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: Национальный горный университет, 2011. – 448 с.
17. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок : учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
18. Шехурдин В.К. Горное дело : учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.
19. Шехурдин В.К.. Проведение подземных горных выработок : учеб. пособие / В.К. Шехурдин, Е.Н. Холобаев, В.И. Несмотряев. – М.: Недра, 1980. – 295 с.

### 3. ПРОЦЕССЫ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

#### 3.1. Общие сведения

**Очистная выемка** – это комплекс взаимосвязанных рабочих процессов по выемке руды в очистных забоях. Очистными работами называется комплекс рабочих процессов, производимых в очистных выработках с целью извлечения полезного ископаемого. Очистные выработки – выработки, проводимые по залежи полезного ископаемого, в которых осуществляется выемка. Они непрерывно или периодически перемещаются в пространстве, а форма их поперечного сечения и длина зависят от мощности и угла падения разрабатываемых рудных тел, залежей и технологии добычи полезного ископаемого. Очистные работы, представляют собой производственную стадию, которая включает совокупность взаимосвязанных и следующих в определенной последовательности друг за другом комплексов рабочих процессов, классификация которых представлена на рис. 3.1.



Рис. 3.1. Классификация комплекса рабочих процессов при производственной стадии очистных работ

На современных рудных шахтах основная часть затрат по добыче полезного ископаемого (25 – 50%) приходится на производственную стадию процессов очистных работ. Показатели извлечения руды зависят, в большинстве случаев, полностью или почти полностью от очистной выемки. Если принять затраты на все комплексы рабочих процессов очистных работ за 100%, то каждый из них займет следующую долю:

- проведение горных выработок – 1 – 30%;
- отбойка руды составит 20 – 80%, меньшее значение относится к разработке слабых руд, большее – к крепким рудам;
- доставка руды – 10 – 60%, в том числе на вторичное дробление 0 – 25%;
- поддержание выработанного пространства – 0 – 30%, а при поддержании с помощью закладочных материалов до 50% и более.

Каждый из перечисленных комплексов рабочих процессов может существенно влиять на показатели других процессов. Так, удешевление отбойки может ухудшить первичное дробление руды, что приведет к увеличению объема вторичного дробления и снижению производительности доставки руды. При-

менение более прочной закладки повышает затраты на поддержание выработанного пространства, но дает возможность осуществлять работы самоходного оборудования на земной поверхности, что позволяет уменьшить затраты на отбойку и доставку руды, и т.п. Поэтому наиболее оптимальные решения должны приниматься по комплексу взаимосвязанных процессов, т.е. на базе комплексной оптимизации всей технологической схемы очистной выемки.

### 3.2. Отбойка руды

**Отбойкой руды** называется отделение части руды от массива и дробление ее до куска определенного размера. Основные требования, предъявляемые к отбойке руды: безопасность работ; минимальные материально-трудовые затраты; хорошее качество отбойки, т.е. более полная отбойка в проектных контурах отработки, минимальные законтурные разрушения массива как рудного, во избежание его самообрушения и плохого дробления последующими взрывами, так и породного, во избежание засорения отбитой руды, хорошего дробление руды, т.е. отсутствие или минимальный выход негабарита, требующего применения вторичного дробления. Обычно желателен и минимальный выход мелких (приблизительно менее 5 мм) фракций, которые способствуют слеживанию руды, а иногда затрудняют переработку рудной массы. Существующие способы отбойки весьма разнообразны и имеют свои области применения и связаны с прочностью руд. Классификация способов отбойки руды по В.Р. Именитову представлено в таблице 3.1.

Одной из первых способов отбойки применяли механическую, но с появлением взрывной отбойки, ее стали использовать только при добыче мягких руд. Механическая отбойка применяется в мягких рудах, и для отбойки руды с прочностью до 60 – 80 МПа. Удельный вес механической отбойки не превышает 12 – 15% от общего объема добычи, в связи с тем, что преобладают крепкие руды, к тому же на мощных месторождениях даже при мягких рудах целесообразнее применять взрывную отбойку, при которой весь массив блока можно разбурить скважинами из небольшого числа буровых выработок.

Отбойку руды взрывным способом вначале осуществляли шпурами, в мощных месторождениях и при крепких рудах использовали отбойку минными (концентрационными) зарядами и лишь позднее появилась скважинная отбойка. Последняя практически полностью вытеснила минную отбойку и частично шпуровую. Взрывная отбойка руды применяется при добыче крепких руд, и менее энергоемка, чем другие способы отбойки. На сегодняшний день этот способ является основным. Удельный вес взрывной отбойки составляет около 85 – 90% от общего объема добычи. Классификация способов отбойки руды и их особенности представлена в табл. 3.1.

Самообрушение руды применяют в основном лишь в одном классе систем разработки и в конкретных горно-геологических условиях разработки. Гидравлическую отбойку испытывали при разработке маломощных пологих пластов марганцевых руд. Причиной отказа от нее послужило, в первую очередь, оседание на почве залежи наиболее тяжелых частиц, обогащенных металлом.

Таблица 3.1

## Классификация способов отбойки руды

Способ	Особенность
1 Взрывная отбойка:	Взрывание зарядов взрывчатых веществ помещенных в образованные полости в массиве
1.1 Шпурами	Шпуры имеют диаметр $\leq 85$ мм и глубину $\leq 5$ м
1.2 Штанговыми шпурами	Штанговые шпуры имеют диаметр 56 – 85 мм и глубину 5 – 20 м
1.3 Глубокими скважинами	Скважины имеют диаметр $> 85$ мм и глубину $> 5$ м
1.4 Концентрированными (минными) зарядами	Сосредоточенные заряды располагают в подготовительно-нарезных выработках
2 Механическая отбойка	Применение механического инструмента
2.1 Машинами	Горные комбайны
2.2 Отбойными молотками	
3 Самообрушение руды	Подсеченный массив руды разрушается под действием силы тяжести и давления вышележащих пород
4 Другие способы:	
4.1 Гидравлическая	Разрушение высоконапорной струей воды
4.2 Электрофизические способы отбойки	-

Электрофизические способы находятся в стадии разработки. Краткий обзор различных способов отбойки руды показал, что в настоящее время широкое применение нашел взрывной и незначительно механический способы отбойки руды. Поэтому ниже будут более подробно рассмотрены эти два способа отбойки. Комплекс рабочих процессов отбойки руды включает в себя ряд рабочих процессов, которые выполняются последовательно или в определенных горно-геологических условиях не выполняются вообще, классификация которых представлена на рис. 3.2.

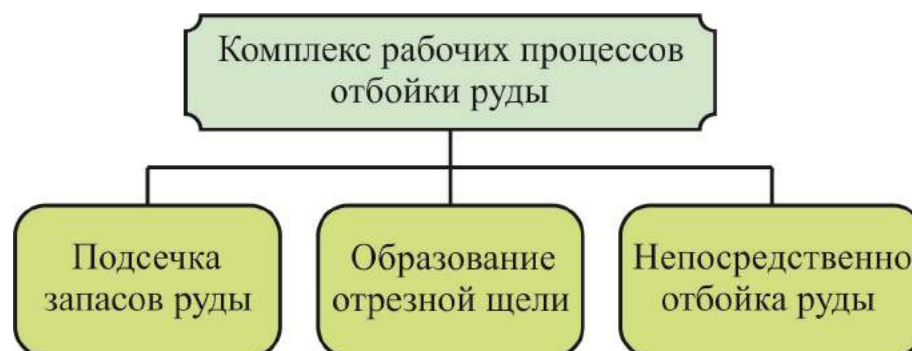


Рис. 3.2. Классификация комплекса рабочих процессов по отбойке руды

### 3.2.1. Подсечка запасов руды

Подсечка запасов руды в блоке является наиболее важным рабочим процессом в комплексе рабочих процессов отбойки руды, что во многом определяет эффективность самой системы разработки. **Подсечкой запасов руды в блоке (камере)** называется образование в нижней части массива обнаженной площади, подлежащей выемке, и для компенсации увеличения объема руды при ее обрушении. Первое назначение характерно для всех систем разработки, а второе – для некоторых вариантов систем с обрушением руды и вмещающих пород. Высота подсечки зависит от ее назначения. На практике различают два вида подсечки – воронками и траншеей (рис. 3.3).

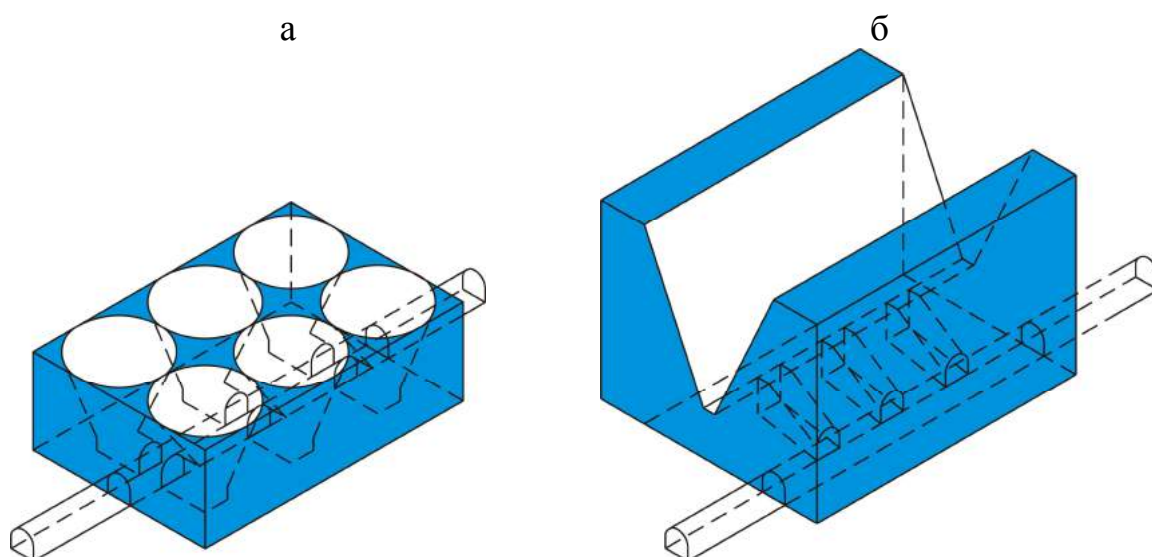


Рис. 3.3. Виды подсечки руды: а – подсечка воронками; б – траншейная подсечка

Существуют следующие способы подсечки блоков: мелкошпуровой, вариант «закрытый веер», вариант «камера над дучками» и траншейный. Из этих способов широкое распространение получили траншейный, варианты «закрытый веер» и «камера над дучками».

**Подсечка шпуровым способом.** В зависимости от применяемых систем разработки подсечка шпурами может осуществляться сплошную или с оставлением временных решетчатых целиков. Сплошную подсечку в основном применяют в системах разработки с открытым очистным пространством и в системах с магазинированием руды. Подсечку с оставлением временных решетчатых целиков, получающихся в результате проведения на горизонте подсечки взаимно перпендикулярных выработок, применяют при системах разработки с обрушением. Оставшийся между штреками и ортами решетчатый целик разрушают шпурами. Расположение шпуров и их число определяют графическим способом. Расстояние между шпурами применяют в зависимости от предела прочности руды, равной 0,7 – 1,2 м. Доставку руды при подсечке шпуровым способом осуществляют скреперными установками или под действием собственного веса.

*Подсечка запасов блока вариантом «закрытый веер».* Из выпускных дучек, несколько расширенных в верхней части, массив руды разбуривают веерами восстающих штанговых шпуров длиной до 7 – 10 м, которые и разворачивают воронки при взрывании. Последовательным взрыванием штанговых шпуров в нескольких дучках вначале образуют отрезную щель, на которую затем взрывают шпуров соседних дучек. Таким образом, последовательным взрыванием штанговых шпуров и выпуском руды образуется подсечка на высоту до 10 м. Число штанговых шпуров, пробуренных из каждой дучки, устанавливают в зависимости от предела прочности руды и диаметра шпуров.

*Подсечка запасов блока вариантом «камера над дучками».* Данный способ подсечки получил широкое распространение при разработке мощных рудных месторождений системами принудительного этажного и подэтажного обрушения, этажно-камерной и др. и позволяет в одну стадию образовать подсечку на высоту 12 – 18 м. Подсечку запасов блока (панели) производят отдельными камерами с оставлением между ними временных целиков, разрушаемых совместно с обрушением вышележащего массива руды. По ряду дучек на горизонте подсечки проходят подсечные выработки, расположенные посередине камеры. В торце камеры на всю ее высоту образуют отрезную щель путем расширения пройденного восстающего или с помощью секционного взрывания вееров скважин, пробуренных из подсечной выработки. После образования отрезной щели последовательным взрыванием рядов скважин, пробуренных из подсечной выработки, образуют подсечную камеру высотой до 12 – 18 м. Руду в камере отбивают веерами скважин из выработки подсечки или реже параллельными скважинами с предварительной проходкой открытой заходки. По мере образования камеры производят расширение дучек в приемные воронки. После образования подсечных камер временные целики между ними шириной 4 – 6 м разрушают массовым взрыванием скважин, пробуренных из дучек, перед обрушением вышележащего массива руды в блоке. Размер подсечных камер определяется исходя из физико-механических свойств руды и конструктивных особенностей системы разработки, соотносясь с расстоянием между выработками горизонта доставки руды и дучками. Ширину камер принимают равную 1, 1,5 и 2 расстояния между выработками горизонта доставки. Длину камер принимают не более 25 м.

*Траншейная подсечка запасов блока.* Этот способ подсечки получил широкое распространение при разработке рудных месторождений системами разработки с открытым очистным пространством, подэтажного и этажного обрушения. Сущность траншейного способа подсечки заключается в образовании в днище блока, камеры или панели траншеи (нескольких траншей), имеющих в поперечном сечении форму перевернутой трапеции. Траншея образуется последовательным взрыванием рядов вееров скважин (штанговых шпуров), пробуренных из подсечных выработок. Предварительно в начале траншеи образуется отрезная щель, путем расширения специально пройденного из дучки восстающего или же последовательным взрыванием вееров скважин, пробуренных в плоскости поперечного сечения траншеи. При использовании нескольких траншей в устойчивых рудах смежные траншеи в верхней части соединяются

между собой, образуя сплошную обнаженную площадь. При недостаточной устойчивости руд, между траншеями в верхней части иногда оставляют целики шириной 2 – 4 м. Ширина траншеи в верхней части определяется из конструктивных соображений в зависимости от физико-механических свойств руды и расстояния между выработками выпуска.

*Образование подсечки запасов блока с помощью воронок.* С применением подсечки воронками отбитая или самообрушенная руда в блоке попадает в приемные воронки, которые соединяются рудоспусками (дучками) с выработками горизонта выпуска. Размеры приемных воронок в основном зависят от высоты целика над выработками приемного горизонта, угла образующей воронки и расстояния между осями выпускных выработок. Высота целика над выработками приемного горизонта обычно составляет 5 – 8 м. При угле наклона образующей воронки 50 – 60°, площадь одной воронки колеблется в пределах 30 – 40 м<sup>2</sup>. Высота выпускной воронки определяется толщиной целика над приемным горизонтом и длиной дучки. Длину дучки принимают минимально необходимой для придания надлежащей прочной формы предохранительным целикам над выработками приемного горизонта, она составляет 1 – 1,5 м, считая от уровня кровли выработки выпуска. Размеры поперечного сечения выпускных дучек определяют в зависимости от физико-механических свойств руды (породы) и принятых кондиционного куска и доставочного оборудования. По практическим данным размеры поперечного сечения выпускных дучек колеблются в пределах от 1,2 × 1,2 до 2 × 2 м.

Проходку дучек ведут по стадиям. Вначале в один-два приема проходят горизонтальную заходку на глубину до 2 м, а затем – непосредственно дучку (рудоспуск). Последнюю можно проводить двумя способами: мелкими или штанговыми шпурами. Проведение дучек ничем не отличается от проходки восстающих. Поэтому методика расчета проходки дучек по всем проходческим процессам аналогична проходке восстающих обычным способом.

Образование воронок начинают после окончания проходки дучек. При разработке крепких руд, разворот дучек в приемные воронки производят мелкими (сверху вниз), штанговыми (снизу вверх) шпурами или скважинами. В рудах менее крепких образование воронок осуществляют, как правило, штанговыми шпурами, пробуренными из горизонтальных заходок или коротких дучек, пройденных до нижнего основания воронки.

Для расчета разворота воронок штанговыми шпурами воспользуемся расчетной схемой, представленной на рис. 3.4.

Высота воронки

$$h_g = \operatorname{tg} \beta \cdot \left( R_g - \frac{b_d}{2} \right), \text{ м}, \quad (3.1)$$

где  $\beta$  – средний угол естественного откоса руды, равный 55 – 65°;

$R_g$  – радиус верхнего основания воронки, равный 2,5 – 5 м;

$b_d$  – ширина или радиус дучки, равный 1,2 – 2 м.

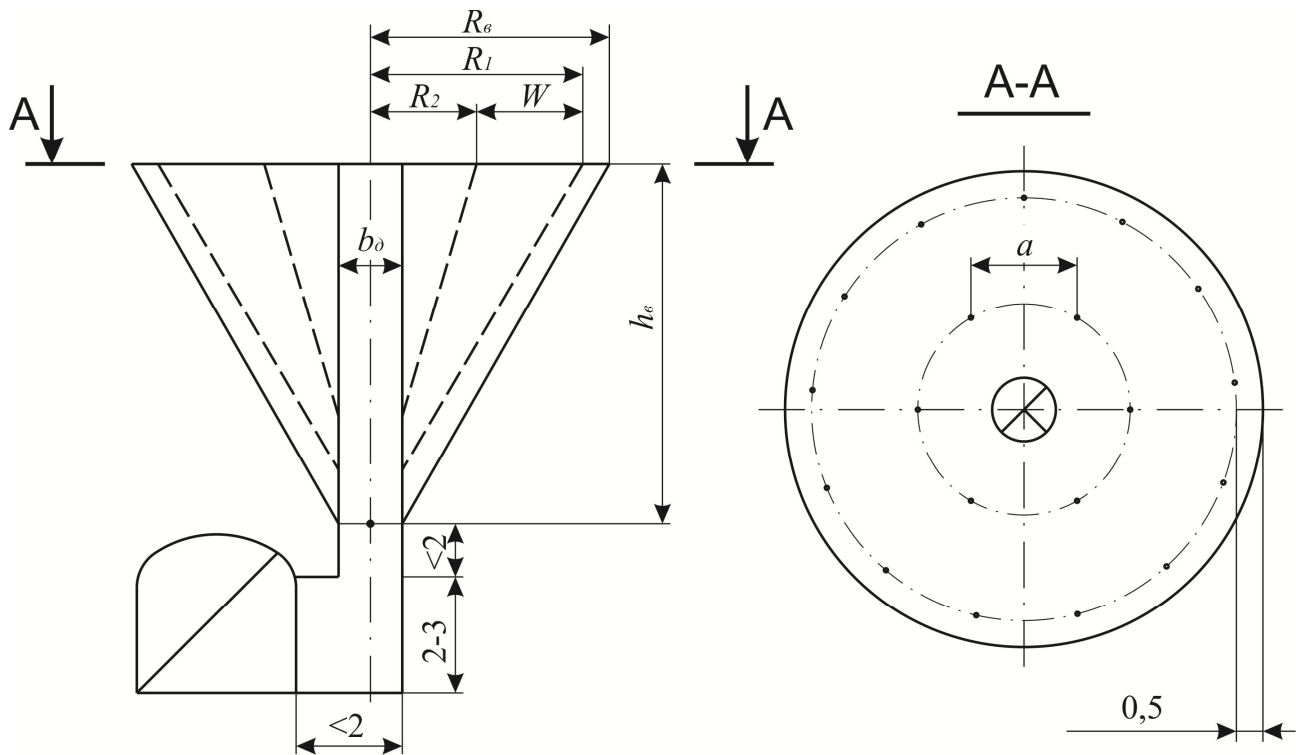


Рис. 3.4. Расчетная схема разворота воронки штанговыми шпурами

Радиус первого кольцевого веера

$$R_1 = R_6 - 0,5, \text{ м.} \quad (3.2)$$

Количество штанговых шпуров в первом кольцевом веере

$$n_1 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_1}{a}, \text{ шт.}, \quad (3.3)$$

где  $a$  – расстояние между забоями штанговых шпуров

$$a = m \cdot W, \text{ м.}, \quad (3.4)$$

$m$  – коэффициент сближения зарядов, равный 0,9 – 1,5;

$W$  – линия наименьшего сопротивления (ЛНС) штанговых шпуров

$$W = 80 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м.}, \quad (3.5)$$

где  $K$  – поправочный коэффициент, который учитывает направление отбойки и крепость пород, при отбойке слоев руды при  $f > 10$  равный 1, при  $f \leq 10 - 0,9$ ;

$\delta$  – плотность заряжения, равная 0,9 – 1,1 т/м<sup>3</sup>;

$\Delta q = \sqrt[3]{d/0,085}$  – коэффициент равномерности распределения ВВ в отбиваемом массиве;

$\Delta b$  – коэффициент относительной работоспособности ВВ, для аммонита № 6 ЖВ равный 1, игданит – 0,92, скальный аммонит –  $\Delta b = 2,04 - 0,58d$ , гранулиты –  $\Delta b = 0,71 + 0,16d$ , украинит-ПМ-2Б –  $\Delta b = 1,385 - 0,23d$ ;

$d$  – диаметр штангового шпура, м.

Радиус второго кольцевого веера

$$R_2 = R_1 - W, \text{ м.} \quad (3.6)$$



Количество штанговых шпуров во втором кольцевом веере

$$n_2 = \frac{2 \cdot \pi \cdot R_2}{a}, \text{ шт.} \quad (3.7)$$

По результатам расчета параметров разворота воронки и согласно расчетной схеме в масштабе строят чертеж воронки, по которому графически определяют длину штанговых шпуров в первом и втором кольцевых веерах.

Суммарная длина штанговых шпуров для разворота одной воронки

$$L_{\text{сум}} = n_1 \cdot l_1 + n_2 \cdot l_2, \text{ м,} \quad (3.8)$$

где  $l_1$  – длина штангового шпура в первом кольцевом веере, м;

$l_2$  – длина штангового шпура во втором кольцевом веере, м.

Количество руды, полученной при формировании воронки:

– при развороте дучки в приемную воронку

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_e \cdot (R_e^2 + R_e \cdot r_e + r_e^2) \cdot \gamma_p - h_e \cdot S_d \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.9)$$

где  $r_e$  – радиус нижней части воронки, м;

$S_d$  – площадь поперечного сечения дучки, м<sup>2</sup>;

$\gamma_p$  – объемная плотность руды, т/м<sup>3</sup>;

– при образовании воронки при отсутствии дучки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \frac{1}{3} \cdot \pi \cdot h_e \cdot (R_e^2 + R_e \cdot r_e + r_e^2) \cdot \gamma_p, \text{ т.} \quad (3.10)$$

Промышленный запас руды при образовании подсечки воронками

$$A_{\text{пром}} = n_{\text{вор.}} \cdot Q_{p.\text{вор.}}, \text{ т,} \quad (3.11)$$

где  $n_{\text{вор.}}$  – общее количество воронок в камере (блоке), шт.

Сменная производительность  $H_{\delta}$  бурения штанговых шпуров телескопными перфораторами определяется по формуле (2.1).

Трудоемкость бурения

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}} \cdot n_{\text{вор.}}}{H_{\delta}}, \text{ чел-смен.} \quad (3.12)$$

Норма бурильщика, выраженная в тоннах

$$H_{\delta.m} = \frac{A_{\text{пром}}}{T_{\text{бур}}}, \text{ т/смену.} \quad (3.13)$$

Удельные затраты ВВ на отбойку руды

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b \cdot \gamma_p}, \text{ кг/т.} \quad (3.14)$$

Общий расход ВВ для отбойки руды в воронках

$$Q_{\text{вв}} = q \cdot A_{\text{пром}}, \text{ кг.} \quad (3.15)$$

Сменная производительность при механизированном зарядании штанговых шпуров или скважин зарядной машиной

$$H_{\text{зар.}} = \frac{10 \cdot (T_{\text{см}} - T_{\text{об}}) k_m}{\left( \frac{10 \cdot T_{\text{нз}}}{n + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{om})} \right)}, \text{ м/смену,} \quad (3.16)$$

где  $T_{nz}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, равная 60 – 90 мин;

$T_{об}$  – время на обслуживание зарядной установки, равное 1 – 15 мин;

$k_m$  – поправочный коэффициент, который учитывает тип ВВ, при использовании взрывчатых механических смесей равен 1, при использовании эмульсионных ВВ – 1,3 – 1,35;

$n$  – суммарная длина штанговых шпуров или скважин, которые заряжаются с одной установки зарядной машины, м, при длине штанговых шпуров 10 – 20 м или скважин 10 – 30 м  $n = 150 – 1000$  м;

$(t_o + t_в)$  – затраты времени на зарядание 10 м штанговых шпуров или скважин, равные 4 – 15 мин;

$k_{от}$  – коэффициент отдыха, равный 0,1.

Затраты времени на зарядание ВВ штанговых шпуров или скважин в воронках

$$T_{зар.} = \frac{4 \cdot Q_{вв}}{H_{зар.} \cdot \Delta \cdot d^2}, \text{ чел-смен}, \quad (3.17)$$

где  $\Delta$  – плотность ВВ, равная 900 – 1100 кг/м<sup>3</sup>;

$d$  – диаметр штангового шпура или скважины, м.

Норма выработки взрывника в тоннах

$$H_{зар.м} = \frac{A_{пром}}{T_{зар.} \cdot n_{взр.}}, \text{ т/смену}, \quad (3.18)$$

где  $n_{взр.}$  – количество взрывников в звене, равное 3 – 4 чел.

Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72).

Трудоемкость доставки руды скреперной установкой или погрузочно-доставочной машиной

$$T_{позр} = \frac{A_{пром}}{H_n \cdot \gamma_p}, \text{ чел-смен}. \quad (3.19)$$

Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем

$$T_{позр} = \frac{A_{пром}}{H_n}, \text{ чел-смен}. \quad (3.20)$$

Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя, выраженная в тоннах

$$H_{маш.позр} = \frac{A_{пром}}{T_{позр}}, \text{ т/смену}. \quad (3.21)$$

Для расчета разворота воронок скважинами воспользуемся расчетной схемой, представленной на рис. 3.5.

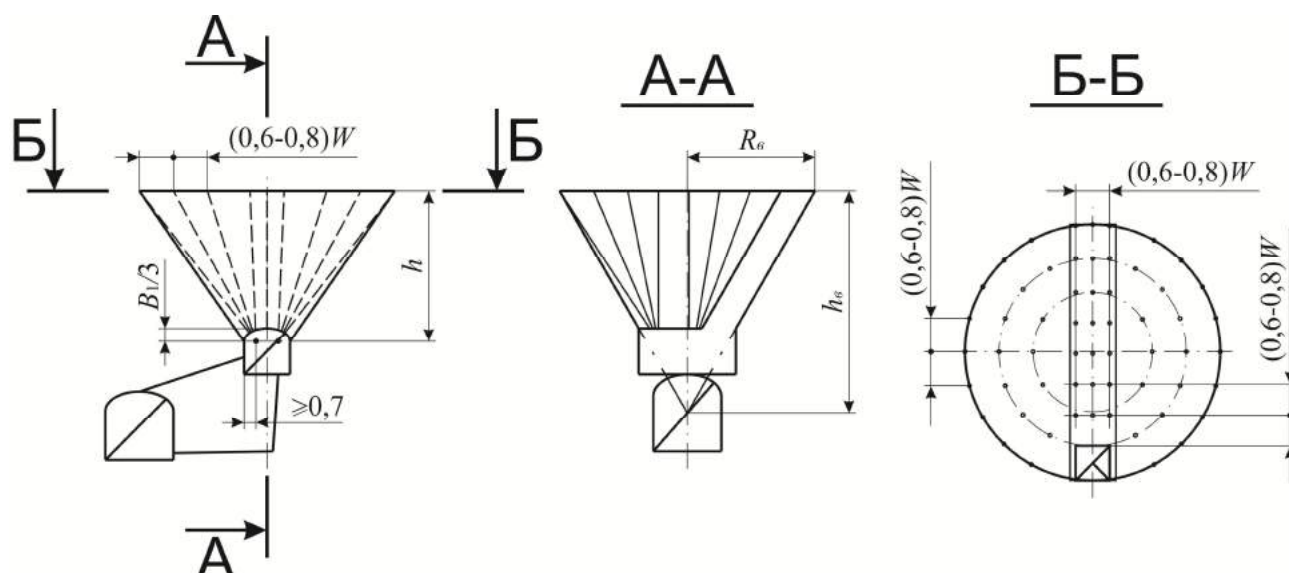


Рис. 3.5. Расчетная схема разворота воронки скважинами

Высота воронки

$$h_c = \operatorname{tg} \beta \cdot R_c, \text{ м}, \quad (3.22)$$

где  $R_c$  – радиус верхнего основания воронки, равный 5 – 7,5 м.

Величина линии наименьшего сопротивления при отбойке руды скважинами

$$W = 114 \cdot K \cdot d \cdot \sqrt{\frac{\delta \cdot \Delta b}{f \cdot \Delta q \cdot m}}, \text{ м}, \quad (3.23)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м.

Расстояние между забоями скважин

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (3.24)$$

где  $m$  – коэффициент сближения зарядов, равный 0,8 – 1,2.

По результатам расчета параметров разворота воронки скважинами и согласно расчетной схеме в масштабе строят чертеж воронки, по которому графически определяют суммарную длину скважин  $L_{\text{сум}}$  для разворота одной воронки.

Количество руды, полученной при развороте воронки

$$Q_{p.\text{вор.}} = \gamma_p \cdot \left( \frac{1}{3} h \cdot (B_1 l_{нс} + R_c (\sqrt{\pi \cdot l_{нс} \cdot B_1} + \pi R)) - 0,26 B_1^2 l_{нс} - S_c \frac{h}{\sin \beta} \right), \text{ т}, \quad (3.25)$$

где  $l_{нс}$  – длина подсечной выработки, м;

$S_c$  – площадь поперечного сечения отрезного восстающего или дучки,  $\text{м}^2$ .

Промышленный запас руды при образовании подсечки воронками определяется по формуле (3.11). Сменная производительность бурения  $H_б$  скважин буровым станком определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения скважин определяется по формуле (3.12). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Удельные затраты ВВ на отбойку руды определяется по формуле (3.14). Общий расход ВВ для отбойки руды в во-

ронках (3.15). Сменная производительность при механизированном зарядании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание скважин ВВ в воронках определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой или погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя, выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Образование траншейной подсечки запасов блока.* Основными достоинствами траншейной подсечки являются: высокая безопасность работ, независимость ведения буровых и взрывных работ, высокая производительность труда, большая устойчивость выработок расположенных в днище блока (камеры). Сущность траншейной подсечки заключается в образовании в днище камеры, блока или панели траншеи, или нескольких траншей, имеющих в поперечном сечении форму перевернутой трапеции. Траншея образуется последовательным взрыванием рядов вееров штанговых шпуров или скважин, выбуриваемых из подсечных (траншейных) выработок (штреков, ортов), расположенных на уровне откаточного горизонта или выше на 3 – 5 м.

Предварительно в начале каждой траншеи образуется отрезная щель путем расширения пройденного восстающего или же последовательным взрыванием веерных штанговых шпуров или скважин, пробуренных в плоскости поперечного сечения траншеи. Траншейная подсечка образуется штанговыми шпурами или скважинами диаметром 56 – 105 мм. Для определения параметров траншейной подсечки используют следующую методику.

Величина линии наименьшего сопротивления при отбойке руды штанговыми шпурами или скважинами определяется по формулам (3.5) или (3.23). Расстояние между забоями штанговых шпуров или скважин определяется по формуле (3.4) или (3.24). Количество вееров для образования траншейной подсечки определяется графически по чертежу системы разработки. По результатам расчета строят расположение штанговых шпуров или скважин в веере и веера для образования траншейной подсечки согласно расчетной схемы, представленной на рис. 3.6.

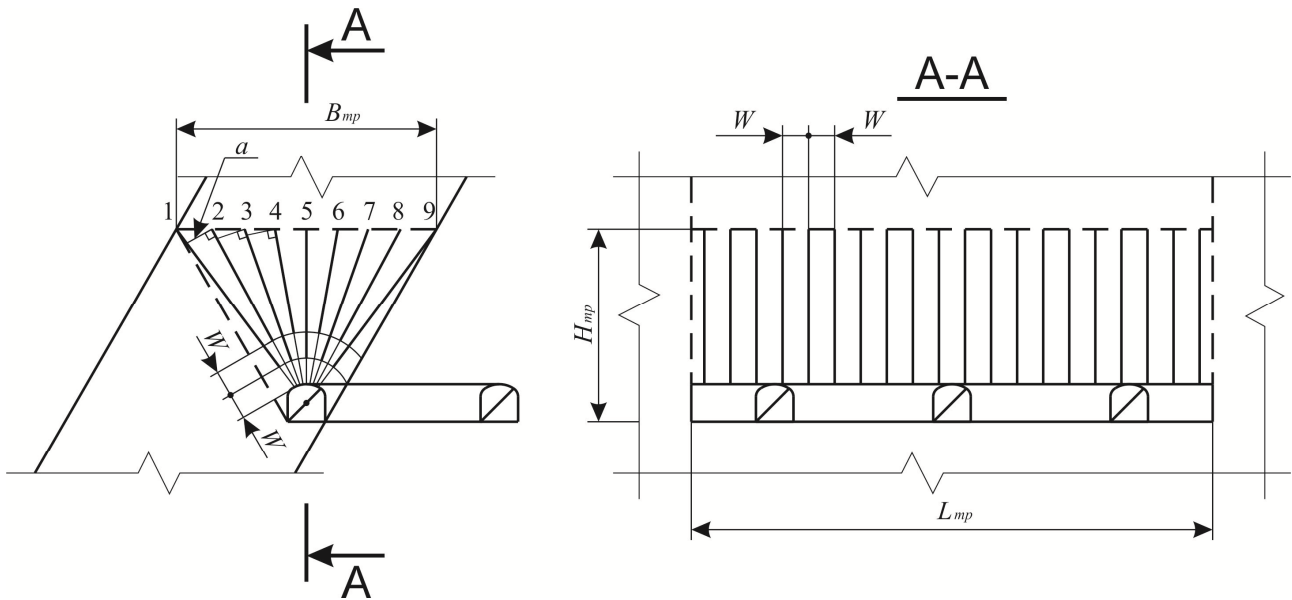


Рис. 3.6. Расчетная схема образования траншейной подсечки

Построения веера штанговых шпуров или вееров скважин для образования траншейной подсечки выполняют в масштабе 1:200 или 1:500. Графически определяют длину штанговых шпуров или скважин и длину заряда. Полученные данные сводят в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Характеристика веера

№ скважины	$L_{скв.}, \text{ м}$	$L_{зар.}, \text{ м}$
1		
2		
3		
$\Sigma$		

Площадь траншеи

$$S_{тр} = \frac{B_{тр.в} + B_{тр}}{2} \cdot H_{тр}, \text{ м}^2, \quad (3.26)$$

где  $B_{тр.в}$  – ширина выработки подсечки (траншейной), равна 2 – 4 м;

$B_{тр}$  – ширина траншеи в верхней части, которая определяется по конструктивным соображениям в зависимости от физико-механических свойств руды и расстоянию между выработками выпуска, м.

Промышленный запас руды после образования траншейной подсечки

$$A_{пром} = (S_{тр} - S_{тр.в}) \cdot L_{тр} \cdot \gamma_p - S_v \cdot h_v \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.27)$$

где  $S_{тр.в}$  – площадь поперечного сечения подсечной (траншейной) выработки в черне,  $\text{м}^2$ ;

$S_v$  – площадь поперечного сечения отрезного восстающего в пределах траншейной подсечки,  $\text{м}^2$ ;

$h_v$  – высота отрезного восстающего в пределах траншейной подсечки,  $\text{м}^2$ .

Сменная производительность бурения  $H_{\delta}$  штанговых шпуров или скважин буровым станком определяется по формулам (2.59) – (2.64).

Трудоемкость бурения штанговых шпуров или скважин

$$T_{\text{бур}} = \frac{\Sigma L_{\text{скв.}}}{H_{\delta}}, \text{ чел-смен,} \quad (3.28)$$

где  $\Sigma L_{\text{скв.}}$  – суммарная длина штанговых шпуров или скважин, м.

Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13).

Общий расход ВВ для отбойки руды в траншее

$$Q_{\text{вв}} = p \cdot \Sigma L_{\text{зар}}, \text{ кг,} \quad (3.29)$$

где  $p$  – количество ВВ в 1 м штангового шпура или скважины, кг/м, определяется по формуле (2.58);

$\Sigma L_{\text{зар}}$  – суммарная длина заряда для образования подсечки, м.

Сменная производительность при механизированном зарядании штанговых шпуров или скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в траншее определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой или погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя, выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

### 3.2.2. Образование отрезной щели

Под **отрезкой запасов руды** в блоке понимают горные работы, одной из стадии очистных работ, которые предназначены для создания отрезной щели. **Отрезная щель** – это вертикальная плоскость обнажения (компенсационное пространство), необходимая для последующей отбойки руды вертикальными слоями в пределах заданного контура блока. Отрезку применяют при следующих системах разработки: камерно-столбовой, этажно-камерной, поэтажно-камерной, поэтажного и этажного обрушения и т.д. В зависимости от принятого способа отбойки руды отрезные щели образуют: мелкими шпурами, штанговыми шпурами и глубокими скважинами.

Для образования отрезной щели необходимо проведение нарезных выработок, к которым относятся: отрезные штреки, орты и восстающие. **Отрезной восстающий** – это вертикальная или наклонная горная выработка, проходимая по полезному ископаемому для подготовки очистного забоя. Из отрезного восстающего начинают работы по созданию отрезной щели. Основные более распространенные размеры отрезных восстающих 1,5×1,5, 1,8×1,8, 2×2 и 2×3 м. После проведения всех необходимых отрезных выработок производят образование отрезной щели.

*Образование отрезной щели шпурами.* Этот способ образования отрезной щели применяется при камерно-столбовых системах разработки. Сущность способа заключается в следующем. В отрабатываемом блоке (панели) на всю ширину проходят отрезные выработки (штреки или орты), затем на всю высоту по центру панели проходят отрезной восстающий. Образование отрезной щели осуществляется путем отбойки нисходящих вертикальных шпуров в уступах. Высота уступов составляет 2 – 3 м, а ширина равна ширине отрезной выработки. Отбитую руду выпускают по отрезному восстающему на откаточный горизонт. Оработку уступов ведут до тех пор, пока не образуется отрезная щель на всю ширину и высоту очистной камеры, панели (блока). Шпуровой способ образования отрезной щели по сравнению с другими имеет ограниченные условия применения и практически не используется из-за следующих существенных недостатков: более опасный вследствие того, что над головой рабочих находится всевозрастающая по мере развития отрезной щели площадь обнажения вмещающего массива, требует больших затрат труда на перекидку отбитой руды, на образование отрезной щели требуется большое количество времени.

*Образование отрезной щели штанговыми шпурами.* Этот способ образования отрезной щели применяется как при системах с обрушением руды, так и при камерных системах разработки. В отрабатываемой панели (блоке) проводят отрезной восстающий сечением 1,5×1,5 или 1,8×1,8 м располагаемым обычно на контуре панели (блока) с массивом руды. На горизонте подсечки от отрезного восстающего проходят отрезную выработку, которая соединяется с подсечной выработкой. Штанговые шпуры бурят в кровле отрезной выработки на расстоянии 1,5 – 2 м от отрезного восстающего в зависимости от прочности руды. Отрезную щель необходимых размеров образуют последовательным взрыванием зарядов штанговых шпуров.

Второй способ образования отрезной щели штанговыми шпурами заключается в следующем. Отрезной восстающий проходится до контрольного штрека у потолочины. Работы по образованию отрезной щели заключаются в проведении кольцевых заходок на каждом подэтаже и обурировании кровли заходок штанговыми шпурами с последующим их взрыванием, в результате чего образуется отрезная щель на всю ширину и высоту камеры. Ширина отрезной щели достигает 4 – 5, а иногда 6 м.

*Образование отрезной щели глубокими скважинами.* Этот способ образования отрезной щели применяется при камерных системах разработки. На каждом буровом горизонте или подэтаже до сбойки с отрезным восстающим проходят отрезные штреки или орты, из которых бурят параллельные ряды восходящих пробуренных на 2/3 подэтажа и нисходящих скважин, пробуренных на 1/3 подэтажа. В ряду располагают от 4 до 8 скважин.

Ряды скважин взрывают последовательно от отрезного восстающего в створе по всей высоте камеры. В результате взрывания всех рядов скважин образуется отрезная щель длиной 12 – 15 м. Такая длина отрезной щели очистной камеры принимается исходя из минимизации трудоемкости ее образования. Далее производят формирование компенсационной щели на всю ширину очистной камеры взрывая веерные комплекты глубоких скважин пробуренных из бу-

рового штрека или орта камеры. Длина щели обуславливается конструктивными размерами блока принятой системы разработки.

Отрезные щели образуют расширением предварительно пройденного отрезного восстающего последовательным взрыванием зарядов ВВ в штанговых шпурах или скважинах, пробуренных сверху вниз или снизу вверх из отрезных штреков или ортов. В зависимости от крепости руды и ширины щели применяют параллельное или параллельно-пучковое расположение рядов скважин. При рудах средней и ниже средней крепости скважины располагают в виде веера, а при рудах выше средней крепости и крепких – параллельно и пучками параллельно сближенных скважин. С учетом работы зарядов ВВ в стесненном пространстве размеры сетки скважин необходимо принимать на 20 – 40% меньше, а удельный расход ВВ на 20 – 50% больше, чем при отбойке массива руды камеры. В зависимости от ширины камеры штанговые шпуры или скважины для образования отрезной щели относительно отрезного восстающего располагают согласно расчетных схем (рис. 3.7, а-г).

При веерном, параллельном или параллельно-пучковом расположении штанговых шпуров, или скважин величину линии наименьшего сопротивления определяют по формулам (3.5) или (3.23).

Если применяется параллельно-пучковое расположение штанговых шпуров или скважин, то расстояние между зарядами в пучке

$$Q = (3...6) \cdot d, \text{ м}, \quad (3.30)$$

где  $d$  – диаметр штангового шпура или скважины, м.

Промышленный запас руды в отрезной щели

$$A_{\text{пром}} = n_{\bar{\sigma}} \cdot [(B \cdot h_{\bar{\sigma}} \cdot B_{\text{ощ}} - (S_{\bar{e}} \cdot h_{\bar{e}} + S_{\text{ов}} \cdot B)) \cdot \gamma_p] + \gamma_p \cdot (S_{\text{к}} \cdot B_{\text{ощ}} - S_{\text{вк}} \cdot h_{\text{вк}}), \text{ т}, \quad (3.31)$$

где  $n_{\bar{\sigma}}$  – количество буровых горизонтов;

$B_{\text{ощ}}$  – ширина отрезной щели, равная 2 – 15 м;

$B$  – ширина очистной камеры (блока), м;

$h_{\bar{\sigma}}$  – расстояние между буровыми горизонтами, м;

$S_{\bar{e}}$  – площадь поперечного сечения отрезного восстающего, м<sup>2</sup>;

$h_{\bar{e}}$  – высота отрезного восстающего между буровыми горизонтами, м;

$S_{\text{ов}}$  – площадь поперечного сечения отрезной выработки (штрек, орт);

$S_{\text{к}}$  – площадь поперечного сечения кровли (купола) камеры, м<sup>2</sup>;

$S_{\text{вк}}$  – площадь поперечного сечения отрезного восстающего в пределах кровли (купола) камеры, м<sup>2</sup>;

$h_{\text{вк}}$  – высота отрезного восстающего в пределах кровли (купола) камеры, м.

Суммарную длину  $L_{\text{сум}}$  штанговых шпуров или скважин для образования отрезной щели определяют графически по чертежу системы разработки.

Сменная производительность бурения  $H_{\bar{\sigma}}$  штанговых шпуров или скважин буровым станком определяется по формулам (2.59) – (2.64).

Трудоемкость бурения штанговых шпуров или скважин

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум}}}{H_{\bar{\sigma}}}, \text{ чел-смен}. \quad (3.32)$$



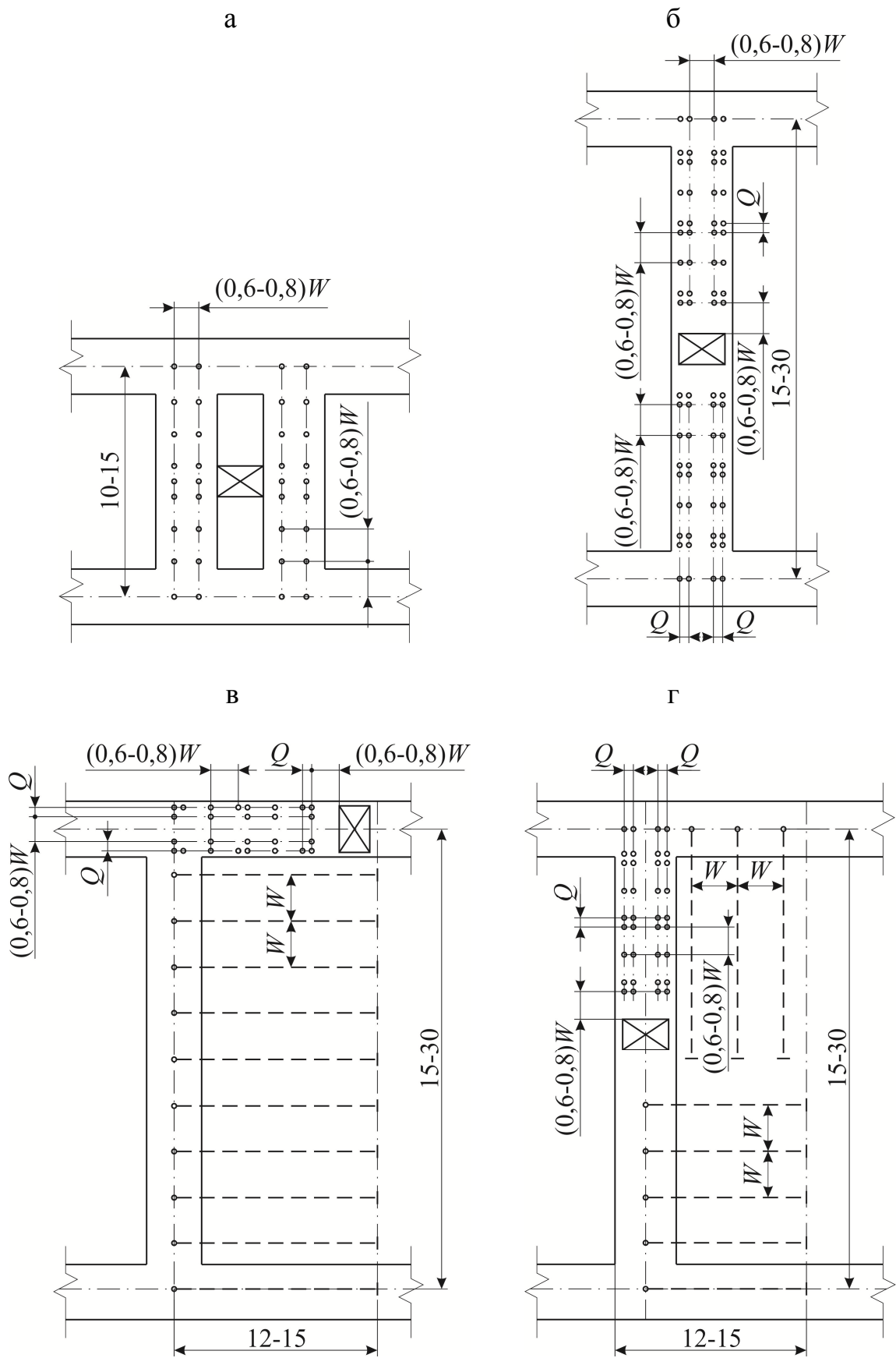


Рис. 3.7. Расчетные схемы образования отрезной щели с двумя параллельными отрезными штреками или ортами (а), с одним отрезным штреком или ортом (б), по орто-штрековой (в) и штреко-ортовой (г) схемах отрезки запасов

Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13).

Общий расход ВВ для отбойки руды при образовании отрезной щели

$$Q_{\text{вв}} = p \cdot L_{\text{сум}} \cdot K_3, \text{ кг}, \quad (3.33)$$

где  $K_3$  – коэффициент заполнения штангового шпура или скважины, равный 0,8 – 0,9.

Сменная производительность при механизированном зарядании штанговых шпуров или скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой или погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя, выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

### 3.2.3. Непосредственно отбойка руды

*Отбойка руды шпурами.* Шпуровой отбойкой называется отбойка взрыванием зарядов ВВ, размещенных в шпурах. Впервые отбойку руды шпуровыми зарядами начали применять с того времени, когда был изобретен порох. В настоящее время бурение шпуров производится с помощью ручных и телескопных перфораторов, а также колонковых перфораторов размещенных на установках бурильных шахтных. С развитием науки и техники, в последнее время широкое применение получили высокопроизводительные гидравлические перфораторы отечественного и зарубежного производства. Шпуровая отбойка применяется при разработке рудных тел небольшой мощностью до 8 м при добыче руд с пределом прочности 40 – 200 МПа. Достоинства: высокая точность отбойки руды, хорошее дробление и отсутствие выхода негабарита, малое сейсмическое воздействие на окружающий массив горных пород. Недостатки: низкая производительность труда – 20 – 40 т/смену, большой удельный расход ВВ, тяжелые условия труда, наличие профессиональных заболеваний рабочих (силикоз, вибрация, глухота).

Главной особенностью шпуровой отбойки при отбойке руды, по сравнению с проведением горных выработок, является то, что забой имеет минимум две плоскости обнажения. Одна плоскость, в которой бурят шпуры, а вторая, на которую будут производить отбойку (шпуры бурят параллельно ей, что исключает необходимость врубовых шпуров). Горизонтальные и пологие месторождения малой мощности отрабатывают без деления на слои по вертикали. В остальных случаях при шпуровой отбойке применяют отработку горизонтальными или слабонаклонными слоями. Основные схемы отбойки руды шпурами представлены на рис. 3.8.

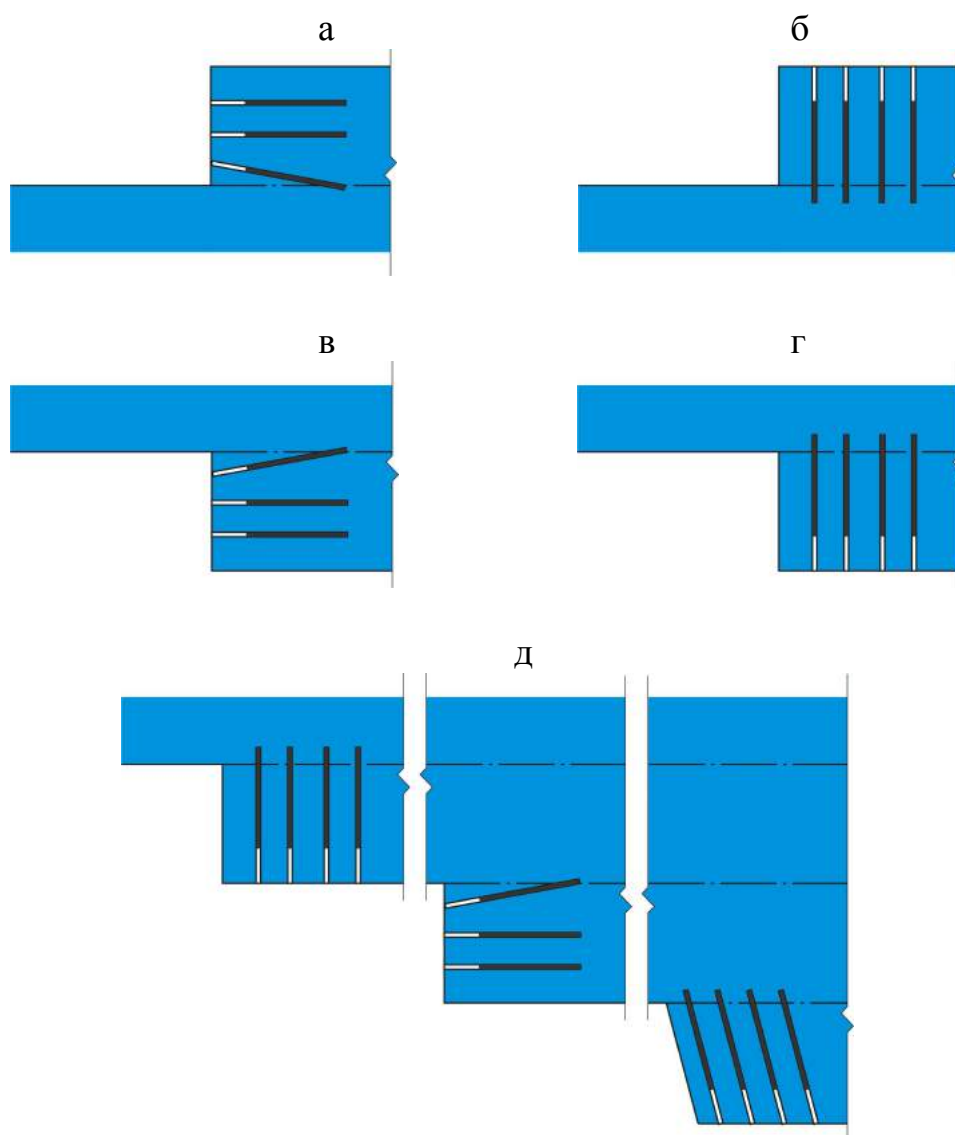


Рис. 3.8. Схемы отбойки руды шпурами: а – нисходящая слоевая отработка с отбойкой горизонтальными шпурами; б – нисходящая слоевая отработка с отбойкой вертикальными шпурами; в – восходящая слоевая отработка с отбойкой горизонтальными шпурами; г – восходящая слоевая отработка с отбойкой вертикальными шпурами; д – потолкоуступная отработка

Послойную выемку в восходящем порядке применяют при устойчивых рудах. Нисходящая отработка – при неустойчивых рудах под защитой твердеющей закладки, так и при устойчивой кровле при горизонтальном и пологом залегании рудного тела.

Отбойку руды шпурами широко применяют при следующих системах разработки: с закладкой, с магазинированием, слоевого обрушения, со сплошной отработкой, при некоторых системах разработки с открытым очистным пространством и др. Диаметр шпура определяется в зависимости от кондиционного размера куска и коэффициента дробимости

$$d_{ш} = R \cdot K_{др}, \text{ м}, \quad (3.34)$$

где  $K_{др}$  – коэффициент дробимости соответственно для труднодробимых и

легкодробимых равный 0,05 – 0,2;

$R$  – кондиционный размер куска руды, определяется как наименьший из рассчитанных размеров:

– для выпускных отверстий

$$R = D_{\text{вып.отв.}} / (3...5), \text{ м};$$

– для погрузочных машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м};$$

– для конвейера или лотка вибропитателя

$$R = 0,5 \cdot B_{\text{л}} + 0,25, \text{ м},$$

где  $D_{\text{вып.отв.}}$  – диаметр выпускного отверстия (дучка, рудоспуск), равный 1,5 – 2 м;

$V_{\text{ковш.}}$  – объем ковша погрузочной машины, м<sup>3</sup>;

$B_{\text{л}}$  – ширина ленты конвейера, лотка люка или вибропитателя, м.

Длина шпура в зависимости от свойств руды и угла забуривания шпура в массив

$$l_{\text{ш}} = \frac{l_{\text{заб}}}{\eta \cdot \sin \alpha_{\text{ш}}}, \text{ м}, \quad (3.35)$$

где  $l_{\text{заб}}$  – уход забоя за цикл, м;

$\eta$  – коэффициент использования шпура, равный 0,85 – 0,9;

$\alpha_{\text{ш}}$  – угол наклона шпура к плоскости забоя, равный  $\alpha_{\text{ш}} = 90^\circ - \alpha_{\text{трещ}}$ ,

град.;

$\alpha_{\text{трещ}}$  – угол наклона основной системы трещин к плоскости обуриваемого забоя, град.

Удельный расход ВВ:

– при отбойке с одной обнаженными поверхностями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_9 \cdot k_{10} \cdot k_{11}, \text{ кг/м}^3; \quad (3.36)$$

– при отбойке с двумя обнаженными поверхностями

$$q = q_o \cdot k_1 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_8 \cdot k_{10}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.37)$$

где  $q_o$  – теоретический расход эталонного ВВ (аммонита № 6 ЖВ) на отбойку, выбирается в зависимости от прочности руды:

– при отбойке с одной обнаженными поверхностями при крепости руды  $f = 4 - 20 - q_o = 0,4 - 1,5 \text{ кг/м}^3$ ;

– при отбойке с двумя обнаженными поверхностями при крепости руды  $f = 4 - 20$ , шириной забоя 1 – 3 м –  $q_o = 0,6 - 2,1 \text{ кг/м}^3$ ;

$k_1$  – коэффициент относительной работоспособности выбранного ВВ по сравнению с эталонным аммонитом № 6 ЖВ, равный 0,8 – 1,13;

$k_2$  – коэффициент, учитывающий структуру руды: для слоистых руд с перпендикулярной шпуру трещиноватостью равный 1,3; для хаотически и мелкотрещиноватых руд – 1,4; для монолитных, плотных или вязких, пористых руд – 2;

$k_3$  – коэффициент заполнения шпура зарядом ВВ, равный 0,6 – 0,72;

$k_4$  – коэффициент учитывающий расположения шпуров относительно свободной поверхности (направленности взрыва): при параллельном располо-

жении, равен 1; при перпендикулярном – 1,4 – 1,6;

$k_5$  – коэффициент, учитывающий способ заряжания: при ручном заряжании рассыпными ВВ равный 1; при заряжании патронированным ВВ – 0,8 – 0,85; при механизированном заряжании – 0,85 – 0,9;

$k_6$  – коэффициент, учитывающий диаметр шпура и массивность пород

$$k_6 = \left( \frac{d_{ш}}{0,042} \right)^n;$$

$n$  – равен 1 и 0,5 для монолитных и трещиноватых руд, соответственно;

$k_8$  – поправочный коэффициент на длину шпура, равный 1,3 – 0,8 при длине шпура 1 – 5 м;

$k_9$  – коэффициент, учитывающий общую площадь забоя

$$k_9 = \frac{6,5}{S_{заб}};$$

$k_{10}$  – коэффициент учитывающий плотность забойки в шпуре, равный 0,8 – 0,95;

$k_{11}$  – коэффициент учитывающий диаметр патронов ВВ равный 1,1 – 0,95 соответственно, для патронов диаметров 25, 30, 40 мм.

Величину линии наименьшего сопротивления

$$W = d_{ш} \cdot \sqrt{\frac{8,2 \cdot \Delta}{m \cdot q}}, \text{ м}, \quad (3.38)$$

где  $\Delta$  – плотность ВВ, равная 0,9 – 1,1 кг/дм<sup>3</sup>;

$m$  – коэффициент сближения зарядов при электрическом взрывании равный 0,8 – 1,5, при огневом взрывании – 1,2 – 1,5.

Расстояние между шпурами в ряду

$$a = m \cdot W, \text{ м}. \quad (3.39)$$

Расстояние между рядами шпуров зависит от последовательности взрывания рядов зарядов и интервалов замедления:

– при короткозамедленном и замедленном взрывании ( $> 50$  мс)

$$b = W, \text{ м};$$

– при почти мгновенном взрывании нескольких рядов ( $< 50$  мс)

$$b = (0,7 \dots 0,9) \cdot W, \text{ м}.$$

Количество шпуров в ряду определяется шириной забоя или мощностью залежи

$$N = 1 + \frac{m - 2 \cdot a_{кр}}{a}, \text{ шт.}, \quad (3.40)$$

где  $m$  – ширина забоя или мощность залежи, м;

$a_{кр}$  – краевые расстояния, равные 0,2 – 0,4 м, на границе с закладкой до 0,7 м.

Количество рядов шпуров

$$N = 1 + \frac{h - W}{b}, \text{ шт.}, \quad (3.41)$$

где  $h$  – высота или длина отбиваемого слоя, м.

После округления до целого числа  $N$  необходимо пересчитать расстояние между шпурами  $a_{факт}$ , расстояние между рядами шпуров  $b_{факт}$  и линию наименьшего сопротивления  $W_{факт}$  по формулам

$$a_{факт} = \frac{m - 2a_{кр}}{N - 1}, \text{ м};$$

$$b_{факт} = \frac{h - W}{N - 1}, \text{ м};$$

$$W_{факт} = \frac{a_{факт}}{a} \cdot W, \text{ м}.$$

По расчетам линии наименьшего сопротивления, расстояния между шпурами в ряду и рядами шпуров составляют схему расположения шпуров в очистном забое согласно расчетной схеме, представленной на рис. 3.9.

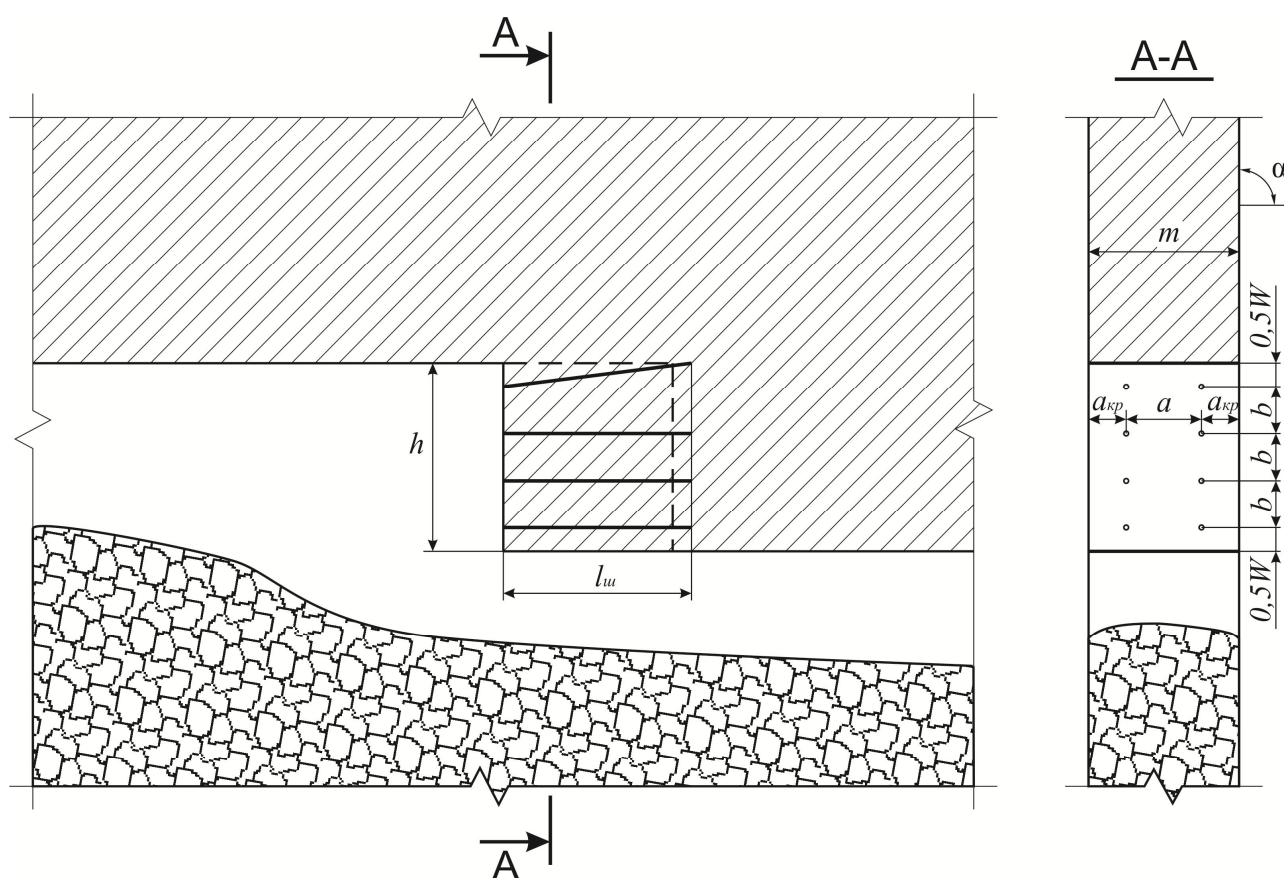


Рис. 3.9. Расчетная схема расположения шпуров в очистном забое

Суммарная длина шпуров

$$L_{сум.ш} = N \cdot l_{ш} \cdot n_c, \text{ м}, \quad (3.42)$$

где  $N$  – количество шпуров в одном отбиваемом слое, м;

$n_c$  – количество отбиваемых слоев в камере, м.

Количество руды, полученной при отбойке одного слоя

$$Q_c = m \cdot h \cdot l_{заб} \cdot \gamma_p, \text{ т}. \quad (3.43)$$

Промышленный запас руды при отработке запасов камеры

$$A_{\text{пром}} = Q_c \cdot n_c = m \cdot h_k \cdot l_k \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (3.44)$$

где  $m$  – мощность залежи, м;

$h_k$  – высота очистной камеры, м;

$l_k$  – длина очистной камеры, м.

Сменная производительность бурения шпуров  $H_\delta$  перфораторами определяется по формуле (2.1).

Трудоемкость бурения шпуров

$$T_{\text{бур}} = \frac{L_{\text{сум.ш}}}{H_\delta}, \text{ чел-смен.} \quad (3.45)$$

Норма бурильщика, выраженная в тоннах, определяется по формуле (3.13).

Общий расход ВВ для отбойки руды в камере

$$Q_{\text{вв}} = q \cdot m \cdot h_k \cdot l_k, \text{ кг.} \quad (3.46)$$

Сменную производительность при ручном или механизированном зарядании шпуров определяют по формулам (2.4) или (2.5). Затраты времени на зарядание ВВ шпуров определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Отбойка штанговыми шпурами.* Отбойка штанговыми шпурами применяется при добыче руд с пределом прочности 20 – 200 МПа, а также при образовании (развороте) воронок, подсечке и отрезке массива руды. Основное достоинство отбойки штанговыми шпурами по сравнению со шпуровой состоит в более высокой производительности труда бурильщика. По сравнению с отбойкой глубокими скважинами – меньше потерь и разубоживание руды, лучшее дробление и меньший выход негабарита. Недостатки: не высокая производительность труда – 60 – 200 т/смену, высокий удельный расход ВВ. Этот способ отбойки руды получил широкое применение при камерных системах разработки, образовании подсечных и отрезных камер, а также при различных вариантах систем поэтажного обрушения. Основными параметрами буровзрывных работ при отбойке руды штанговыми шпурами являются: диаметр штангового шпура, линия наименьшего сопротивления, расстояние между шпурами в ряду. Диаметр штанговых шпуров на практике изменяется в пределах 55 – 85 мм. ЛНО зависит от прочности и устойчивости руды и определяется по формуле (3.5). Расстояние между забоями штанговых шпуров в веере определяется по формуле (3.4). Суммарную длину штанговых шпуров и длину заряда в веере определяют графически.

Промышленный запас руды в пределах очистной камеры

$$A_{пром} = (B \cdot H \cdot A - \sum V_{вк}) \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (3.47)$$

где  $B$  – ширина камеры, при ее отработке по простиранию и мощности залежи до 25 м, принимается равной мощности рудной залежи, а при отработке вкрест простирания ширина камеры принимается в зависимости от конструкции днища;

$H$  – высота камеры, без учета подсечки м;

$A$  – длина камеры без учета отрезной щели, м;

$\sum V_{вк}$  – суммарный объем выработок, пройденных в камере, м<sup>3</sup>.

Количество вееров в очистной камере, суммарная длина штанговых шпуров и длина заряда определяется графическим способом по чертежу системы разработки.

Сменная производительность бурения штанговых шпуров буровым станком  $H_b$  определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения штанговых шпуров определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном зарядании штанговых шпуров зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Отбойка руды скважинами.* При подземной разработке мощных месторождений руд с пределом прочности 30 – 200 МПа не сильно трещиноватых и не сильно слоистых отбойка взрыванием скважин получила широкое применение. Основные достоинства скважинной отбойки руды: высокая производительность труда – 150 – 400 т/смену, большая степень механизации работ, более безопасные и здоровые условия труда рабочих. Недостатки: невозможность точной отбойки руды по контуру, неравномерное дробление и повышенный выход негабарита, высокий сейсмический эффект, большие потери и разубоживание руды. По взаимному расположению различают следующие схемы расположения скважин (рис. 3.10): параллельная, веерная, веерно-пучковая и параллельно-пучковая.

Схема параллельного расположения скважин (рис. 3.10, а), применяется при прочности руды 100 – 200 МПа и имеет следующие достоинства: минимальная суммарная длина скважин, равномерное распределение заряда в массиве вследствие чего равномерное дробление руды. Недостатки: большая длина буровых выработок, большое число перестановок бурового станка.



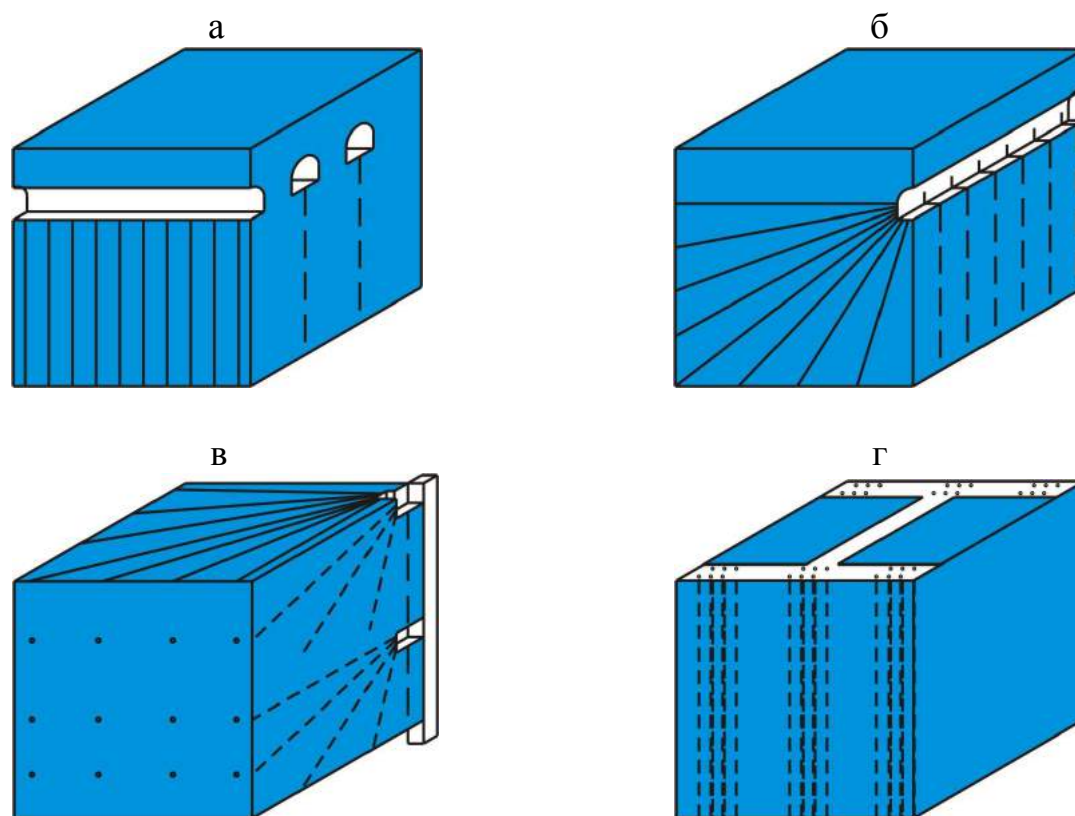


Рис. 3.10. Схемы расположения скважин: а – параллельная; б – веерная; в – веерно-пучковая; г – параллельно-пучковая

Схема веерного расположения скважин (рис. 3.10, б), применяется при прочности руд 30 – 200 МПа и имеет следующие достоинства: меньшая длина буровых выработок, минимальное число перестановок бурового станка, средняя суммарная длина скважин по сравнению с другими схемами. Недостатки: неравномерное распределение зарядов и неравномерное дробление руды.

Схема веерно-пучкового расположения скважин (рис. 3.10, в) применяется при прочности руд 30 – 200 МПа и имеет следующие достоинства: минимальная длина буровых выработок, минимальное число перестановок бурового станка. Недостатки: максимальная суммарная длина скважин; неравномерное распределение зарядов и неравномерное дробление руды.

Схема параллельно-пучкового расположения скважин (рис. 3.10, г) применяется при прочности руд 100 – 200 МПа и имеет следующие достоинство – средняя суммарная длина скважин по сравнению с другими схемами. Недостатки: большая длина буровых выработок, большое количество перестановок бурового станка; неравномерное распределение зарядов и неравномерное дробление руды.

Отбойку руды скважинами в зависимости от расположения обнаженной плоскости очистного забоя ведут вертикальными, горизонтальными или наклонными слоями. Скважины в плоскости слоя располагают параллельно или веерообразно. Область применения различных вариантов отбойки руды скважинами, представлено в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Область применения  
различных вариантов отбойки руды скважинами

Вариант расположения скважин	Область применения
1	2
Вертикальные слои	При системах разработки с открытым очистным пространством и с обрушением
1. Параллельные скважины	При добыче крепких и весьма крепких руд, чаще при разработке мощных крутопадающих залежей
1.1. Бурение из открытых камер	Редко, связано с необходимостью больших обнажений на буровом горизонте
1.2. Бурение из буровых заходок	Наиболее часто, при больших размерах камер
1.3. Бурение из этажных (подэтажных) выработок	При выемке крутопадающих залежей мощностью 2 – 3,5 м при наличии выдержанных и прямолинейных контактов рудного тела
1.4. Бурение массива из подсечного пространства	При разработке крутопадающих мощных залежей крепких руд при небольшой высоте этажа
2. Веерные скважины	При добыче руд крепких и средней крепости, при камерных системах
2.1. Бурение из одной этажной (подэтажной) выработки	При выемке крутопадающих или массивных пологих рудных залежей с устойчивыми боками и относительно устойчивой однородной рудой, при отчетливых контактах рудного тела
2.2. Бурение массива из нескольких этажных (подэтажных) выработок	В более мощных месторождениях, чем указанных в пункте 2.1, возможны менее отчетливые контакты рудного тела
2.3. Бурение массива из подсечного пространства	При разработке мощных залежей крепких руд при небольшой высоте этажа и относительно невысоких требованиях к качеству оконтуривания отбиваемого массива
Горизонтальные слои	При различных системах разработки. Применение возможно и при относительно невысокой устойчивости руды и боковых пород
1. Параллельные скважины	При добычи руд разной крепости (от средней до весьма крепкой)
1.1. Бурение из слоевых выработок	Наиболее распространен при наличии междукammerных целиков

1	2
1.2. Бурение из очистного пространства	При системах горизонтальных слоев с закладкой
2. Веерные скважины	При отбойке руд средней крепости
2.1. Бурение из одной восстающей выработки	При выемке крутопадающих и пологих залежей средней и большой мощности, при относительно небольшой устойчивости руды и боковых пород
2.2. Бурение из нескольких восстающих выработок	Широко распространен. Наиболее целесообразнее при больших размерах камер, блоков
Наклонные слои	При разработке пологих и наклонных рудных залежей, чаще системами с открытым очистным пространством, для отбойки крепких и средней крепости руд
Комбинированное расположение слоев	В связи с резким изменением горно-геологических условий при разработке месторождения

По направлению бурения скважины располагают: горизонтально, вертикально (снизу вверх) и вертикально (сверху вниз). Горизонтальное расположение скважин применяется в рудах средней и выше средней крепости и устойчивости. Достоинство – возможность оконтуривания потолочины. Недостатки: сложность перестановки бурового станка, невозможность применения самоходных буровых станков.

Вертикальное расположение скважин снизу вверх применяется в неустойчивых рудах. Достоинства: хорошие условия для перестановки бурового станка, возможность применения самоходных буровых станков. Недостаток – невозможность оконтуривания потолочины.

Вертикальное расположение скважин сверху вниз применяется в рудах средней и выше средней крепости и устойчивости. Достоинства: хорошие условия для перестановки бурового станка, возможность применения самоходных буровых станков, возможность оконтуривания потолочины. Недостаток – минимальная скорость бурения бурового станка.

Диаметр скважины определяется в зависимости от кондиционного размера куска руды

$$d = 0,157 \cdot R^{1,32}, \quad (3.48)$$

где  $R$  – кондиционный размер куска руды, определяется как наименьший из рассчитанных размеров:

– для выпускных отверстий

$$R = D_{\text{вып.отв.}} / (3...5), \text{ м};$$

– для погрузочных машин

$$R = 0,45 \cdot \sqrt[3]{V_{\text{ковш.}}}, \text{ м};$$

– для конвейера и лотка люка или вибрационного питателя

$$R = 0,5 \cdot B_n + 0,25, \text{ м.}$$

Веерное расположение скважин. ЛНС и расстояние между забоями скважин определяют по формулам (3.23) и (3.24). Число скважин на слой, общая их длина, длина заряженной части скважин устанавливается посредством масштабного чертежа забоя. Расчетные схемы построения вееров скважин представлены на рис. 3.11 и 3.12.

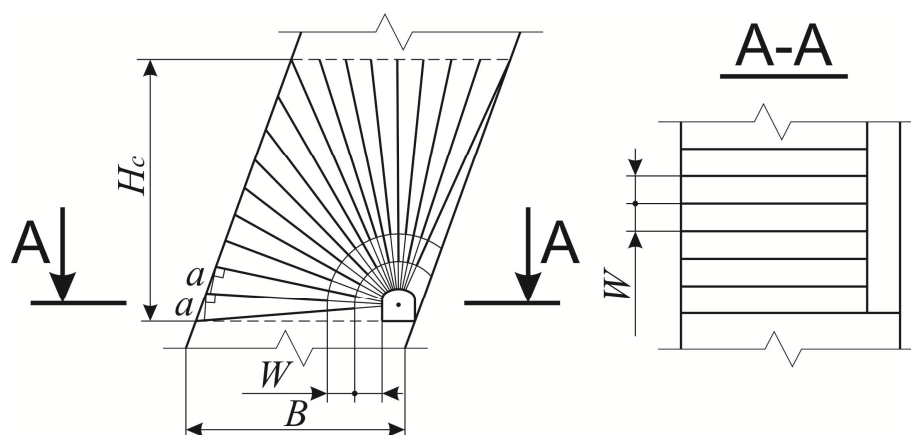


Рис. 3.11. Расчетная схема построения веера скважин при отбойке руды на вертикальное компенсационное пространство

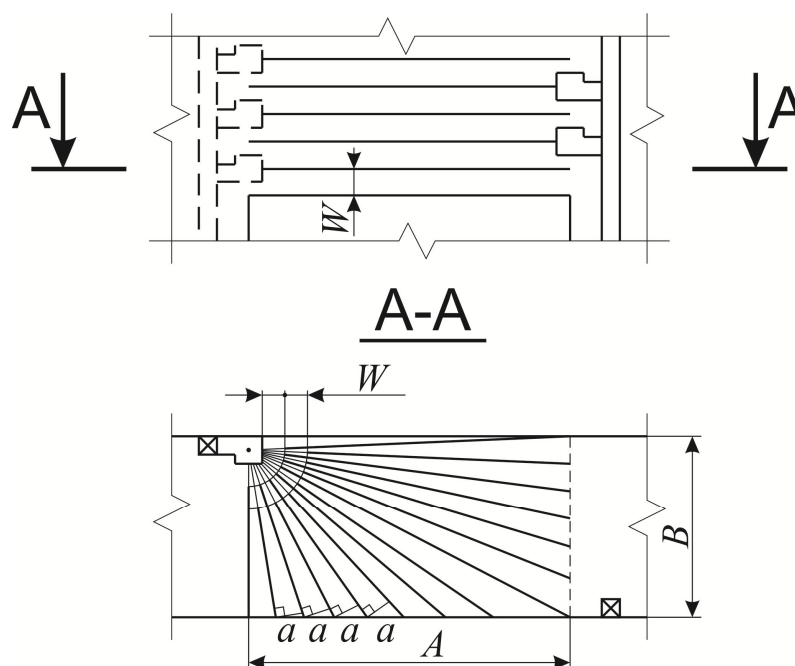


Рис. 3.12. Расчетная схема построения веера скважин при отбойке руды на горизонтальное компенсационное пространство

Построения веера скважин начинают с вычерчивания границ отбиваемого слоя. При построении веера учитывают следующие условия:

- углы отбиваемого слоя должны прорабатываться каждой скважиной;
- построение веера начинают с оконтуривающих скважин;

- расстояние между забоями скважин откладывают по перпендикуляру, опущенному из конца более короткой скважины на соседнюю, более длинную;
- все скважины веера строят из геометрического центра буровой выработки.

Из первой и последней скважины по перпендикуляру откладывают расстояние  $a$ . Из точки пересечения границы расположения скважин и конца отрезка расстояния  $a$  проводят скважину до центра буровой выработки. Устья скважин расположены по контуру выработки. Аналогично строят и другие скважины до смежного угла границы расположения скважин относительно буровой выработки. Граница слоя при весьма крепкой и устойчивой руде может быть увеличена на расстояние  $a/2$ , а при мягкой неустойчивой руде или отбиваемый слой границит с закладкой то граница слоя может быть уменьшена на расстояние  $a/2$ . Расстояние между двумя скважинами в смежном угле может быть равным  $0,5W - 1,7W$ . Когда выполнено построение сетки скважин в веере выполняют построение длины заряда.

Веерные схемы расположения скважин характеризуются неравномерностью распределения ВВ в массиве. С целью уменьшения этого недостатка устья скважин в определенном порядке недозаряжают на разную длину с таким расчетом, чтобы расстояние между соседними зарядами ВВ в районе их сближения было приблизительно равно  $(0,5...0,7)W$ . Длину заряда скважины находят графическим способом (рис. 3.13). Для упрощения зарядки принимают 2 – 4 длины недозаряда, кратные линии наименьшего сопротивления. Одинаковую величину недозаряда принимают через одну (рис. 3.13, а) или через две скважины (рис. 3.13, б). После окончания построения скважин по чертежу определяют число скважин в веере, их общую длину и суммарную длину заряженной части скважин, которая изображена утолщенными линиями.

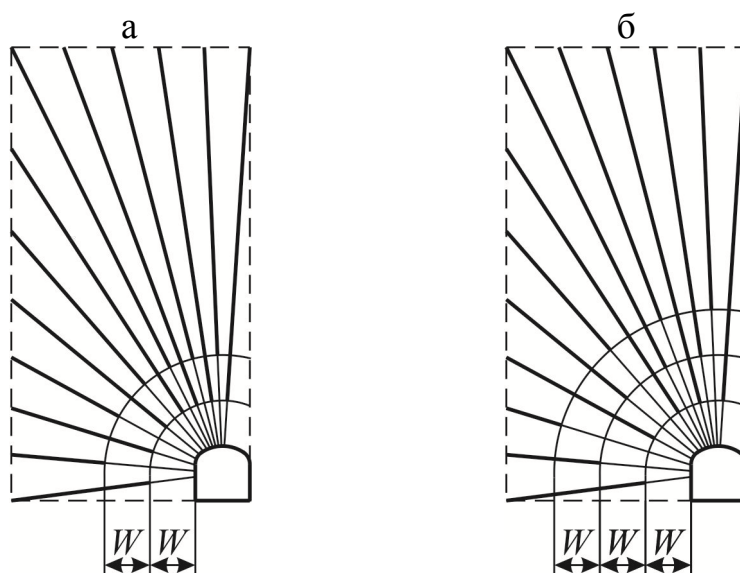


Рис. 3.13. Схемы размещения заряда ВВ в веере скважин

Большое влияние на эффективность отбойки и качества дробления руды оказывает способ инициирования зарядов ВВ в скважинах. Он может быть односто-

ронним с размещением детонаторов в начале заряда (устье скважины), встречным при размещении детонаторов в начале и конце заряда и многократным при размещении детонаторов в начале, в конце и посередине заряда (рис. 3.14).

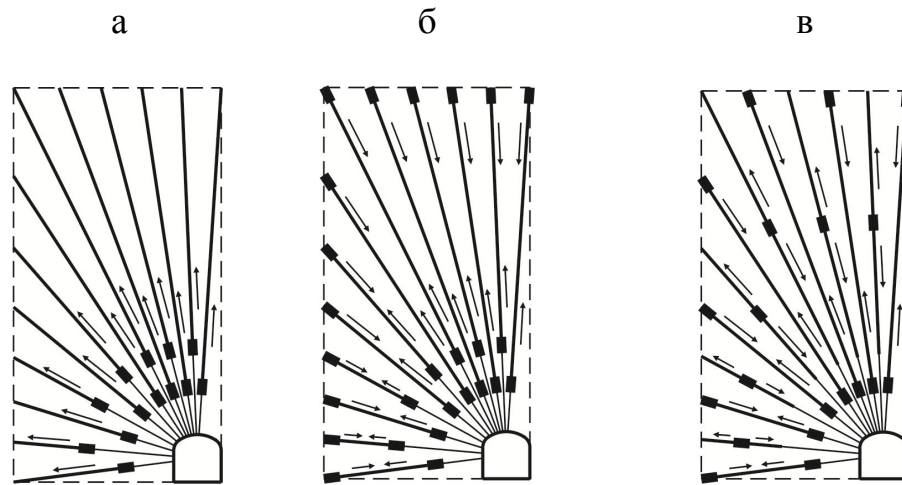


Рис. 3.14. Способы инициирования зарядов ВВ в скважинах: а – одностороннее; б – встречное; в – комбинированное

Как показывают практический опыт и многочисленные исследования встречное и многократное инициирование зарядов по сравнению с односторонним улучшает качество дробления руды. Однако их применение требует дополнительных мер безопасности (размещение детонаторов в конце и в середине заряда в безопасных капсулах, снижение потенциала статического электричества). Конструкции зарядов ВВ в скважинах представлены на рис. 3.15.

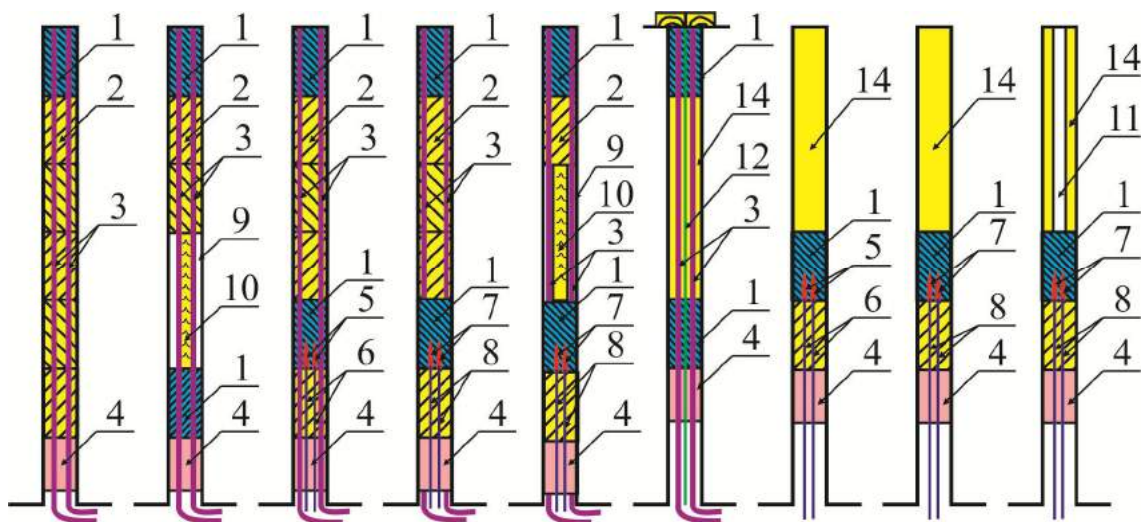


Рис. 3.15. Конструкция зарядов ВВ в скважинах: 1 – патрон-боевик; 2 – патрон ВВ; 3 – детонирующий шнур; 4 – забойка; 5 – капсуль-детонатор; 6 – огнепроводный шнур; 7 – электродетонаторы; 8 – электропровод; 9 – воздушный промежуток; 10 – деревянная распорка; 11 – осевая полость; 12 – шпагат; 13 – деревянная пробка; 14 – россыпное ВВ

Схема электровзрывной сети при взрывании зарядов ВВ в скважинах. При электрическом способе взрывания электровзрывная сеть состоит из электродетонаторов (ЭД), распределительной сети и магистрали. В зависимости от схемы соединений ЭД различают последовательное, параллельное и смешанное соединение (рис. 3.16 и 3.17).

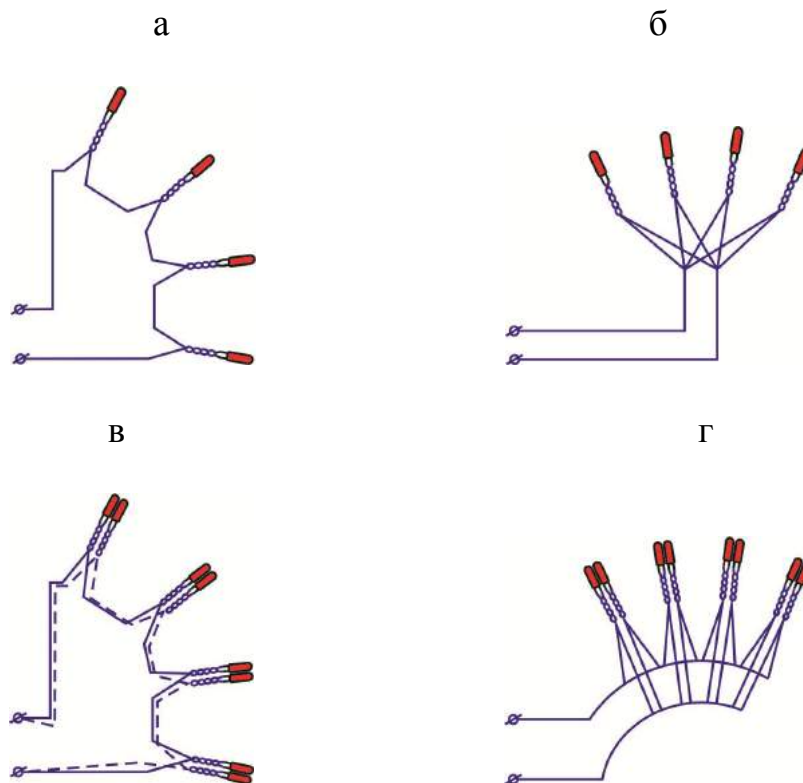


Рис. 3.16. Схемы соединения ЭД: а – последовательное; б – двойная последовательная сеть; в – параллельно-пучковое; г – параллельное ступенчатое

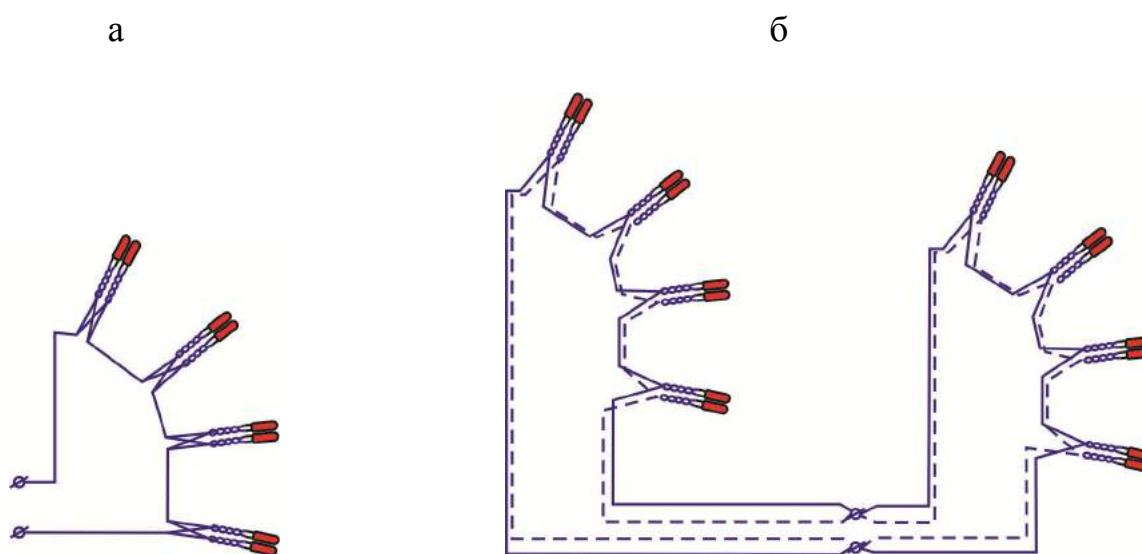


Рис. 3.17. Смешанное соединение электродетонаторов: а – параллельно-последовательное; б – последовательно-параллельное

*Последовательное соединение.* Достоинства: соединение наиболее удобно для расчета, монтажа и проверки неисправности сети. При соблюдении инструктивных указаний по применению ЭД (соответствие сопротивлений ЭД значениям, указанным на упаковке, соединение в одну цепь ЭД одной партии и подача в цепь гарантийного тока) последовательное соединение обеспечивает самую высокую надежность взрывания по сравнению с другими схемами без дублирования. Недостаток: при попадании в сеть хотя бы одного дефектного ЭД с малым импульсом плавления мостика или с малым временем передачи возможен предварительный разрыв сети и отказ остальных исправных ЭД (рис. 3.16 а, б).

*Параллельное соединение.* Основные разновидности параллельного соединения – пучковое и ступенчатое (рис. 3.16 в, г). Достоинство: обрыв любого провода распределительной сети или попадание дефектного ЭД приводит к отказу лишь одного заряда. Недостатки: при ступенчатом соединении через ЭД протекают токи разной величины, что может вызвать преждевременный взрыв заряда, гарантийный ток обеспечивается только мощным источником тока, большое сечение проводов магистральной линии, весьма затруднительна проверка исправности взрывной сети, возможность замыкания между проводами при монтаже и взрыве, что может привести к отказу ЭД, расчет взрывной сети намного сложнее, чем при последовательном соединении.

*Смешанное соединение.* Последовательное взрывание сети с парно-параллельным ЭД (рис. 3.17, а). Достоинства возможность применения источников тока, рассчитанных на значительно меньший ток и проводов малого сечения для магистрали, обеспечение высокой надежности при массовых взрывах дублированием взрыва каждого заряда с помощью двойных последовательных взрывных сетей. Недостатки возможны массовые отказы при разрыве или отключении одного из ЭД пары вследствие того, что через второй ЭД будет протекать ток в два раза больший, чем через остальные, что вызовет преждевременный разрыв сети, и часть ЭД может не успеть воспламениться, при попадании в сеть ЭД с замыканием мостика или выводных концов возможно шунтирование парного ЭД, небольшое количество зарядов, которые могут быть взорваны машинками.

*Последовательно-параллельное взрывные сети* (рис. 3.17, б) должны во всех группах иметь одинаковое количество ЭД и одинаковое сопротивление параллельных ветвей. Невыполнение этого требования или обрыв провода от ветви может привести к отказу, как при парно-параллельном соединении. Расход проводов значительно выше, чем при последовательном соединении. Количество последовательно соединенных ЭД определяется, главным образом, напряжением силовой сети. При переменном токе промышленной частоты расчет сети необходимо производить из условия, что на каждый ЭД будет поступать сила тока не менее 3,5 А. Если количество взрываемых в блоке скважин велико и все ЭД нельзя соединить в двойную последовательную сеть, то в этом случае применяют последовательно-параллельное соединение ЭД. При полном расчете таких сетей необходимо определить количество параллельных ветвей и распределить по ним ЭД с расчетом, чтобы сопротивления ветвей были более или менее одинаковы. Затем находят величины токов в ветвях. Если окажется, что ток



хотя бы в одной из ветвей будет меньше гарантийного, то берут другое число параллельных ветвей и снова производят расчет.

В настоящее время на рудниках находят широкое применение неэлектрические системы инициирования (НСИ) зарядов ВВ. НСИ представляют собой простые в использовании системы, предназначенные для ведения взрывных работ на земной поверхности, в подземных рудниках и шахтах, не опасных по газу и пыли. Они допускают создание неограниченного количества комбинаций и могут применяться со всеми типами взрывчатых веществ. Конструкции зарядов ВВ в скважинах с использованием НСИ представлены на рис. 3.18.

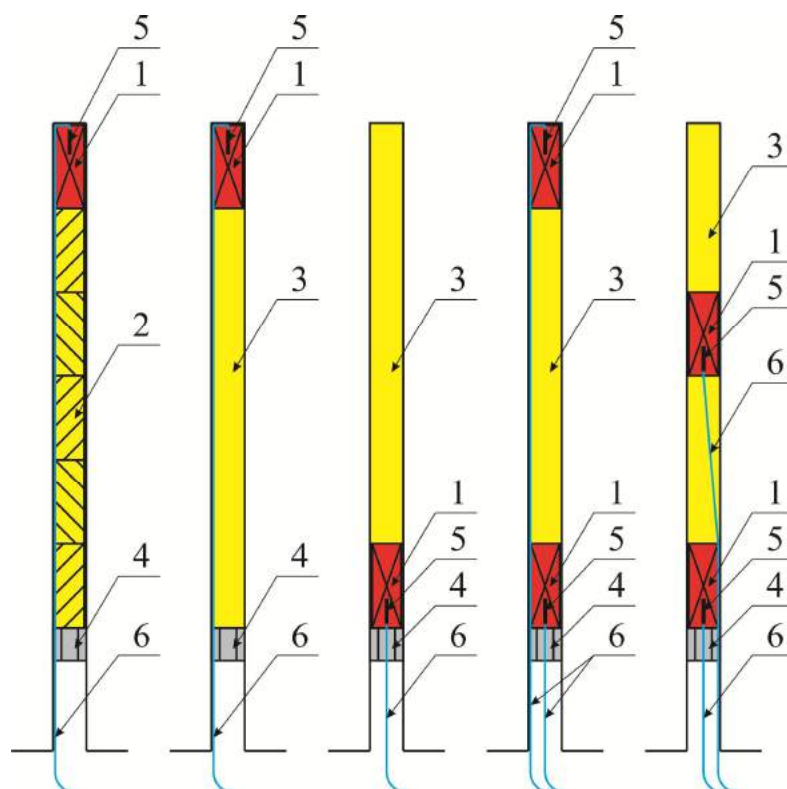


Рис. 3.18. Конструкция зарядов ВВ в скважинах с НСИ: 1 – патрон-боевик; 2 – патрон ВВ; 3 – россыпное ВВ; 4 – забойка; 5 – детонатор НСИ; 6 – ударная трубка (волновод)

Основой НСИ является ударная трубка (волновод), которая служит для передачи инициирующего импульса на неэлектрический детонатор. Конструкция ударной трубки обеспечивает безопасность и надежность системы в любых сложных условиях в процессе заряжания. Ударная трубка представляет собой пластиковую трубку малого диаметра, с нанесенным на внутреннюю поверхность канала трубки тонкого слоя реагирующего материала (около 15 миллиграмм на 1 п/м). При инициировании ударная трубка надежно передает низкоэнергетический инициирующий импульс со скоростью 2000 м/с от точки инициирования к противоположному концу. Ударная волна такого типа подобна взрыву пыли, которая распространяется по трубке, расположенной под любым углом и содержащей различного рода узлы и петли. Детонация поддерживается таким малым количеством реагирующего материала, что наружная поверхность

ударной трубки не претерпевает никаких изменений после прохождения иницирующего импульса. На способности ударной трубки передавать иницирующий импульс не отражается направление инициирования взрывчатого вещества. Более того, соприкосновение ударных трубок и их пересечение не приводит к передаче импульса от одной трубки к другой. Ударная трубка, как неэлектрическая система, не передает иницирующего импульса при воздействии высокочастотного радиоизлучения, статического электричества и блуждающих токов, открытого огня, при трении и ударе в нормальных условиях горнодобывающего предприятия.

Схема коммутации взрывной сети при взрывании зарядов ВВ в скважинах с использованием НСИ представлено на рис. 3.19.

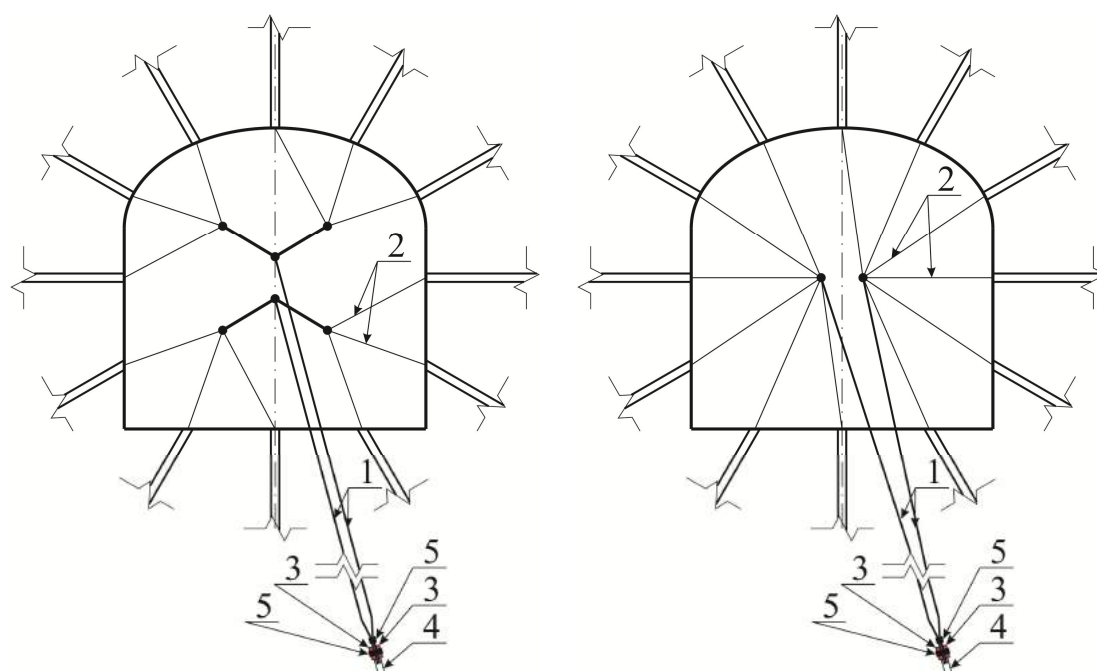


Рис. 3.19. Схемы коммутации взрывной сети при взрывании зарядов ВВ в скважинах с использованием НСИ: 1 – иницирующий ДШ; 2 – ударная трубка (волновод); 3 – электродетонатор; 4 – магистральный провод; 5 – шпагат

Промышленный запас руды в камере определяется по формуле (3.47). Количество вееров в камере, суммарная длина скважин и длина заряда определяется по чертежу системы разработки. Сменная производительность бурения скважин буровым станком  $H_6$  определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения скважин определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном зарядании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины

определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Параллельное расположение скважин.* При таком расположении скважин линию наименьшего сопротивления и расстояние между забоями скважин определяется по формулам (3.23) и (3.24).

Количество скважин в отбиваемом слое (полученная величина округляется до ближайшего целого)

$$N_c = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{a} + 1, \quad (3.49)$$

где  $B_c$  – ширина отбиваемого слоя, м;

$a_{кр}$  – расстояние от крайних скважин до контура отбойки, равное 0,5 м или принимается  $0,2W$ .

Для рассчитанного количества скважин в слое уточняется расстояние между ними

$$a = \frac{B_c - 2 \cdot a_{кр}}{N_c - 1}, \text{ м.}$$

По расчетам линии наименьшего сопротивления и расстояния между скважинами составляют схему расположения скважин в отбиваемом слое согласно расчетной схемы, представленной на рис. 3.20.

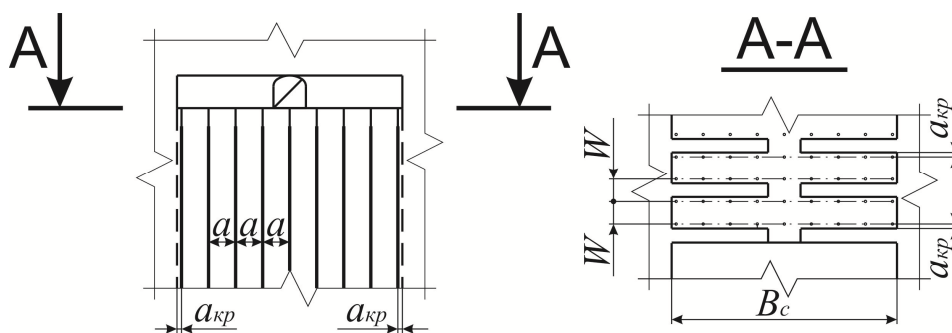


Рис. 3.20. Расчетная схема отбойки руды параллельными скважинами

Промышленный запас руды в камере определяется по формуле (3.47).

Суммарная длина скважин в слое

$$L_{скв} = N_c \cdot l_{скв}, \text{ м,} \quad (3.50)$$

где  $l_{скв}$  – длина одной скважины в слое, м.

Суммарная длина заряда в слое

$$L_{зар} = N_c \cdot l_{скв} \cdot k_z, \text{ м,} \quad (3.51)$$

где  $k_z$  – коэффициент заполнения скважины, равный 0,7 – 0,95.

Количество отбиваемых слоев в камере, суммарная длина скважин и длина заряда определяется графическим способом по чертежу системы разработки.

Сменная производительность бурения скважин буровым станком  $H_6$  определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения скважин определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном зарядании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Веерно-пучковое расположение скважин.* Параметры буровзрывных работ при этом расположении скважин определяются, как и при веерном расположении, только пучки вееров располагают согласно расчетной схемы, представленной на рис. 3.21.

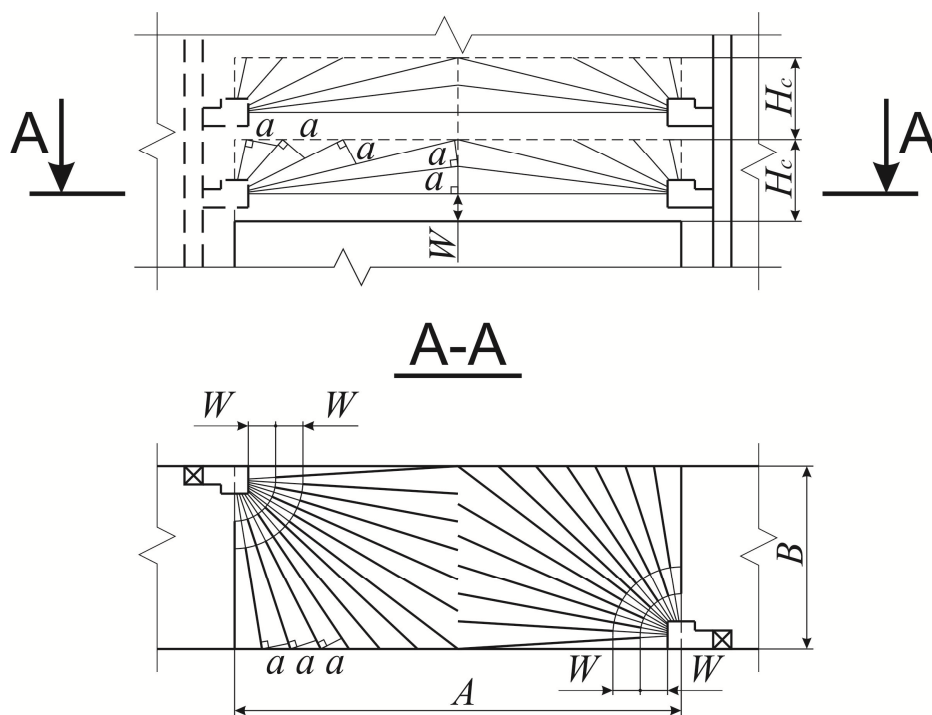


Рис. 3.21. Расчетная схема веерно-пучкового расположения скважин

Промышленный запас руды в камере определяется по формуле (3.47). Количество вееров в камере, суммарная длина скважин и длина заряда определяется по чертежу системы разработки. Сменная производительность бурения скважин буровым станком  $H_6$  определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость

бурения скважин определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном зарядании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Параллельно пучковое расположение скважин.* Сущность метода параллельных сближенных зарядов состоит в следующем. Несколько скважин обычного диаметра располагают параллельно на сближенном расстоянии в концентрическом или плоском пучке, чтобы образовать эквивалентный заряд большего диаметра, которым можно разрушить руду при большой линии наименьшего сопротивления. Параметры параллельных сближенных зарядов рассчитывают по следующей методике. Расстояние между зарядами в пучке определяется по формуле (3.30).

Расчетный эквивалентный диаметр скважины большого диаметра

$$d_э = d\sqrt{n}, \text{ м}, \quad (3.52)$$

где  $n$  – число скважин в пучке, может быть 2 – 9.

ЛНС для всего пучка зарядов

$$W_n = 29,6 \cdot d \cdot \sqrt{2,17 \cdot n - 1}, \text{ м}, \quad (3.53)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м.

Расстояние между центрами пучков скважин

$$Q_n = m \cdot W_n, \text{ м}, \quad (3.54)$$

где  $m$  – относительное расстояние между пучками скважин, равное 0,8 – 1,2.

Количество пучков параллельных скважин в отбиваемом слое (полученная величина округляется до ближайшего целого)

$$N_n = \frac{B_c - Q_n}{Q_n} + 1. \quad (3.55)$$

Для рассчитанного количества пучков параллельных скважин в слое уточняется расстояние между пучками

$$Q_n = \frac{B_c - Q_n}{N_c - 1}, \text{ м}.$$

По рассчитанным параметрам буровзрывных работ пучки параллельных скважин в отбиваемом слое располагают согласно расчетной схеме, представленной на рис. 3.22.

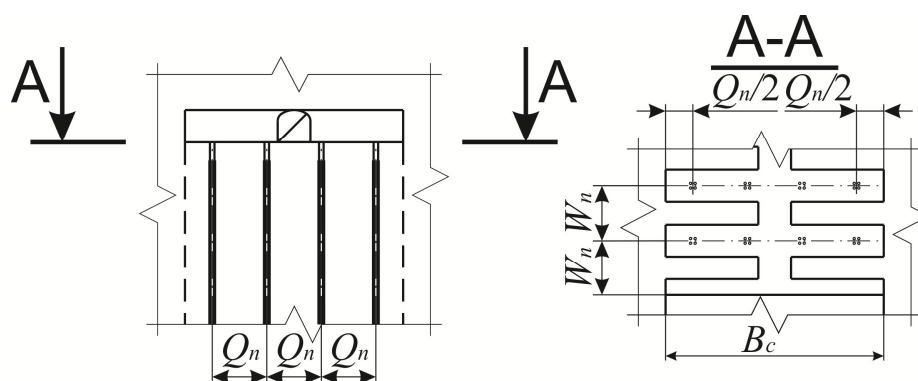


Рис. 3.22. Расчетная схема расположения пучков параллельных скважин в отбиваемом слое

Промышленный запас руды в камере определяется по формуле (3.47).

Суммарная длина скважин в слое

$$L_{скв} = N_n \cdot l_{скв} \cdot n, \text{ м}, \quad (3.56)$$

где  $l_{скв}$  – длина одной скважины, м.

Суммарная длина заряда в слое

$$L_{скв} = N_n \cdot l_{скв} \cdot n \cdot k_z, \text{ м}, \quad (3.57)$$

где  $k_z$  – коэффициент заполнения скважины, равный 0,7 – 0,95.

Количество отбиваемых слоев в камере, суммарная длина скважин и длина заряда определяется графическим способом по чертежу системы разработки. Сменная производительность бурения  $H_б$  скважин буровым станком определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения скважин определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном заряжании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Отбойкой руды в зажатой среде (зажиме)* называется отбойка на контактирующую вплотную с забоем отбитую руду или обрушенную вмещающую породу (зажимающий материал). Свободное пространство около взрываемого массива не имеется совсем или имеется не более 10 – 20% объема взрываемого массива. Объем взорванной руды увеличивается за счет подвижки и уплотнения зажимающего материала (рис. 3.23).

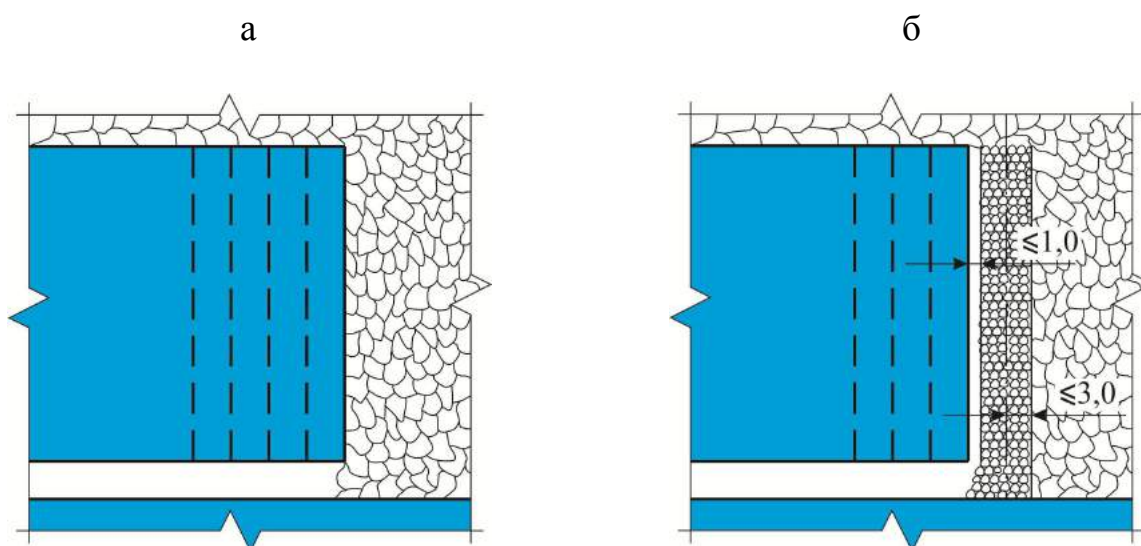


Рис. 3.23. Общий вид отбойки руды в зажатой среде: а – до взрыва; б – после взрыва

Отбойка в зажиме применяется при разработке мощных и средней мощности залежей с любым углом падения при отбойке крепких и средней крепости руд. Основные достоинства отбойки руды в зажиме:

- снижение выхода крупных кусков при отбойке, что интенсифицирует выпуск и доставку руды в 1,5 – 2 раза;
- исключает необходимость предварительно образовывать компенсационное пространство, что повышает устойчивость массива и позволяет вести выемку в одну стадию с однотипной технологией;
- дает возможность magazинировать руду при отбойке не только горизонтальными, но и вертикальными слоями, выпускать руду непосредственно в буровую выработку (так называемый торцовый выпуск), что исключает необходимость проведения специальных нарезных (выпускных) выработок.

Недостатки: затруднения при выпуске первых доз уплотненной взрывом руды (зависания руды над выпускными отверстиями), выброс руды в буровые выработки или некоторое усложнение схем подготовки блока во избежание выброса. В большинстве случаев эти недостатки менее существенны, чем отмеченные достоинства.

Требования к технологии отбойки руды в зажиме следующие. При отработке пологих и наклонных залежей нижняя часть массива висячего бока успевает обрушиться. Небольшая высота толщи налегающих пород и в крутых залежах вблизи устойчивого висячего бока. В этих условиях зажимающий материал если и уплотняется со временем, то мало и медленно. Поэтому допустимы длительные, до нескольких месяцев, перерывы между взрыванием и выпуском руды. Другая картина наблюдается на крутых залежах вблизи лежащего бока, а иногда и по всей площади этажа, если висячий бок неустойчив. Здесь толща обрушенных пород составляет сотни метров, и зажимающий материал сильно уплотняется за несколько недель. Причем уплотнение интенсифицируется производимыми по близости взрывными работами. В этих условиях взрывать оче-

редной слой необходимо сразу по окончании выпуска руды. Если же по какой-либо причине в будущем может потребоваться задержка, то в зоне уплотнения предстоящим взрывом выпуск должен быть приостановлен с таким расчетом, чтобы остался слой руды высотой 0,2 – 0,3 высоты блока. Перед очередным взрыванием этот слой выпустят, что разрыхлит зажимающий материал. Если же зажимающий материал уплотнен, то ширина первых отбиваемых на него секций должна быть уменьшена. Зажимающий материал под действием взрывов постепенно уплотняется и слеживается в зоне 25 – 30 м от забоя, поэтому при многорядном взрывании количество рядов не должно превышать пяти.

При отработке мощных залежей толщина отбиваемого слоя не должна превышать 15 – 18 м, а при недозаряжении скважин в козырьке потолочины буровой выработки ширина может достигать 20 – 30 м. При мощности залежи 10 м толщина слоя уменьшается в 1,5 раза, так как на уплотнение руды дополнительно оказывают влияние стенки камеры. Линия наименьшего сопротивления первого ряда скважин в отбиваемом слое несколько увеличивают, чтобы не повредить их предыдущими взрывами, интервал замедления должен быть увеличен по сравнению с обычным многорядным взрыванием, чтобы продлить воздействие отраженной волны на массив и чтобы успел образоваться просвет между массивом и зажимающим материалом. После взрывов должна быть выпущена руда в объеме 20% от взорванной, чтобы уменьшить плотность зажимающего материала до оптимальной ( $K_p = 1,3 - 1,4$ ). При отбойке в зажиме линию наименьшего сопротивления между соседними отбиваемыми секциями несколько увеличивают и повышают интервал замедления в 1,5 раза.

Главной особенностью отбойки в зажиме в том, что часть энергии взрыва отталкивается от границы среды (массив – магазинированная руда) и возвращается в массив, создавая там дополнительные трещины, а другая часть энергии расходуется на уплотнение зажимающего материала, это учитывается введением в расчет параметров буровзрывных работ коэффициента зажима

$$K_{зж} = 0,1 \cdot (8 \cdot B_c \cdot (K_p - 1) - 1), \quad (3.58)$$

где  $B_c$  – ширина отбиваемого слоя (секции), м;

$K_p$  – коэффициент разрыхления руды при выпуске, равный 1,15 – 1,2.

Удельный расход ВВ на отбойку в зажатой среде, отличается от расхода ВВ на компенсационное пространство

$$q_{зж} = q \cdot K_{зж}, \text{ кг/м}^3, \quad (3.59)$$

где  $q$  – удельный расход ВВ

$$q = 0,1 \cdot f \cdot \frac{\Delta q}{\Delta b}, \text{ кг/м}^3. \quad (3.60)$$

ЛНС первого ряда скважин (первого веера)

$$W_{зж} = \frac{W}{\sqrt[3]{K_{зж}}}, \text{ м}, \quad (3.61)$$

где  $W$  – ЛНС одиночной скважины, м, определяется по формуле (3.23).

ЛНС следующих рядов скважин в обрушаемой секции

$$W = (0,7 \dots 0,9) \cdot W_{зж}, \text{ м}. \quad (3.62)$$



Расстояние между забоями скважин определяется по формуле (3.24). Число скважин на слой (секцию), общая их длина, длина заряженной части скважин устанавливается посредством масштабного чертежа забоя по расчетной схеме, представленной на рис. 3.11.

Промышленный запас камеры при системах разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском

$$A_{\text{пром}} = (S_n \cdot L_n - V_g) \cdot \gamma_p \cdot N_n, \text{ т}, \quad (3.63)$$

где  $S_n$  – площадь панели,  $\text{м}^2$ ;

$L_n$  – длина панели без учета отрезной щели, м;

$V_g$  – объем выработки панели без учета отрезной щели,  $\text{м}^3$ ;

$N_n$  – количество панелей в блоке.

Промышленный запас камеры при системах разработки этажного обрушения с торцевым выпуском

$$A_{\text{пром}} = (S_k \cdot L_k - V_g) \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.64)$$

где  $S_k$  – площадь камеры,  $\text{м}^2$ ;

$L_k$  – длина камеры без учета отрезной щели, м;

$V_g$  – объем буровых выработок камеры без учета отрезной щели,  $\text{м}^3$ .

Количество вееров в камере, суммарная длина скважин и длина заряда определяется по чертежу системы разработки. Сменная производительность бурения скважин буровым станком  $H_b$  определяется по формулам (2.59) – (2.64). Трудоемкость бурения скважин определяется по формуле (3.28). Норма бурильщика выраженная в тоннах определяется по формуле (3.13). Общий расход ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.29). Сменная производительность при механизированном зарядании скважин зарядной машиной определяется по формуле (3.16). Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере определяется по формуле (3.17). Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70) – (2.72). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Оптимальные параметры буровзрывных работ при отбойке руды скважинами* рекомендуется определять с учетом стоимостных показателей отбойки

$$C_{\text{добычи}} = C_{\text{бур}} + C_{\text{взр}} + C_{\text{дост}} \rightarrow \min, \quad (3.65)$$

где  $C_{\text{добычи}}$  – затраты на добычу руды в блоке,  $\text{грн}/\text{м}^3$ ;

$C_{\text{бур}}$  – затраты на бурение скважин

$$C_{\text{бур}} = \left( 0,158 + 0,012 \cdot f - f \cdot \ln \left( \frac{56 \cdot d}{W} \right) \cdot 10^{-4} + \frac{0,92}{W} + 0,03W \right) \cdot K_{\text{уе}}, \text{ грн}/\text{м}^3;$$

$f$  – коэффициент крепости руды по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

$C_{\text{взр}}$  – затраты на зарядание и взрывание скважин

$$C_{взр} = (0,136 + 0,013 \cdot f - f^2 \cdot 6 \cdot 10^{-6} + 0,8 \cdot W - 0,002W^2) \cdot K_{ye}, \text{ грн/м}^3;$$

$C_{дост}$  – затраты на вторичное дробление негабаритов и доставку руды

$$C_{дост} = (0,114 + 0,04 \cdot f - f^2 \cdot 2 \cdot 10^{-4} + 0,87 \cdot W) \cdot K_{ye}, \text{ грн/м}^3;$$

$K_{ye}$  – курс у.е., грн.

По полученным результатам строят график зависимости  $C_{добычи} = f(W)$ , по экстремуму кривой находят оптимальную ЛНС  $W_{opt}$

*Отбойка руды концентрационными (минными) зарядами* – это отбойка сосредоточенными зарядами большой массы, размещаемыми в специально проходимых для этой цели или имеющихся выработках. Применяют при разработке мощных залежей крепких руд с пределом прочности более 180 МПа, в рудах сильно трещиноватых и сильно слоистых, не ниже средней устойчивости, а также в тех случаях, когда бурение глубоких скважин экономически нецелесообразно из-за низкой скорости бурения (менее 3 – 4 м/смену). Этот способ отбойки используют при камерных системах разработки и системах с обрушением руды. По условию размещения ВВ в выработках различают три типа концентрационных зарядов: минные заряды, горизонтальные и вертикальные концентрационные заряды.

Одной из первых появилась отбойка руды минными зарядами, расчетная схема которой представлена на рис. 3.24, но в силу существенных недостатков на данный момент применяется редко. При этом способе отбойки минный штрек (орт) проводят сечением 1,5×1,8 или 1,8×2,5 м, из которого проводят заходки (карманы) сечением 1,2×1,8 или 1,5×2,5 м, а под карманами образуют минные колодцы глубиной 0,5 – 2,5 м. Руду, полученную при нарезке карманов и колодцев, временно размещают в минной выработке, а затем, после заряжания, используют для заполнения (забутовки) свободной части карманов. При нарезке карманов и колодцев и забучивании руду перемещают в основном вручную. В связи с этим, иногда отказывались от нарезки карманов и располагали заряды непосредственно в прямолинейных выработках без забутовки.

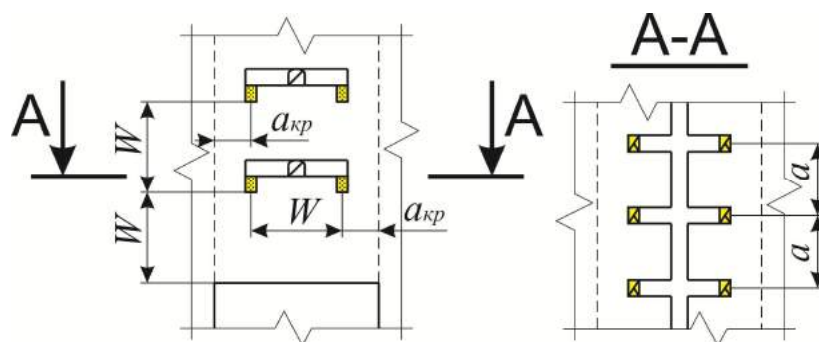


Рис. 3.24. Расчетная схема отбойки руды минными зарядами

Положительные результаты таких взрывов позволили разработать отбойку горизонтальными концентрационными зарядами, расчетная схема которой представлена на рис. 3.25. В этом случае заряды размещают непосредственно в минных выработках через 4 – 8 м. При этой схеме, по сравнению с предыду-

щей, уменьшается трудоемкость работ, улучшаются условия труда, но увеличивается примерно в 1,5 раза удельный расход ВВ и усиливается сейсмическое действие взрыва на окружающие выработки. Применение этой схемы не позволило получить положительных результатов. Не была достигнута та степень дробления руды, которую следовало ожидать от увеличения удельных затрат энергии взрыва, так как взаимодействие зарядов было ограниченным.

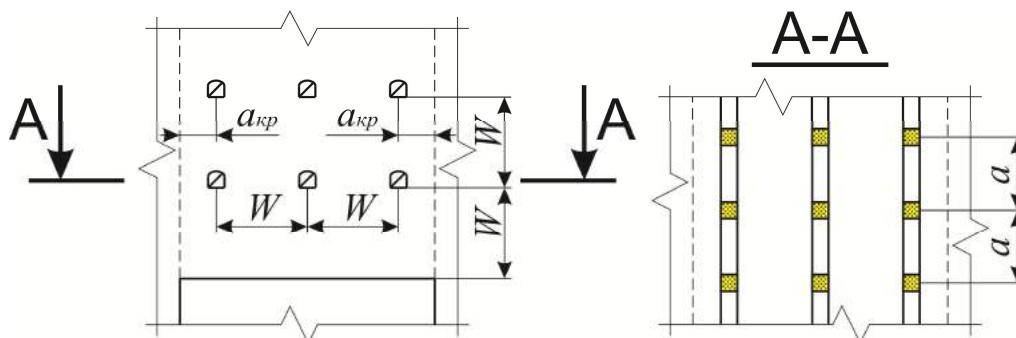


Рис. 3.25. Расчетная схема отбойки руды горизонтальными концентрационными зарядами

Поэтому была предложена отбойка руды вертикальными концентрационными зарядами, расчетная схема которой представлена на рис. 3.26. Подготовка блока при этой схеме мало отличается от предыдущих схем. Однако из подэтажных штреков или ортов проходят не минные колодцы, а короткие одно- или двухсторонние восстающие, устье которых засыпаются отбитой рудой в процессе взрыва последнего комплекта шпуров при проходке. Образующиеся зарядные камеры соединяются с горизонтальными выработками посредством бурения штангового шпура служащего для подачи ВВ в зарядную камеру. Массив руды отбивают взрыванием всех вертикальных концентрационных зарядов с соответствующими замедлениями между взрывами отдельных зарядов или попеременно вертикальными слоями. Эта схема применяется при достаточном по объему компенсационном пространстве.

К основным достоинствам отбойки руды концентрационными (минными) зарядами относятся: возможность отбойки руды там, где невозможно пробурить скважины, большая производительность труда рабочего по отбойке 400 – 600 т/смену. Недостатки: большая суммарная длина минных выработок, сложность проведения минных выработок и низкая производительность проходки, неровные контуры выемки, увеличенные (примерно в 1,5 раза против скважинной отбойки) потери и разубоживание руды, нарушение окружающего массива и частичное разрушение ближних выработок, большой процент (40 – 70%) выхода негабарита, что резко снижает производительность рабочего по доставке руды.

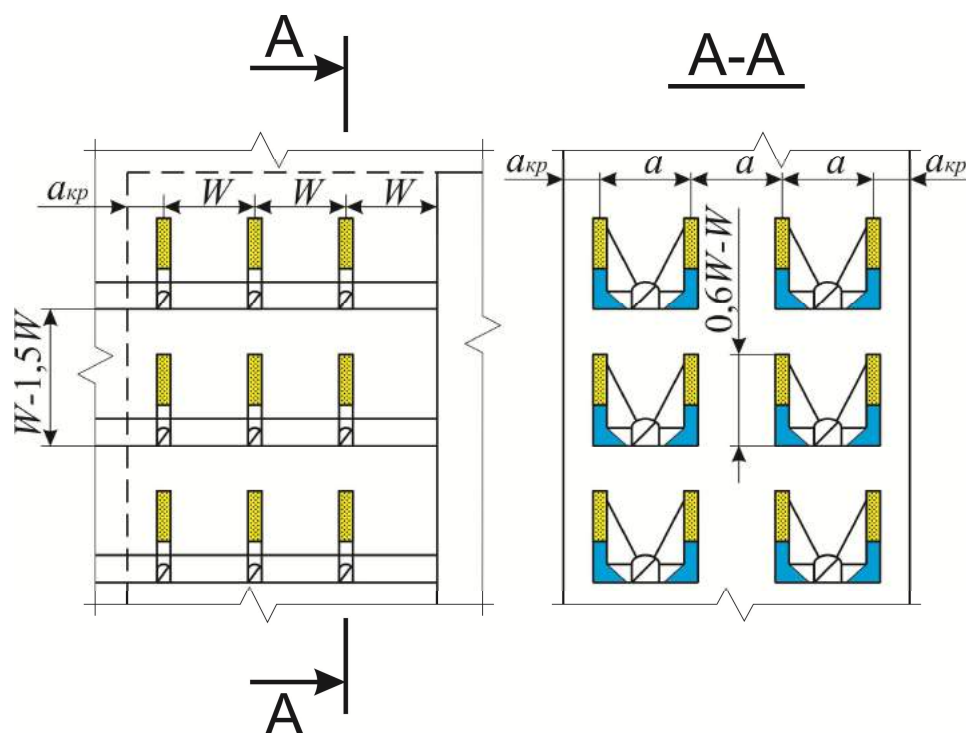


Рис. 3.26. Расчетная схема отбойки руды вертикальными концентрационными зарядами

В свое время отбойка руды концентрационными (минными) зарядами была распространена, но в последующем, в связи со своими существенными недостатками, она почти вытеснена скважинной отбойкой. Как основной способ отбойки она, может сохраниться на какое-то время в ограниченных масштабах для выемки очень абразивных руд, в которых еще не достигнуты удовлетворительные результаты по бурению скважин, а также для сильно трещиноватых руд, если в них взрывные скважины пересыпаются.

Правильное расположение минных выработок должно обеспечивать: минимальный объем нарезных работ, хорошие условия проведения выработок и размещения минных зарядов, равномерное распределение ВВ во взрываемом массиве, минимальные потери и разубоживание отбитой взрывом руды. Многолетний опыт шахт Криворожского бассейна показал, что отсутствие забутовки минных выработок не оказывает отрицательного влияния на эффективность отбойки руды концентрационными зарядами и значительно упрощает условия заряжания минных выработок. Основными параметрами при отбойке руды концентрационными зарядами являются линия наименьшего сопротивления и расстояние между минными зарядами в отбиваемом слое. Исходя, из практического опыта оптимальная линия наименьшего сопротивления ( $W$ ) при отбойке руды концентрационными зарядами составляет 7 – 10 м. Расстояние между минными зарядами

$$a = m \cdot W, \text{ м}, \quad (3.66)$$

где  $m$  – коэффициент сближения концентрационных зарядов, равный 0,8 – 1.

Крайние заряды располагают на расстоянии  $a_{кр} = (0,3 \dots 0,4)W$  от проектного контура отбойки.

Величина концентрационного заряда

$$Q = q_{\text{баз}} \cdot f(n) \cdot k_{\text{заб}} \cdot W^3, \text{ кг}, \quad (3.67)$$

где  $q_{\text{баз}}$  – удельный расход ВВ

$$q_{\text{баз}} = 0,431 \cdot f^{0,7}, \text{ кг/м}^3,$$

$f$  – коэффициент крепости руды или породы;

$f(n)$  – функция показателя действия взрыва, равная 1 при отбойке руды и 0,4 при обрушении пустой породы;

$k_{\text{заб}}$  – коэффициент забойки, равный 1 при забутованных минных выработок и 1 – 1,5 при взрывании без минных карманов и забутовки.

По полученным параметрам буровзрывных работ строят схему расположения концентрационных (минных) выработок пользуясь расчетными схемами, представленными на рис. 3.24, 3.25 и 3.26.

Промышленный запас руды в камере определяется по формуле (3.47).

Общий расход ВВ для отбойки руды в камере

$$Q_{\text{вв}} = Q \cdot n_3, \text{ кг}, \quad (3.68)$$

где  $n_3$  – количество концентрационных (минных) зарядов в камере.

Сменная производительность при механизированном зарядании концентрационных зарядов зарядной машиной

$$H_{\text{зар.}} = \frac{100 \cdot (T_{\text{см}} - T_{\text{об}})}{\left( \frac{100 \cdot T_{\text{нз}}}{q + (t_o + t_e) \cdot (1 + k_{\text{ом}})} \right)}, \text{ кг/смену}, \quad (3.69)$$

где  $T_{\text{нз}}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, равная 60 – 90 мин;

$T_{\text{об}}$  – время на обслуживание зарядной установки, равное 1 – 15 мин;

$q$  – величина концентрационного (минного) заряда, который заряжается с одной установки зарядной машины, равный 850 – 1250 кг;

$(t_o + t_e)$  – затраты времени на зарядание 100 кг ВВ, равные 28,8 – 37,7 мин;

$k_{\text{ом}}$  – коэффициент отдыха, равный 0,1.

Затраты времени на зарядание ВВ для отбойки руды в камере

$$T_{\text{зар.}} = \frac{Q_{\text{вв}}}{H_{\text{зар.}}}, \text{ чел-смен}. \quad (3.70)$$

Норма выработки взрывника в тоннах определяется по формуле (3.18). Сменная производительность скреперной установки, вибрационного питателя или конвейера, люка или погрузочно-доставочной машины определяется по формулам (2.25) и (2.70 – (2.72)). Трудоемкость доставки руды скреперной установкой, погрузочно-доставочной машиной определяется по формуле (3.19). Трудоемкость доставки руды люком или вибрационным питателем определяется по формуле (3.20). Норма выработки машиниста скреперной установки, погрузочно-доставочной машины, люка или вибрационного питателя выраженная в тоннах определяется по формуле (3.21).

*Отбойка запасов руды механическим способом. Механическая отбойка* – отделение полезного ископаемого от массива при помощи различных механиз-

мов и инструментов. Данный вид отбойки осуществляется машинами и в незначительном объеме отбойными молотками. Механическая отбойка получила широкое применение при добыче мягких руд (с пределом прочности  $\leq 60$  МПа). Этим способом отбиваются марганцевые руды, калийные и отчасти каменные соли и практически весь естественный пыльный камень, используемый в строительстве. Современные конструкции комбайнов и комплексов могут применяться при угле падения пласта  $\leq 15^\circ$ , выдержанной мощности, его малой мощности (определяется высотой комбайновой выемки) или средней мощности (при двух-трехслойной выемке).

Классификация разновидностей механической отбойки:

- отбойка горными комбайнами и комплексами;
- отбойка врубовыми машинами;
- пиление;
- разрушение бурением (без взрывания).

Основная доля механической отбойки приходится на горные комбайны и комплексы, которые применяют на марганцевых и калийных шахтах. Врубные машины используют сравнительно редко и лишь для вспомогательных целей. Пиление и разрушение пилением применяются в специфических условиях, причем разрушение бурением осуществляется при выемке тонких жил.

Основным оборудованием при добыче мягких руд является:

– проходческо-очистные комбайны с различными типами рабочих органов, совмещающие функции отбойки и погрузки, работающие, как правило, в комплексе с бункерами-перегрузчиками и самоходными вагонами (при разработке калийных солей) или с забойными конвейерами переменной длины (при разработке марганцевых руд);

– механизированные комплексы, включающие в себя механизированную крепь, комбайн и забойный скребковый конвейер, используют для валовой и селективной выемки солей, и марганцевых руд.

По типу рабочего органа различают комбайны с роторным (ПК-8МА, ПКС-8), планетарно-дисковым (Урал-10А, Урал-20А, Урал-20Р, Урал-61), барабанно-лопастным (МБЛ-М), шнековым (КМШ, КМШ-А, КДР-5, КДР-6) фрезерным рабочим органом (2ПУ). Комбайны с роторным рабочим органом наиболее распространены при разработке калийных солей. Рабочий орган их представляет собой как бы вращающийся бур большого диаметра, армированный зубками из твердых сплавов. Они предназначены для пород с пределом прочности до 50 МПа, имеют 1 – 3 рабочих органа и гусеничную ходовую часть позволяющую преодолевать уклон до  $15^\circ$ . Площадь поперечного сечения выработок (забой) составляет 7,5 – 14,3 м<sup>2</sup>. Комбайны с планетарно-дисковым рабочим органом используются при разработке калийных солей. Комбайнами типа «Урал» с двумя рабочими органами забой разрушается сразу на полное сечение при непрерывном движении машины.

Комбайны с барабанно-лопастным или шнековым рабочими органами используются при разработке марганцевых руд. Комбайн МБЛ-М – малогабаритный на гусеничном ходу, предназначен для руд с пределом прочности до 30 МПа, в пластах мощностью 1,7 – 2,8 м. Сечение очистной выработки 2,8×2,8 м. Фронт отбойки и погрузки при неподвижных гусеницах составляет 3 м. Комбайны КМШ и

КМШ-А предназначены для механизации отбойки и погрузки горной массы и руд в очистных и подготовительных выработках при мощности пласта  $\leq 3$  м с пределом прочности до 40 МПа. Благодаря наличию гусеничного хода фронт работ комбайнов практически не ограничен. Погрузка горной массы производится в вагонетки, на конвейер и другие транспортные средства. Комбайны для добычи руд КДР-5 и КДР-6 предназначены для механизированной отбойки и погрузки горной массы и руды с пределом прочности до 40 МПа, при ведении очистных работ, в выработках с углом наклона  $\pm 10^\circ$ . Фронт отбойки и погрузки при неподвижных гусеницах составляет до 3,75 м. Комбайны с фрезерным рабочим органом предназначены для проведения подготовительно-нарезных выработок и очистных работ по рудам с пределом прочности 20 МПа. Максимальная высота отбойки 3,1 м, минимальная высота выработки 1,4 м и фронт отбойки при неподвижных гусеницах 3 м.

Механическая отбойка применяется в двух вариантах: с выемкой заходками с площадью поперечного сечения  $7 - 9 \text{ м}^2$  и с выемкой длинными забоями. При выемке заходками отбойку осуществляют с использованием проходческих комбайнов. Отбитая руда загружается комбайном на короткий забойный ленточный конвейер, а с него – на панельный и далее на магистральный конвейеры. Некоторые рудники, добывающие марганцевую руду, оборудованы конвейерным подъемом по наклонным стволам, поэтому руда в них движется непрерывно от забоя до поверхности.

Отработку длинными очистными забоями (лавами) ведут с применением механизированных комплексов. Комбайн, двигаясь вдоль забоя, отбивает слой руды и грузит ее на конвейер. После отработки каждого слоя на всю длину забоя механизированная крепь передвигается секциями вслед за конвейером, кровля забоя за крепью обрушается. Комбайны могут обеспечивать как валовую, так и селективную добычу.

При проектировании параметров очистных камер при камерно-столбовой системе разработки, отрабатываемых комплексами: комбайн – бункер-перегрузатель – самоходный вагон, необходимо, чтобы длина доставки руды вагоном была не больше критической, т.е. такой, при которой техническая производительность комбайна и вагона равны. При увеличении длины доставки производительность всего комплекса, определяемого производительностью вагона, уменьшается, что приводит к увеличению времени простоев комбайна и ухудшению его технико-экономических показателей

$$L_{кр} = \frac{v_{cp} \cdot \left[ \frac{V_{б.н.}}{Q_k} + (k_n - 2) \cdot t_p \right]}{2}, \text{ м}, \quad (3.71)$$

где  $v_{cp}$  – средняя скорость движения самоходного вагона, равная 50 – 160 м/мин;

$V_{б.н.}$  – грузоподъемность бункера-перегрузателя, равная 14 – 16 т;

$Q_k$  – техническая производительность комбайна, т/мин;

$k_n$  – коэффициент учитывающий простои, равный 0 – 1;

$t_p$  – время разгрузки самоходного вагона, равное 0,5 – 1,3 мин.

Сменная производительность комплекса

– при длине доставки  $< L_{кр}$

$$H_{\text{комл}} = \frac{60 \cdot T_{\text{см}} \cdot k_u \cdot V_{\text{б.п.}} \cdot Q_k}{V_{\text{б.п.}} + k_n \cdot Q_k \cdot t_p}, \text{ т/смену}, \quad (3.72)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, ч;

$k_u$  – коэффициент использования комбайна в течение смены, равный 0,6.  
– при длине доставки  $> L_{\text{кр}}$

$$H_{\text{комл}} = \frac{30 \cdot T_{\text{см}} \cdot k_u \cdot V_{\text{б.п.}} \cdot v_{\text{ср}}}{L + v_{\text{ср}} \cdot t_p}, \text{ т/смену}, \quad (3.73)$$

где  $L$  – длина доставки, м.

Промышленный запас панели

$$A_{\text{пром}} = A_k \cdot B_k \cdot H_k \cdot n_k \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (3.74)$$

где  $A_k$  – длина камеры, м;

$B_k$  – ширина камеры, м;

$H_k$  – высота камеры, м;

$n_k$  – количество камер в панели.

Время отработки панели

$$T_n = \frac{A_{\text{пром}}}{H_{\text{комл}}}, \text{ чел-смен}. \quad (3.75)$$

Норма выработки рабочего, по очистной выемке выраженная в тоннах

$$H_p = \frac{A_{\text{пром}}}{T_n \cdot n_p}, \text{ т/смену}, \quad (3.76)$$

где  $n_p$  – количество рабочих в бригаде, равное 6 – 8 чел.

При применении столбовых систем разработки с обрушением кровли и отработкой руды заходками используют комбайны с барабанно-лопастным или шнековым рабочими органами. Отработка каждой заходки включает следующие работы: образование сопряжения заходки с выемочным штреком, сооружение ниши для перегона комбайна, и собственно отработки запасов заходки и ее погашение (извлечение до 80% металлического крепления заходки).

Образование сопряжения заходки с дорбычным штреком включает следующие рабочие процессы: удаление металлического крепления (на участке сопряжения) и его складирование, поддирка пород кровли и их ручная погрузка, установка переборок и ремонтин, доставка леса-кругляка и укладка накатов, демонтаж ремонтин. Эти работы выполняет звено крепильщиков в составе двух человек за одну смену.

Сооружение ниши (так называемый «отход» ниши) включает отбойки руды с частичной поддиркой пород кровли, ее перекидку и погрузку, установку переборок и ремонтин, крепления 4-х рам из профиля СВП-27 и вспомогательные операции по доставке крепежных материалов. На эти работы затрачивается две человеко-смены и их выполняет звено крепильщиков в составе двух человек в течение одной смены.

Очистные работы при отработке заходки включают подготовительные операции, отбойку и погрузку руды комбайном, наращивание секционного призабойного конвейера, крепление заходки по мере подвигания забоя и заключительные операции.



Погашение заходки осуществляется после полной ее отработки. Для этого демонтируют секционный забойный конвейер, перегоняют в подготовленную нишу комбайн и выполняют извлечение около 80% металлического крепления. Эти работы выполняет звено рабочих в составе трех человек за одну смену.

Затраты рабочей силы на вспомогательные работы принимают по данным практики в размере 10% от общей трудоемкости по основным работам. Продолжительность отдельных рабочих процессов по выемке руды.

Время выемки руды комбайном

$$t_k = Q_{mex} \cdot S_{вч} \cdot l_p, \text{ мин}, \quad (3.77)$$

где  $Q_{mex}$  – техническая производительность комбайна, мин/м<sup>3</sup>.

Время установки одной рамы крепи

$$t_{кр} = \frac{t_o + t_e}{n_p}, \text{ мин}, \quad (3.78)$$

где  $t_o$  – норма основного времени на установку 1-й рамы, принимается по формулам (2.29) или (2.30);

$t_e$  – норма вспомогательного времени на установку 1-й рамы с затяжкой кровли и боков и с забутовкой пустот, принимается по формулам (2.29) или (2.30);

$n_p$  – минимально необходимая численность сменного звена рабочих, которая принимается из следующих условий: обеспечение обслуживания применяемых в технологической схеме системы машин необходимо не менее 3 человек, а также возможность выполнения наиболее трудоемких видов ручных работ (при ручном возведении арочной крепи из-за значительного веса отдельных элементов крепи необходимо не менее 3 человека), поэтому с учетом указанных условий принимается минимально возможная численность сменного звена рабочих, равной 3-ем человекам.

Время на наращивание секции забойного конвейера типа КЛЗС

$$t_{н.к} = \frac{l_{сек} \cdot H_{вр}}{n_p}, \text{ мин}, \quad (3.79)$$

где  $l_{сек}$  – длина секции конвейера, равная 2,1 м;

$H_{вр}$  – норма времени на наращивание 1 м конвейера КЛЗС, равная 11,8 мин/м.

Продолжительность цикла

$$t_u = t_k + t_{кр} + t_{н.к}, \text{ мин}. \quad (3.80)$$

Количество циклов в смену

$$N_u = \frac{T_{см} - t_n - t_z}{t_u}, \quad (3.81)$$

где  $T_{см}$  – продолжительность смены, мин;

$t_n$  – время подготовительных операций, равное 15 – 20 мин;

$t_z$  – время заключительных операций, равное 20 – 25 мин.

Скорость проведения выработки за смену:

$$V_{см} = N_u \cdot L_u, \text{ м/смену}, \quad (3.82)$$

где  $L_{ц}$  - подвигание забоя выработки за цикл принимается кратным шагу установки рам крепи, но не более 9 м.

Комплексная норма выработки на проведение выработки

$$H_{\text{комп}} = \frac{V_{\text{см}}}{n_p}, \text{ м/смену.} \quad (3.83)$$

Общая трудоемкость отработки запасов руды заходки

$$T_{\text{зах}} = T_c + T_n + \frac{L_{\text{зах}}}{V_{\text{см}}} + T_n, \text{ чел-смен,} \quad (3.84)$$

где  $T_c$  – трудоемкость образования сопряжения заходки с добычным штреком, равная 2 чел-смен;

$T_n$  – трудоемкость сооружения ниши, равная 2 чел-смен;

$L_{\text{зах}}$  – длина заходки, равная 30 – 35 м;

$V_{\text{см}}$  – скорость отработки заходки, м/смену;

$T_n$  – трудоемкость погашения заходки, равная 3 чел-смен.

Промышленный запас руды в одной заходке

$$A_{\text{зах}} = S_{\text{вч}} \cdot L_{\text{зах}} \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.85)$$

где  $S_{\text{вч}}$  – площадь поперечного сечения заходки вчерне, м<sup>2</sup>.

Промышленный запас руды в выемочном столбе

$$A_{\text{пром}} = A_{\text{зах}} \cdot N_{\text{зах}}, \text{ т,} \quad (3.86)$$

где  $N_{\text{зах}}$  – количество заходов в выемочном столбе.

Норма выработки рабочего, выраженная в тоннах руды

$$H_p = \frac{A_{\text{зах}}}{T_{\text{зах}}}, \text{ т/смену.} \quad (3.87)$$

Для разработки месторождений калийных и марганцевых руд столбовыми системами разработки с обрушением кровли и отработкой длинным очистным забоем (лавой) широкое применение получили механизированные типа ОКП-70, 2МКДД.

Теоретическая (расчетная) производительность комбайна

$$Q_m = v_n \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/мин,} \quad (3.88)$$

где  $v_n$  – технически допустимая скорость подачи комбайна, м/мин;

$m$  – вынимаемая мощность пласта (залежи), м;

$r$  – ширина захвата комбайна, равная при  $m \leq 1,2$  м  $r = 0,8$  м, а при  $m > 1,2$  м  $r = 0,63$  м.

Скорость подачи комбайна определяют по следующим основным факторам: сопротивляемости руды резанию, газовому фактору, скорости крепления лавы и производительности конвейера. Для условий месторождений марганцевых руд скорость подачи комбайна определяют только по сопротивляемости руды резанию, скорости крепления лавы и производительности конвейера. При разработке месторождений калийных солей еще и по газовому фактору, это связано с тем, что на калийных рудниках метан (СН<sub>4</sub>) выделяется в смеси с другими газами, основными из которых являются азот (N), углекислый газ (СО<sub>2</sub>). Горючими примесями являются: этан (С<sub>2</sub>Н<sub>6</sub>), бутан (С<sub>4</sub>Н<sub>10</sub>), пропан (С<sub>3</sub>Н<sub>8</sub>), водород (Н<sub>2</sub>).

Скорость подачи комбайна по сопротивляемости руды резанию

$$v_n^k = \frac{N_{уст}}{60 \cdot H_w \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p}, \text{ м/мин}, \quad (3.89)$$

где  $N_{уст}$  – устойчивая мощность двигателя комбайна

$$N_{уст} = (0,7...0,9) \cdot N_y, \text{ кВт},$$

$N_y$  – установленная мощность двигателя комбайна, кВт;

$H_w$  – удельные энергозатраты на разрушение руды

$$H_w = 0,00185 \cdot A_p \cdot (0,77 + 0,008 \cdot R), \text{ кВт} \cdot \text{ч/т},$$

$A_p$  – сопротивляемость руды резанию, кН/м;

$R$  – показатель разрушаемости пласта (залежи), равный для вязких руд

$R = 0,25 \cdot A_p$ , для хрупких  $R = 0,15 \cdot A_p$ , для весьма хрупких  $R = 0,09 \cdot A_p$ .

Скорость подачи комбайна по газовому фактору

$$v_n^g = \frac{0,6 \cdot S \cdot v \cdot d}{q \cdot r \cdot m \cdot \gamma_p \cdot k}, \text{ м/мин}, \quad (3.90)$$

где  $S$  – площадь поперечного сечения рабочего пространства под крепью, равная 4,316 – 14,49 м<sup>2</sup> и принимается по технической характеристики механизированной крепи;

$v$  – максимально-допустимая скорость движения струи воздуха в очистной выработке (лаве), равная 4 м/с;

$d$  – суммарно-допустимая концентрация горючих газов (метана, водорода) в исходящей струе, равная 1%;

$q$  – относительная газообильность пласта (залежи), м<sup>3</sup>/т;

$k$  – коэффициент дегазации пласта (залежи), равный 1 без проведения дегазационных мероприятий в забое.

Скорость подачи комбайна по креплению лавы

$$v_n^{kp} = m \cdot \gamma_p \cdot r \cdot v_{кр} \cdot k_{кр}, \text{ м/мин}, \quad (3.91)$$

где  $v_{кр}$  – скорость передвижения секций крепи

$$v_{кр} = \frac{b_{кр}}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5}, \text{ м/мин},$$

$b_{кр}$  – шаг установки секций крепи, м;

$t_1$  – время на перемещение рабочего от секции к секции и осмотр кровли, (0,06 – 0,08 мин);

$t_2$  – время на зачистку секции крепи перед передвижкой, (0,08 – 0,8 мин) (если  $t_2 > 0,5$  мин, то на зачистку секций необходимо ставить специального рабочего по зачистке);

$t_3$  – время на разгрузку секций крепи, (0,05 – 0,07 мин);

$t_4$  – время на собственно передвижку секции крепи, (0,05 – 0,08 мин);

$t_5$  – время на распор секций (0,05 – 0,07 мин);

$k_{кр}$  – коэффициент учитывающий прочность и обводненность пород почвы, равный 0,6 – 0,8.

Определяем скорость крепления лавы. Скорость подачи комбайна по производительности конвейера

$$v_n^{\text{кон}} = \frac{Q_{\text{кон}}}{r \cdot m \cdot \gamma_p}, \text{ м/мин,} \quad (3.92)$$

где  $Q_{\text{кон}}$  – максимальная производительность конвейера, т/мин.

Наименьшая из рассчитанных скоростей подачи комбайна по формулам (3.89), (3.90), (3.91), (3.92) принимается для дальнейших расчетов. При этом принятая скорость подачи комбайна должна быть не более технически допустимой скорости.

Производительность комплекса

$$Q_{\text{компл}} = k_m \cdot Q_m, \text{ т/мин,} \quad (3.93)$$

где  $k_m$  – коэффициент машинного времени использования с учетом надежности крепи и конвейера, равный 0,43 – 0,68.

Сменная производительность комплексно-механизированного очистного забоя

$$Q_{\text{см}} = T_{\text{см}} \cdot Q_{\text{компл}}, \text{ т/смену,} \quad (3.94)$$

где  $T_{\text{см}}$  – продолжительность смены, мин.

Производительность комплекса за цикл

$$Q_{\text{ц}} = L_l \cdot m \cdot r \cdot \gamma_p, \text{ т/цикл,} \quad (3.95)$$

где  $L_l$  – длина лавы, м.

Количество рабочих циклов в сутки

$$n_{\text{ц}} = \frac{n_p \cdot Q_{\text{см}}}{Q_{\text{ц}}}, \quad (3.96)$$

где  $n_p$  – количество смен по выемке руды, равное 3 смены.

Норма выработки рабочего выраженная в тоннах руды

$$H_p = \frac{Q_{\text{ц}}}{T_n}, \text{ т/смену,} \quad (3.97)$$

где  $T_n$  – норма обслуживания комплекса, равная 5,162 – 8,764 чел-смен.

Промышленный запас руды в выемочном столбе

$$A_{\text{пром}} = L_{\text{см}} \cdot L_l \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т,} \quad (3.98)$$

где  $L_{\text{см}}$  – длина выемочного столба, м.

### 3.3. Доставка и выпуск руды

#### 3.3.1. Доставка руды

**Доставка руды** – это перемещение руды в пределах добычного блока от места ее отбойки до места погрузки ее в транспортные средства на основном горизонте. На долю этого процесса приходится 30 – 50% общих трудовых и материальных затрат на очистную выемку и лишь в отдельных случаях не превышает 10%. Производительностью доставки руды обычно определяется интенсивность очистных работ, а следовательно, и концентрация горных работ. Поэтому от технологии и механизации этого процесса требуются минимизация затрат и высокая производительность. Классификация способов доставки представлена в табл. 3.4.

Доставка руды во многом обуславливает уровень конечных технико-

экономических показателей, степень проявлений горного давления на выработки приемного горизонта, уровень потерь и разубоживания руды особенно при системах разработки с обрушением. Различают доставку *первичную* – от забоя до места погрузки или перепуска и *вторичную* – по аккумулялирующим выработкам. Способ доставки руды тесно связан с системой разработки и выбирается вместе с ней. В основном применяют доставку самотечную и механизированную, в меньшем объеме – взрывную и лишь иногда и в незначительном объеме – гидравлическую.

Таблица 3.4

Классификация способов доставки руды

Способы доставки	Особенность
1 Самотечная: 1.1 Непосредственно по очистному пространству 1.2 По рудоспускам	Руда по очистному пространству падает или скатывается к выработкам, через которые ее выпускают из блока
2 Механизированная: 2.1 Скреперными установками 2.2 Вибрационными конвейерами и питателями 2.3 Самоходным оборудованием	Руда грузится и транспортируется  Самоходное оборудование, которым погружают и транспортируют руду, либо только погружают или только транспортируют
3 Другие виды доставки: 3.1 Взрывная доставка 3.2 Гидравлическая доставка	Взрывом руда отбивается и отбрасывается по очистному пространству к выпускным выработкам  Руду смывают водой. Применяется как вспомогательный способ для зачистки лежащего бока

*Самотечная доставка руды.* Доставку руды под действием собственного веса применяют при отработке крутопадающих залежей крепких руд системами разработки с открытым очистным пространством, с магазинированием руды, наклонными слоями с закладкой выработанного пространства и т.д. Характерной особенностью применения доставки руды под действием собственного веса является устройство в днище блока камер грохочения, через которую пропускают отбитую руду в рудоспуск. Подготовка и нарезка днищ блоков при применении доставки руды под действием собственного веса представлена на рис. 3.27.

К основным достоинствам доставки руды под действием собственного веса относятся: возможность организовать доставку руды при отсутствии машин, высокая производительность доставки руды 200 – 600 т/смену при хорошем

дроблении руды. Недостатки: большой объем нарезных работ, повышенная опасность при выпуске руды, плохая вентиляция камер грохочения.

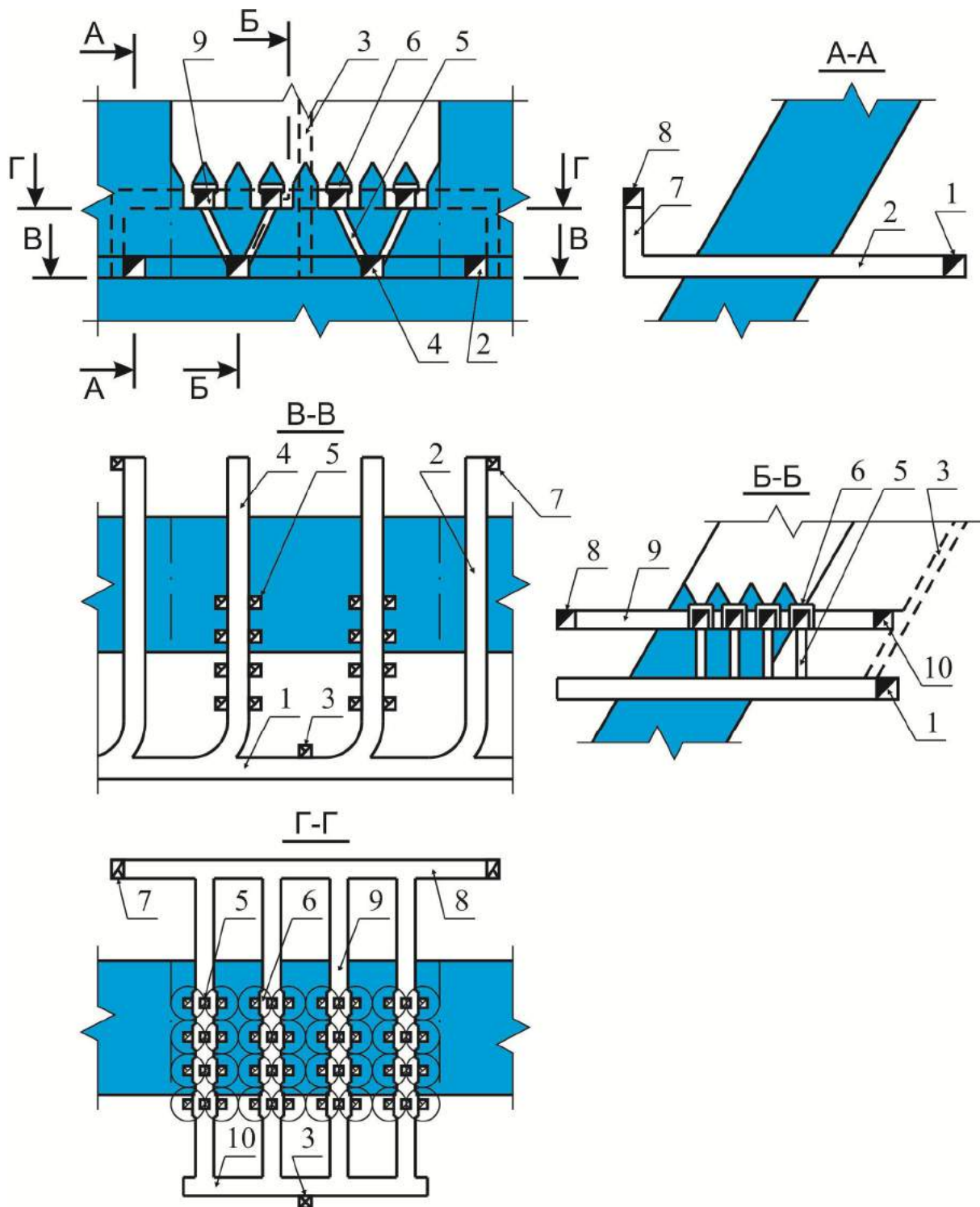


Рис. 3.27. Подготовка и нарезка днища блока при доставке руды под действием собственного веса: 1 – откаточный штрек; 2 – откаточный орт; 3 – вентиляционный восстающий; 4 – погрузочный орт; 5 – рудоспуск; 6 – камера грохочения; 7 – ходовой восстающий; 8 – вентиляционно-ходовой штрек горизонта грохочения; 9 – вентиляционно-ходовой орт горизонта грохочения; 10 – вентиляционно-сборочный штрек горизонта грохочения

*Скреперная доставка руды.* Применяется для доставки руд с любым пределом прочности на расстояние до 35 – 40 м и редко до 80 – 100 м. Она осуществляется при помощи скреперной установки, которая состоит из скреперной лебедки, скрепера, блокча и канатов (грузового и холостого). Сущность скреперной доставки руды состоит в том, что отбитая руда поступает по дучкам на почву выработок доставки (скреперования) и скреперной лебедкой со скрепером доставляется в рудоспуск. Подготовка и нарезка днища блока при применении скреперной доставки руды представлена на рис. 3.28.

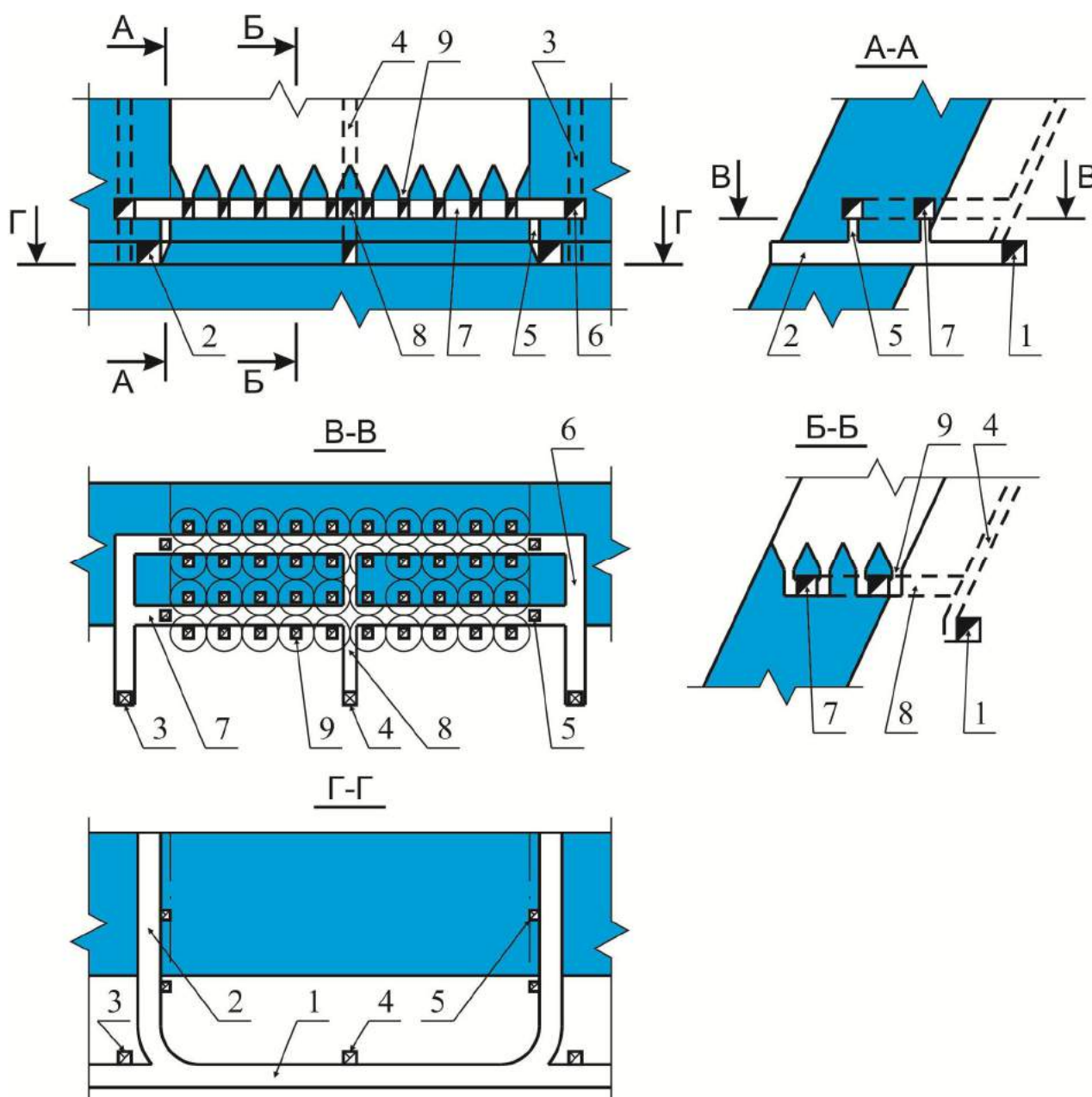


Рис. 3.28. Подготовка и нарезка днища блока при скреперной доставке руды: 1 – откаточный штрек; 2 – откаточный орт; 3 – вентиляционно-ходовой восстающий; 4 – вентиляционный восстающий; 5 – рудоспуск; 6 – вентиляционно-ходовой орт горизонта скреперования; 7 – штрек скреперования; 8 – вентиляционный орт горизонта скреперования; 9 – дучка

Достоинствами скреперной доставки руды являются: возможность применения в разных горно-геологических условиях, простота и невысокая стоимость доставочного оборудования, легкость управления; хорошая вентиляция забоя. Недостатки: низкая производительность труда (120 – 300 т/смену), которая резко уменьшается если увеличивать длину скреперования и при плохом дроблении руды, невозможность автоматизировать процесс доставки руды, большая длина нарезных выработок, опасные условия труда.

Минимальное безопасное расстояние между выпускными отверстиями, обеспечивающее устойчивость выработок днища при выпуске руды, в соответствии с гипотезой Турнера-Шевякова, для разных схем горизонта скреперования составляет

$$a \geq k_1 \cdot l_{\delta} \cdot \sqrt{\frac{k_2 \cdot \sigma_{сж}}{\sigma_{сж} - 0,002 \cdot \gamma \cdot H}}, \text{ м}, \quad (3.99)$$

где  $k_1$  и  $k_2$  – коэффициенты, зависящие от расположения выпускных отверстий, равные  $k_1 = 1, k_2 = 2$ ;  $k_1 = 1,3, k_2 = 2$ ;  $k_1 = 1, k_2 = 1$  при расположении выпускных отверстий соответственно по прямоугольной сетке (рис. 3.29, а), по шахматной сетке (рис. 3.29, б) и при одностороннем расположении (рис. 3.29, в);

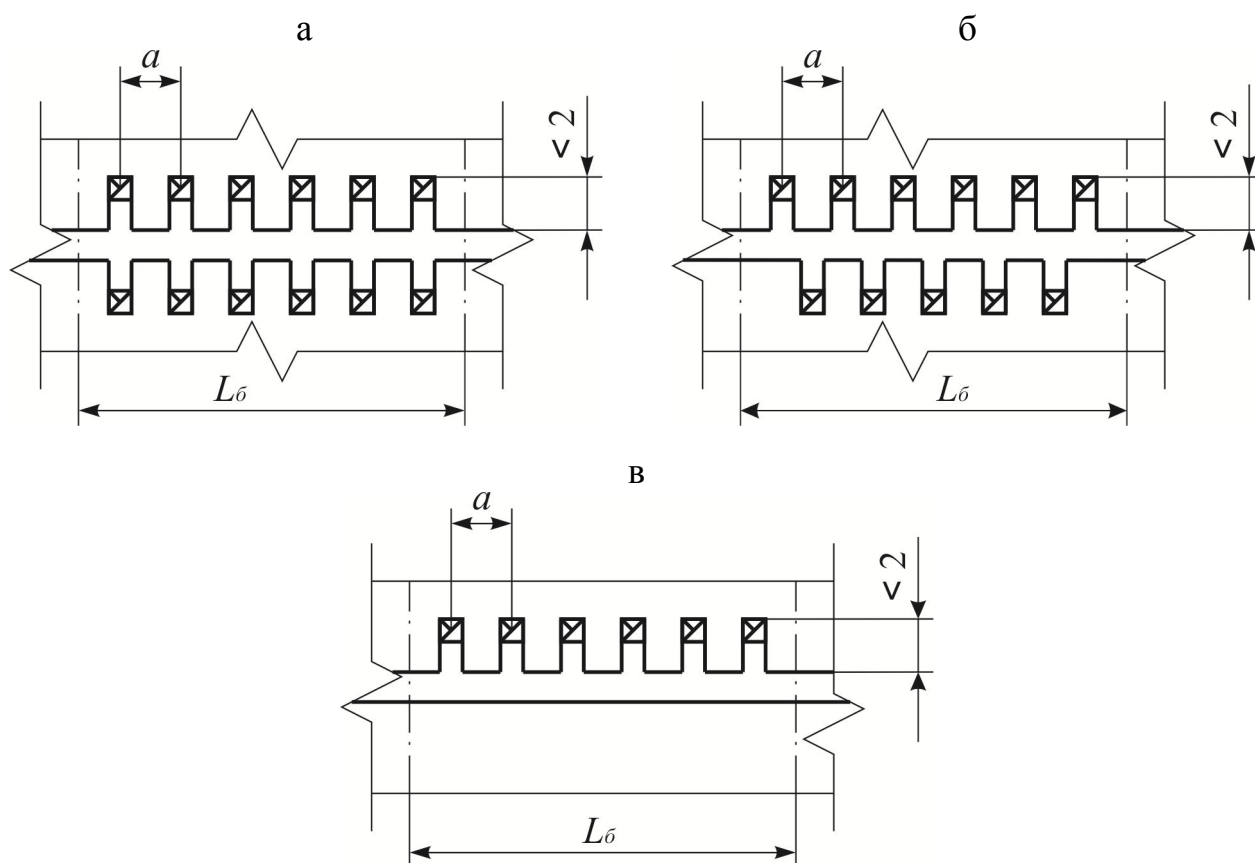


Рис. 3.29. Схемы выработок на горизонте скреперования при донном выпуске руды с двухсторонним по прямоугольной сетке (а), с двухсторонним по шахматной сетке (б) и одностороннем расположением выпускных отверстий (в)

$l_{\delta}$  – длина ниши под дучки принимается  $< 2$  м;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности пород днища на сжатие, МПа;



$\gamma$  – средний удельный вес налегающих пород, кН/м<sup>3</sup>;

$H$  – глубина от поверхности, м.

Количество выпускных отверстий с одной стороны

$$N_o = 1 + \frac{L_o - a}{a}, \text{ шт.} \quad (3.100)$$

Фактическое расстояние между выпускными отверстиями

$$a_\phi = \frac{L_o - a}{N_o - 1}, \text{ м.} \quad (3.101)$$

*Доставка руды вибрационными конвейерами и питателями.* Доставка руды с помощью вибрационных конвейеров и питателей при подземной разработке рудных месторождений в настоящее время широко применяется на многих рудных шахтах. Сущность такой доставки руды состоит в том, что отбитая руда через дучки или траншею поступает на лоток вибрационного конвейера или питателя, с помощью которого грузится в вагонетки или в рудоспуск. Отличительной особенностью доставки руды является перемещение материала непрерывным потоком с постоянной производительностью, не зависящей от длины транспортирования. Подготовка и нарезка днищ блоков при применении доставки руды вибрационными конвейерами и питателями представлена на рис. 3.30.

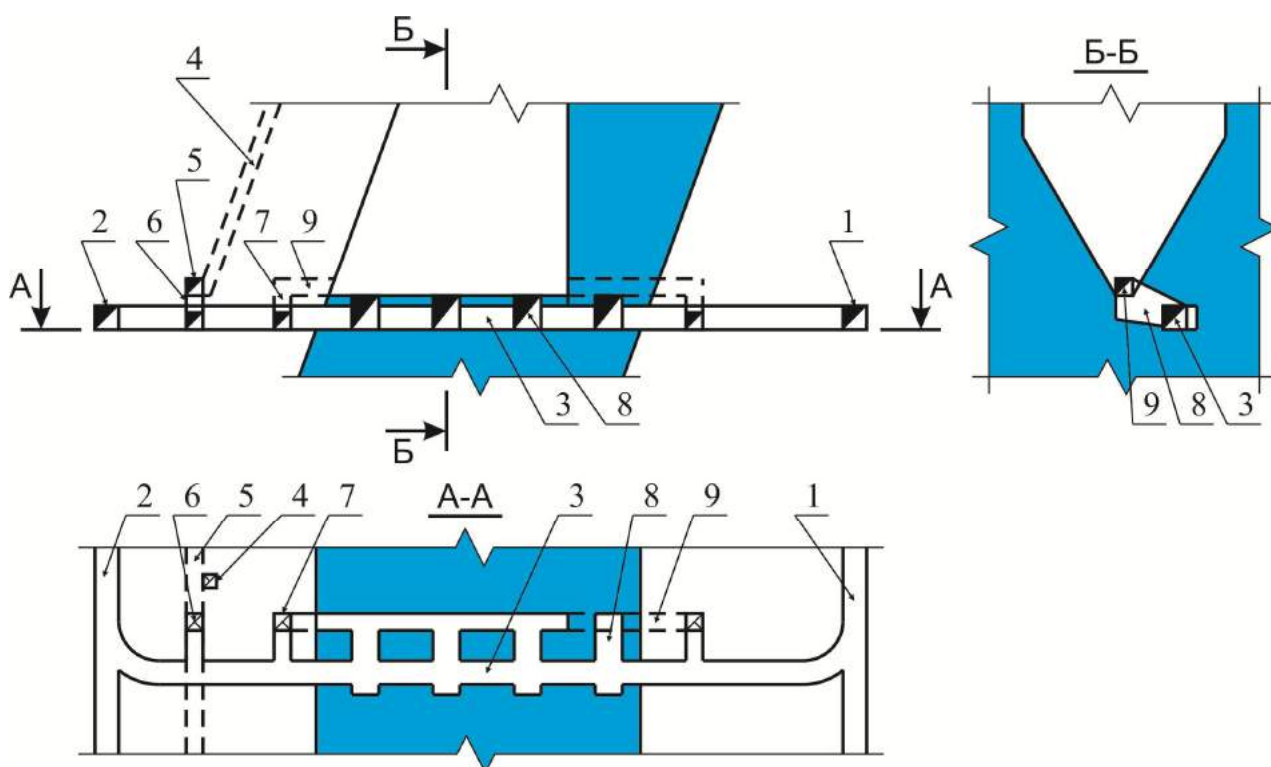


Рис. 3.30. Подготовка и нарезка днища блока при доставке руды вибрационными конвейерами и питателями: 1 – откаточный штрек лежачего бока; 2 – откаточный штрек висячего бока; 3 – откаточный орт; 4 – вентиляционный восстающий; 5 – вентиляционно-сборочный штрек; 6 – вентиляционная сбойка; 7 – вентиляционно-ходовая сбойка; 8 – ниша под вибрационный конвейер или питатель; 9 – подсечной (траншейный) орт

Достоинства: высокая производительность (500 – 1200 т/смену), простота управления, безопасность работ, хорошая вентиляция очистного забоя, небольшой объем нарезных выработок. Недостатки: высокая стоимость вибрационных конвейеров и питателей, сложность монтажа и демонтажа. Поэтому конвейерную доставку экономически целесообразно применять при отработке залежей с большими запасами.

На рис. 3.31 представлено расчетную схему днища блока при доставке руды вибрационными питателями или конвейерами.

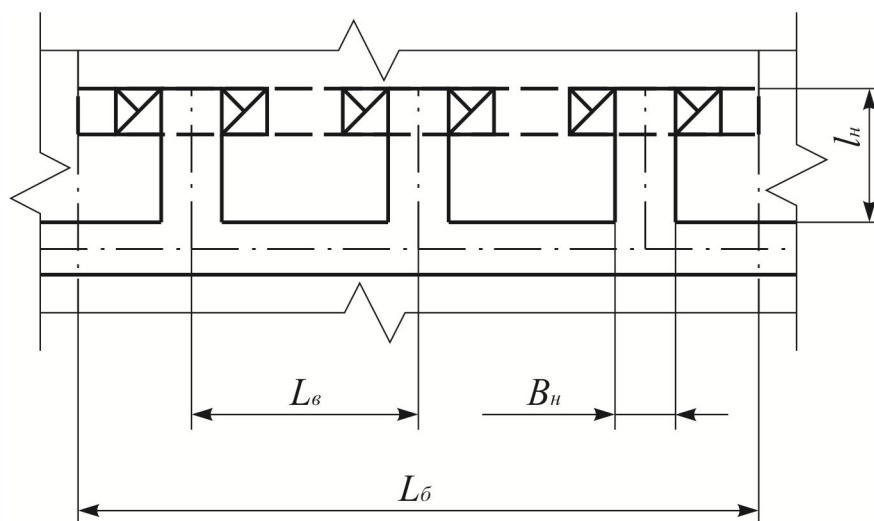


Рис. 3.31. Расчетная схема днища блока при доставке руды вибрационными питателями или конвейерами

Длина ниши под вибрационный питатель или конвейер  $l_n$  равна длине вибрационного питателя или конвейера.

Ширина ниши под вибрационный питатель или конвейер в проходке

$$B_n = b_l + 2 \cdot m + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (3.102)$$

где  $b_l$  – ширина лотка вибрационного питателя или конвейера, м;

$m$  – минимальная ширина для монтажа питателя или конвейера, равная 0,8 м;

$\delta_k$  – ширина бетонного крепления, равная 0,2 – 0,4 м.

Расстояние между центрами ниш

$$L_c = B_n + 2 \cdot \frac{h_o}{\text{tg}\beta}, \text{ м}, \quad (3.103)$$

где  $h_o$  – высота откоса отбитой руды, равная  $h_o = 0,38 \cdot e^{0,055 \cdot \beta}$ , м;

$\beta$  – угол естественного откоса руды, равный согласно СНиП-II-94-80 для пород и несслеживаемой руды  $\beta \geq 60^\circ$  и для слеживаемой руды  $\beta \geq 70^\circ$ .

Количество вибрационных питателей или конвейеров

$$N_c = 1 + \frac{L_b - L_c}{L_c}, \text{ шт.} \quad (3.104)$$

Фактическое расстояние между центрами ниш

$$L_{\phi} = \frac{L_{\delta} - L_{\epsilon}}{N_{\epsilon} - 1}, \text{ м.} \quad (3.105)$$

*Доставка руды самоходным оборудованием.* В настоящее время самоходное погрузочное и доставочное оборудование получает все большее распространение. При добыче руд в основном применяют следующие его виды оборудования: погрузочные машины периодического действия в комплексе с электровозной откаткой, погрузочные машины непрерывного действия в комплексе с автосамосвалами и самоходными вагонами, погрузочно-транспортные машины, погрузочно-доставочные машины в комплексе с автосамосвалами и самоходными вагонами или электровозной откаткой. Сущность доставки руды самоходным оборудованием состоит в том, что отбитая руда через дучки или через траншею поступает на почву выработок доставки (погрузочные заходки или камеры) и из них погрузочными машинами грузится в транспортные средства или доставляется в рудоспуск. Применяется такой вид доставки при хорошо раздробленной рудой с любым пределом прочности. Подготовка и нарезка днищ блоков при применении доставки руды самоходным оборудованием представлена на рис. 3.32.

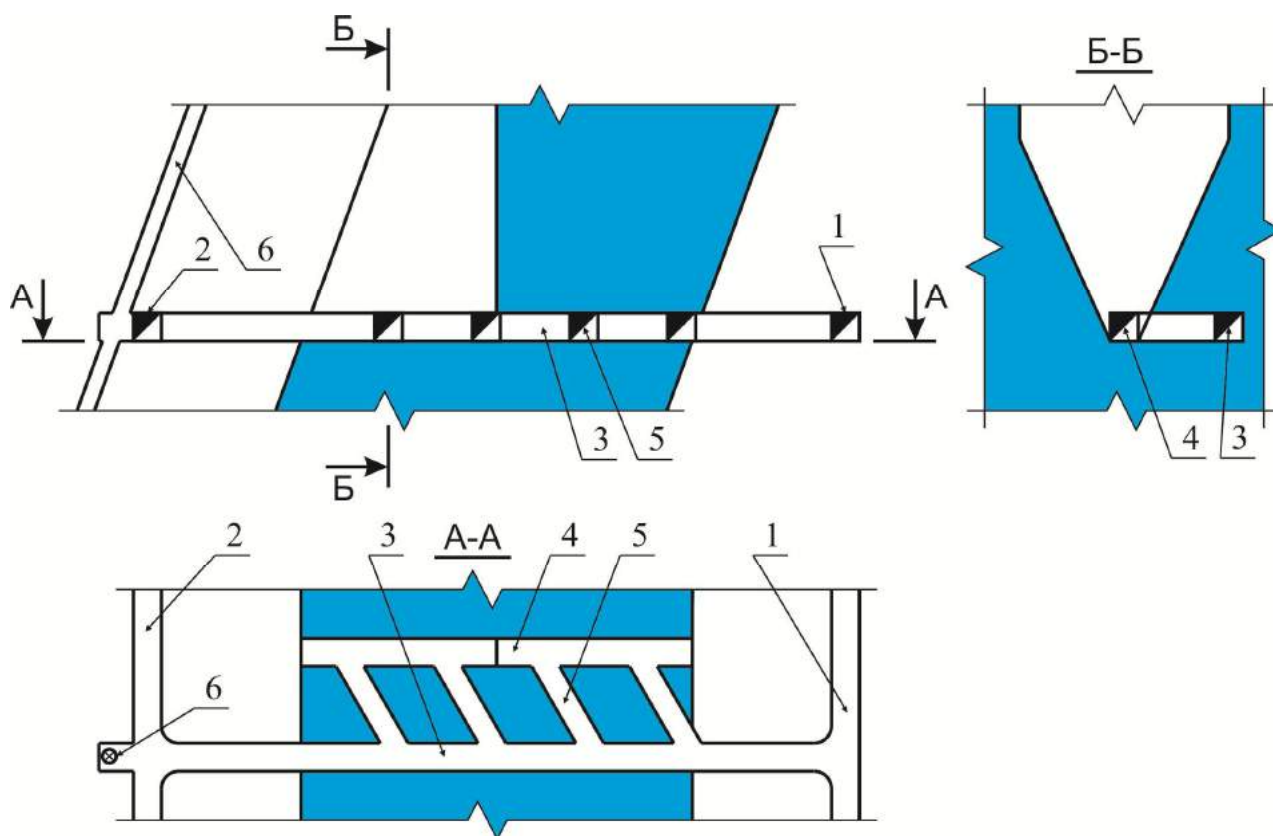


Рис. 3.32. Подготовка и нарезка днища блока при использовании самоходных погрузочно-доставочных машин с погрузкой руды в вагонетки: 1 – откаточный штрек лежачего бока; 2 – откаточный штрек висячего бока; 3 – откаточный орт; 4 – подсечной (траншейный) орт; 5 – погрузочные заходки; 6 – вентиляционный восстающий

Достоинства доставки руды самоходным оборудованием: простота нарезки днища блока, малый объем нарезных работ, хорошая вентиляция, высокая производительность самоходного оборудования при хорошем дроблении руды, высокая оперативность в связи с отсутствием монтажно-демонтажных работ доставочного оборудования. Недостаток: высокая стоимость самоходного оборудования.

На рис. 3.33 представлено расчетную схему днища блока при доставке руды самоходными погрузочно-доставочными машинами.

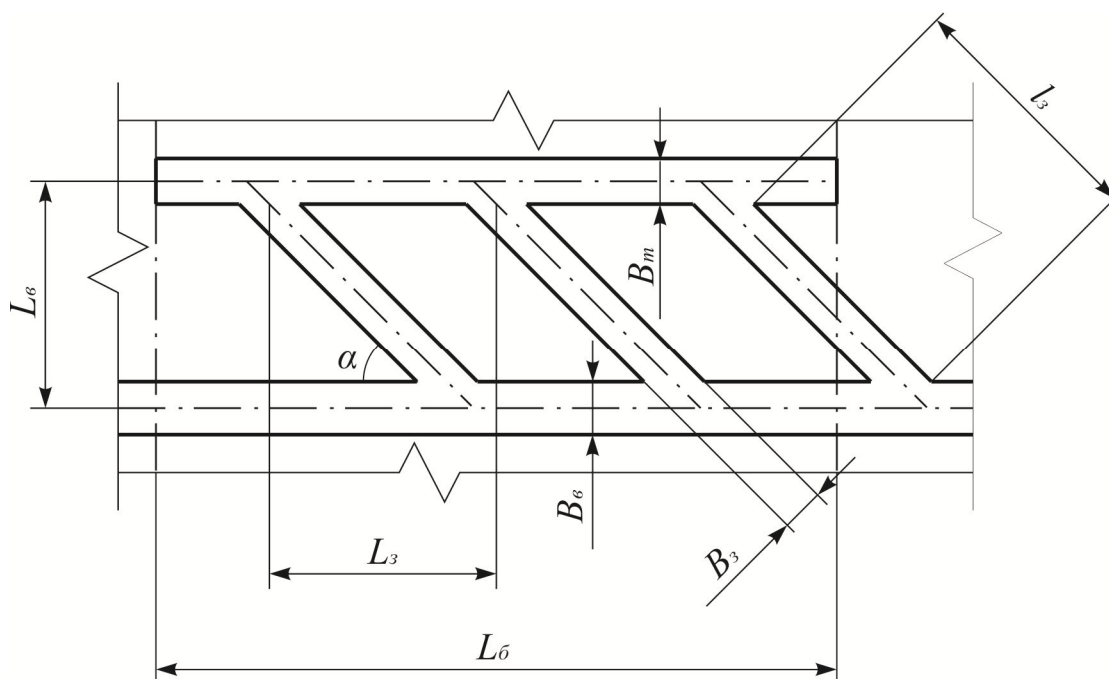


Рис. 3.33. Расчетная схема днища блока при доставке руды самоходными погрузочно-доставочными машинами

Ширина откаточной выработки в проходке, по которой возможно передвижение людей

$$B_6 = a + B_m + b + 2 \cdot \delta_k, \text{ м}, \quad (3.106)$$

где  $a$  – ширина пешеходной дорожки, равная 1,0 и 1,2 м соответственно при наличии приподнятого на 0,3 м над полотном дороги тротуара или оборудовании через каждые 25 м ниш для укрытия пешеходов;

$B_m$  – ширина машины, м;

$b$  – зазор между машиной и стенкой выработки, равный 0,5 м;

$\delta_k$  – толщина крепи откаточной выработки, м.

Ширина погрузочных заездов, а также выработок, где исключается возможность нахождения людей кроме обслуживающего персонала, при скорости движения машины не более 10 км/ч

$$B_3 = B_m + 2 \cdot 0,6, \text{ м}. \quad (3.107)$$

Длина погрузочного заезда

$$l_3 = L_m + \frac{H_m + (0,8 \dots 1,1)}{\operatorname{tg} 45^\circ}, \text{ м}, \quad (3.108)$$

где  $L_m$  – длина машины, м;

$H_m$  – высота машины, м.

Расстояние между центрами откаточной и траншейной выработками

$$L_6 = l_3 \cdot \sin \alpha + 0,5 \cdot (B_6 + B_m), \text{ м}, \quad (3.109)$$

где  $\alpha$  – угол между откаточной выработкой и погрузочным заездом, равный  $45 - 90^\circ$ ;

$B_m$  – ширина в проходке траншейной выработки, м.

Расстояние между центрами погрузочных заездов

$$L_3 = B_3 + 2 \cdot \frac{h_o}{\operatorname{tg} \beta}, \text{ м}. \quad (3.110)$$

Количество погрузочных заездов

$$N_3 = 1 + \frac{L_6 - L_3}{L_3}, \text{ шт.} \quad (3.101)$$

Фактическое расстояние между центрами погрузочных заездов

$$L_\phi = \frac{L_6 - L_3}{N_3 - 1}, \text{ м}. \quad (3.102)$$

*Взрывная доставка руды.* Под взрывной доставкой (предложенной Л.И. Бурцевым и А.В. Будько) принято понимать перемещение взорванной руды по пологой или наклонной почве очистного пространства за счет кинетической энергии, полученной в результате взрывания скважин, которыми отбивают руду. Руда отбрасывается и скатывается к траншеям или воронкам, из которых ее выпускают так же, как и в случае самотечной доставки по очистному пространству. Скважины обычно располагают в слое веером. Бурят их буровой выработки, пройденной у лежащего бока рудного тела. Отбойку ведут послойно. Взрывную доставку применяют главным образом в пологих и наклонных залежах, когда в открытое очистное пространство доступ рабочих запрещен. Мощность залежей в имеющихся практических примерах составляет 6 – 30 м. Дальность взрывной доставки 30 – 50 м при угле наклона  $12 - 30^\circ$  и до 50 – 80 м при  $30 - 45^\circ$ . Подготовка и нарезка днищ блоков при применении взрывной доставки руды представлена на рис. 3.34.

Достоинства при взрывной доставке руды: хорошая вентиляция; по сравнению с самотечной доставкой достоинства ее в том, что выработки для выпуска и последующей механизированной доставки руды необходимы не по всей площади блока, а только в нижней части; малый объем нарезных работ. Недостатки: однорядное взрывание (или увеличенное замедление при двухрядном), что ухудшает дробление руды и усложняет организацию работ; повышенный удельный расход ВВ; необходимость механизированной доставки руды по очистному пространству.

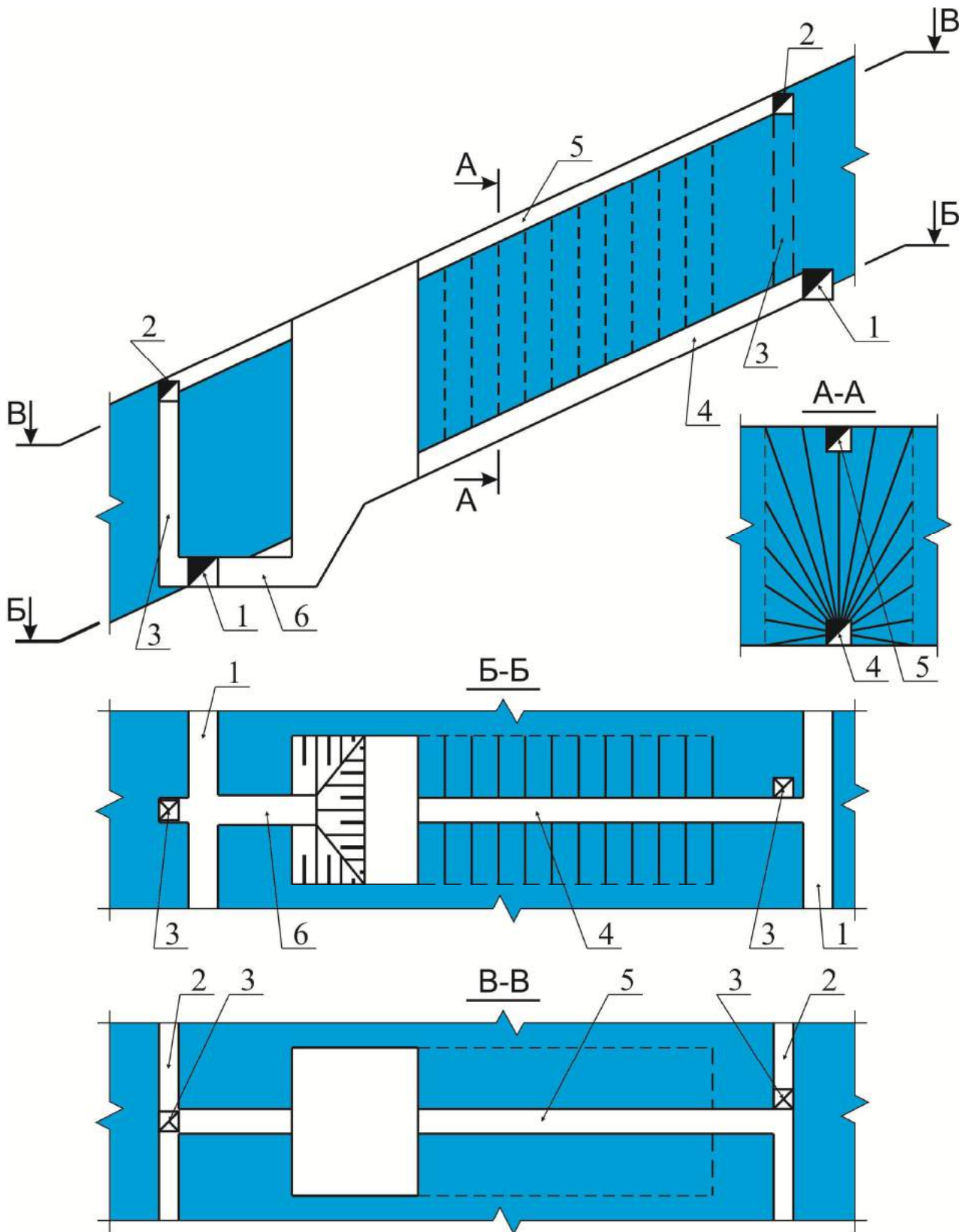


Рис. 3.34. Подготовка и нарезка днищ блоков при взрывной доставке руды:  
1 – панельный откаточный штрек; 2 – панельный вентиляционный штрек;  
3 – вентиляционный восстающий; 4 – буровой штрек; 5 – вентиляционный штрек;  
6 – погрузочная заходка

*Гидравлическая доставка руды.* Гидравлическую доставку руды применяют в основном в наклонных залежах, в частности в жилах мощностью 0,7 – 1,2 м при сплошном забое. Чаще всего используют ее для зачистки небольших объемов рудной мелочи, оставшейся на лежащем боку после самотечной или, реже, механизированной и взрывной доставки. Куски руды перемещаются за счет энергии напорной струи, выходящей под давлением из насадки монитора. Расход воды при таком виде доставки руды составляет 15 – 30 м<sup>3</sup>/ч. Пульпа стекает в люки, где рудная мелочь остается и затем грузится в вагонетки.

### 3.3.2. Выпуск руды

**Выпуск руды** – это последовательное извлечение отбитой руды из очистного пространства или аккумулялирующей емкости под действием силы тяжести. При системах разработки с подэтажным или этажным обрушением, а также при подэтажно-камерных и этажно-камерных системах при отработке потолочин и междукамерных целиков обрушенную руду из блоков (панелей) выпускают под налегающими пустыми породами, которые движутся вслед за рудой. Отбитую руду выпускают при наличии верхнего и бокового контактов с обрушенными пустыми породами. Выпуск руды из очистного пространства осуществляется на горизонт, расположенный в нижней части выемочного участка, через специальные выработки небольшой площади (выпускные восстающие или дучки). Выпуск сопровождается повышенными потерями и разубоживанием руды. Объем чистой руды, извлекаемой из выпускного отверстия равен эллипсоиду выпуска над ним, и зависит от радиуса выпускного отверстия, высоты эллипсоида выпуска и его эксцентриситета. При этом значительное влияние оказывают гранулометрический состав и влажность выпускаемой руды. Вопросами выпуска руды из блоков занимались Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, В.В. Куликов, И.К. Кунин, Н.И. Дубинин и др.

Согласно классической теории выпуска, которая основывается на том, что истечение сыпучих тел и обрушенной руды через отверстия, происходит из объемов, напоминающих по форме эллипсоид вращения, получившего название эллипсоида выпуска. Главное свойство этих эллипсоидов заключается в том, что частицы руды, лежащие на его поверхности, приходят к плоскости выпускного отверстия одновременно.

В соответствии с методикой, основанной на трудах Г.М. Малахова и В.К. Мартынова, основные параметры эллипсоида выпуска определяют согласно расчетной схемы, представленной на рис. 3.35.

Объем эллипсоида выпуска

$$Q = 0,524h \cdot \left( \frac{h}{tg\beta} + d \right)^2, \text{ м}^3, \quad (3.103)$$

где  $h$  – высота эллипсоида выпуска, м;

$tg\beta$  – тангенс среднего угла движения руды, равный 7,1 – 7,3 – для мелкой руды, 3,3 – 3,4 – для крупной руды;

$d$  – диаметр выпускного отверстия, м.

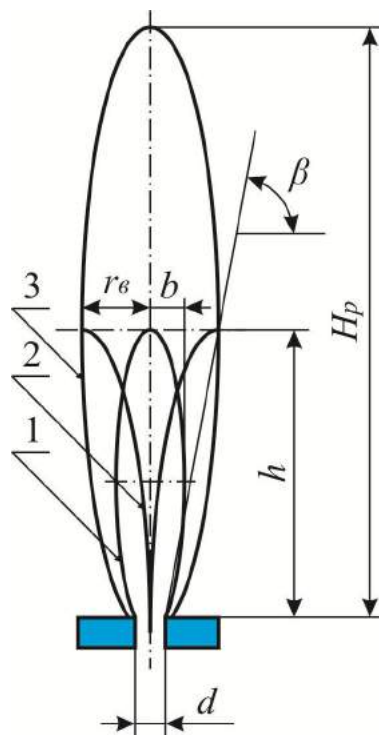


Рис. 3.35. Выпуск руды из одиночного отверстия: 1 – эллипсоид выпуска чистой руды; 2 – воронка выпуска; 3 – эллипсоид разрыхления

Большая полуось эллипсоида выпуска

$$a \approx \frac{h}{2}, \text{ м.} \quad (3.104)$$

Малая полуось эллипсоида выпуска

$$b = 0,5 \cdot \left( \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + d \right), \text{ м.} \quad (3.105)$$

В процессе выпуска поверхность контакта руды с породами принимает форму воронки. Радиус воронки при выпуске чистой руды до начала разубоживания

$$r_e = \frac{h}{\operatorname{tg}\beta} + 0,5d, \text{ м.} \quad (3.106)$$

При выпуске руды над отверстием образуется зона разрыхления, которая имеет форму эллипсоида, высотой  $H_p$  в пределах которой частички начинают сдвигаться (рис. 3.35). Во время выпуска руды из одиночного отверстия (дучки) объем чистой руды из слоя высотой  $h$ , равен объему эллипсоида выпуска высотой  $h$ . В дальнейшем эллипсоиды выпуска и разрыхления увеличиваются и к руде примешиваются налегающие пустые породы в объеме равном части эллипсоида выпуска выше поверхности контакта.

Для практических целей и упрощения расчетов обрушенную руду делят на два условных типа: мелкокусковатую и крупнокусковатую (кусковатую). Параметры эллипсоида выпуска можно определить по эмпирическим формулам, которые дают незначительную погрешность:



– объем эллипсоида выпуска

$$Q = \left( \frac{h}{K_1} + K_2 \cdot d \right)^3, \text{ м}^3; \quad (3.107)$$

– высота эллипсоида выпуска

$$h = K_1 \cdot \left( \sqrt[3]{Q} - d \right), \text{ м}; \quad (3.108)$$

– малая полуось эллипсоида выпуска

$$b = K_3 \cdot h + 0,5 \cdot d, \text{ м}, \quad (3.109)$$

где  $K_1, K_2$  и  $K_3$  – эмпирические коэффициенты зависящие от типа руды

Тип руды	$K_1$	$K_2$	$K_3$
мелкокусковатая	4,62	1	0,07
кусковатая	2,73	0,25	0,1515

При выпуске руды из блоков (панелей) с вертикальными боковыми стенками руда выпускается из дучек расположенных друг от друга на небольшом расстоянии по площади блока. При последовательном выпуске руды из дучек равными дозами (равномерно последовательный порядок) ее контакт с налегающими обрушенными породами при выпуске перемещается практически в горизонтальном положении, что приводит к наилучшим показателям извлечения руды. Контакт руды с налегающими породами при таком выпуске будет перемещаться в горизонтальном положении только до определенной критической высоты, ниже которой выпускные отверстия действуют обособленно (рис. 3.36). Поверхность контакта будет прогибаться над каждой дучкой, приобретая форму воронки. Критическая высота равна высоте касающихся друг друга эллипсоидов выпуска смежных отверстий. Малая полуось эллипсоида критической высоты

$$b = \frac{S}{2}, \text{ м}, \quad (3.110)$$

где  $S$  – расстояние между выпускными отверстиями, м.

На величину критической высоты влияют сыпучие и физико-механические свойства руды, расстояние между выпускными отверстиями и их диаметр. Критическая высота

$$h_{кр} = tg\beta(S - d), \text{ м}. \quad (3.111)$$

Извлечение чистой руды до начала разубоживания из обрушенной части блока (панели), приходящиеся на одно выпускное отверстие при равномерно-последовательном выпуске

$$U_u = 1 - \frac{h_{кр} \cdot \left( 0,476 - 0,393 \cdot \frac{d^2}{S^2} \right)}{h}, \text{ д.е.} \quad (3.112)$$

При дальнейшем выпуске начинается процесс разубоживания руды, т.е. попадание в руду пустых пород. В зависимости от того откуда попадает порода различают верхнее и боковое разубоживание. Верхнее разубоживание возрастает интенсивнее и по величине значительно превышает боковое. Поэтому верх-

нее разубоживание начинается с высоты слоя руды

$$h_p \approx 0,75 \cdot h_{кр}, \text{ м.} \quad (3.113)$$

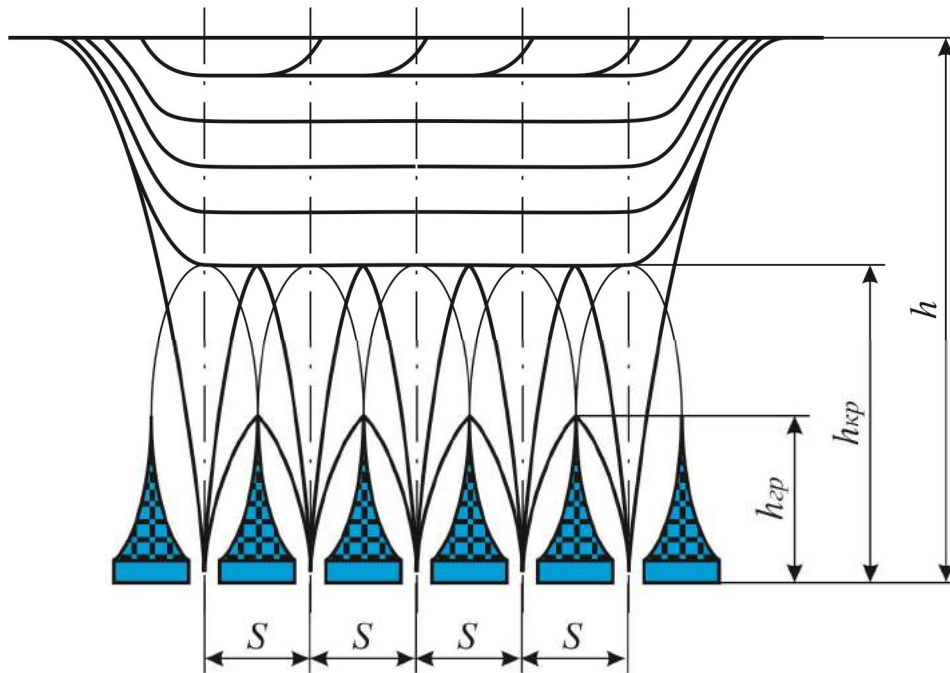


Рис. 3.36. Выпуск руды из сближенных выпускных отверстий

Изменение верхнего разубоживания в дозах выпуска при исследовании динамики этого процесса

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p.m.i}} \cdot \left( 1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2} \right), \text{ д.е.}, \quad (3.114)$$

где  $\gamma_n$  – объемный вес разубоживающих пород в разрыхленном состоянии, т/м<sup>3</sup>, определяется как отношение объемного веса пород к коэффициенту разрыхления;

$\gamma_{p.m.i}$  – объемный вес рудной массы в дозе выпуска

$$\gamma_{p.m.i} = \gamma_n \cdot R_{\sigma_i} + \gamma_p \cdot (1 - R_{\sigma_i}), \text{ т/м}^3, \quad (3.115)$$

$\gamma_p$  – объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м<sup>3</sup>, определяется как отношение объемного веса руды к коэффициенту разрыхления;

$R_{\sigma_i}$  – разубоживание по объему

$$R_{\sigma_i} = 1 - \frac{3 \cdot h_p^2}{h_n^2 + h_n \cdot h_{n+1} + h_{n+1}^2}, \text{ д.е.};$$

$h_n, h_{n+1}$  – высоты эллипсоидов выпуска, которые соответствуют объемам  $Q_n$  и  $Q_{n+1}$ , м, определяются по формуле (3.108).

Боковое разубоживание в дозе выпуска

$$R_{\sigma_i} = \frac{\gamma_n}{\gamma_{p.m.i}} \cdot 0,25 \cdot n_k \cdot \left( \frac{b_1^3}{b_2^3} - 3 \cdot \frac{b_1}{b_2} + 2 \right), \text{ д.е.}, \quad (3.116)$$

где  $b_1$  – малая полуось эллипсоида чистой руды, м;

$b_2$  – малая полуось эллипсоида для данной дозы, м;

$n_k$  – количество боковых поверхностей контакта руды с породами.

Боковое разубоживание в какой-либо дозе ( $Q_n, Q_{n+1}$ )

$$R_{\delta} = \frac{R_{\delta_{n+1}} - R_{\delta_n} \cdot \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}{1 - \frac{Q_n}{Q_{n+1}}}, \text{ д.е.}, \quad (3.117)$$

где  $R_{\delta_n}$  и  $R_{\delta_{n+1}}$  – боковое разубоживание в начале и в конце дозы выпуска, д.е., определяется по формуле (3.116);

$Q_n$  и  $Q_{n+1}$  – объемы эллипсоидов выпуска в начале и в конце дозы выпуска, м<sup>3</sup>.

Суммарное разубоживание

$$R_{\text{сум}} = R_g + R_{\delta}, \text{ д.е.} \quad (3.118)$$

Среднее разубоживание рудной массы с учетом извлечения чистой руды

$$R_{c_i} = \frac{100 \cdot \sum_1^i D_i}{T_{o_i}}, \%, \quad (3.120)$$

где  $T_{o_i}$  – вес расчетной дозы выпуска

$$T_{o_i} = Q_i \cdot \gamma_{p.m.i}, \text{ т}; \quad (3.121)$$

$Q_i$  – объем расчетной дозы выпуска, м<sup>3</sup>;

$D_i$  – вес породы в расчетной дозе выпуска

$$D_i = T_{o_i} \cdot R_{o_i}, \text{ т}; \quad (3.122)$$

$R_{o_i}$  – разубоживание в расчетной дозе выпуска, д.е.;

$T_{o_i}$  – вес рудной массы в дозах выпуска до начала разубоживания

$$T_{o_i} = U_c + \sum_1^i T_{o_i}, \text{ т}. \quad (3.123)$$

*Диаграмма выпуска, определение показателей извлечения.* Для решения технологических задач необходима построение диаграммы выпуска отбитой руды из блока (панели), в которой отображается динамика изменения показателей извлечения руды. Расчет и построение диаграммы, представленной на рис. 3.37, выполняют на запас руды, который приходится на одно выпускное отверстие (дучку), поскольку полученные результаты будут характерны для всего блока (панели).

Диаграмму выпуска строят в координатах: ось ординат – содержание металла в руде и разубоживание. Ось абсцисс – количество выпущенной рудной массы и извлечение рудной массы в процентах от запаса руды.

Порядок расчета и построения диаграммы выпуска:

1. При принятых параметрах системы разработки определяют: запас руды  $T$ , приходящийся на одно выпускное отверстие (дучку) по формуле (3.124), критическую высоту  $h_{кр}$  по формуле (3.111) и расчетную высоту слоя руды  $h_p$  по формуле (3.113).

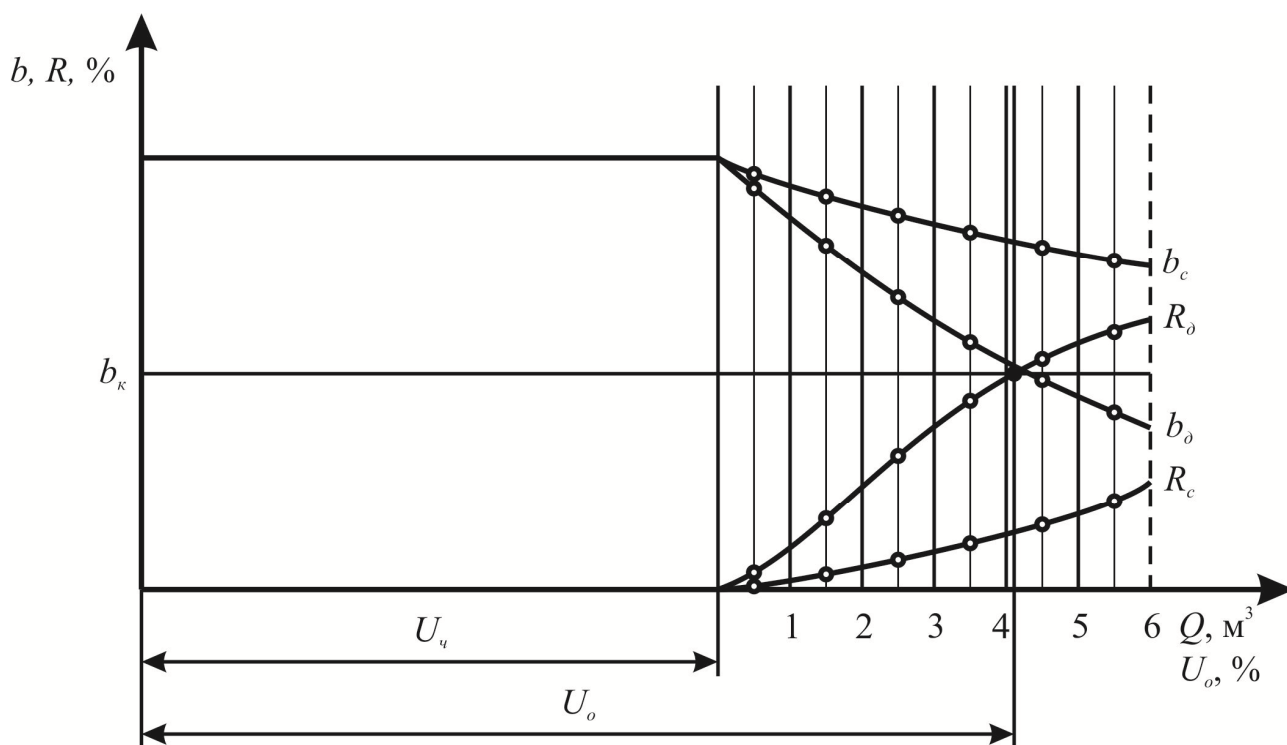


Рис. 3.37. Диаграмма выпуска руды: 1, 2, ... , 6 – расчетные дозы выпуска разубоженной руды

Запас руды приходящийся на одно выпускное отверстие (дучку)

$$T = h \cdot S^2 \cdot \gamma_p = \frac{h \cdot M \cdot S \cdot \gamma_p}{2}, \text{ т}, \quad (3.124)$$

где  $h$  – высота слоя отбитой руды или подэтажа, м;

$M$  – расстояние между приемными выработками, м.

2. Определяют извлечение чистой руды до начала разубоживания по формуле (3.112). Извлекаемый объем чистой руды

$$Q_q = U_q \cdot h \cdot S^2, \text{ м}^3. \quad (3.125)$$

3. Определяют объем эллипсоида выпуска для расчетной высоты  $h_p$  по формуле (3.103) или (3.107).

4. Принимают условные расчетные дозы выпуска руды ( $40 - 100 \text{ м}^3$ ), принимая 5 – 8 доз. Для каждой дозы выпуска определяют объем выпущенной рудной массы

$$Q_i = Q_p + \sum Q_i, \text{ м}^3. \quad (3.126)$$

Например, объем четвертой дозы составит  $Q_4 = Q_p + Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ м}^3$ .

5. Для каждой дозы  $Q_i$  определяют соответствующую высоту эллипсоидов по формуле (3.108).

6. Величину разубоживания в дозах выпуска  $R_{oi}$  определяют по формуле (3.114).

7. Для каждой дозы определяют содержание металла в добытой рудной массе

$$b_i = a - (a - c) \cdot R_{oi}, \text{ \%}, \quad (3.127)$$

где  $a$  – содержание металла в чистой руде (массиве), %;  
 $c$  – содержание металла в разубоживающих породах, %.

8. По результатам расчета выполняют построение диаграммы выпуска изменения разубоживания  $R_{di}$  и качества рудной массы  $b_{di}$  в дозах выпуска (рис. 3.37). При построении графиков значения  $R$  и  $b$  откладывают по середине расчетной дозы выпуска.

9. По формуле (3.120) определяют среднее разубоживание рудной массы с учетом извлечения чистой руды  $R_{ci}$  и среднее качество добытой рудной массы  $b_{ci}$  по формуле (3.127), подставляя вместо  $R_{di}$  значение  $R_{ci}$ . Полученные результаты расчетов наносят на диаграмму.

10. По принятому нижнему (бортовому) содержанию металла в дозе выпуска, по которому принимают границу кондиции или нормативное среднее разубоживание, определяют конечные показатели: видимое извлечение рудной массы  $U_o$ , среднее разубоживание рудной массы  $R_c$ , среднее содержание металла в рудной массе  $b_c$  (прямая проведенная через точку пересечения графика  $R_d$  с прямой  $b_k$ ).

11. Определяют извлечение и потери руды из обрушенной части блока (панели)

$$U = U_o \cdot (1 - R_c), \% \quad (3.128)$$

$$P = 100 - U, \% \quad (3.129)$$

### 3.4. Вторичное дробление и ликвидация завесаний руды

При наличии в рудной массе негабаритных кусков их разбивают в процессе ее доставки по выработкам выемочного блока, т. е. осуществляют вторичное дробление руды (сюда не относят дробление руды вне очистного блока в общешахтных дробильных установках).

Вторичное дробление применяют главным образом при взрывной отбойке. Выход негабарита в процентах к общему количеству рудной массы изменяется от 0 до 10 – 25 % (большие значения относятся к крепкой руде, значительной мощности залежи, отбойке скважинами и тем более сосредоточенными зарядами и к относительно малому кондиционному размеру кусков). Причем влияние мощности залежи существенно сказывается в пределах до 5 м при отбойке шпурами, до 10 – 12 м при отбойке скважинами и до 20 – 30 м при отбойке минными зарядами. Разрушают негабариты преимущественно взрывным способом, местами работ могут быть: очистное пространство, если доступ в него безопасен, выработки для доставки руды, выпущенной из очистного пространства (рис. 3.38), специальные выработки для вторичного дробления.

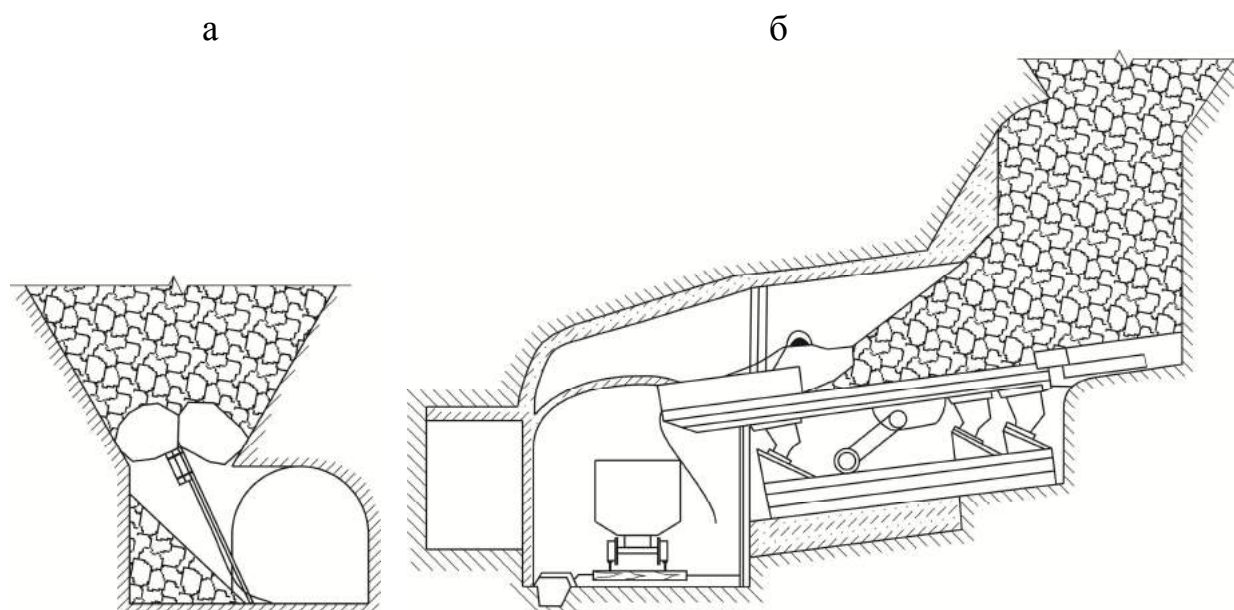


Рис. 3.38. Взрывание в выпускных выработках: а – ликвидация зависания руды фугасным зарядом; б – дробление негабарита на вибропитателе накладным зарядом

Крупные куски, лежащие в выработке, дробят накладными или помещаемыми в неглубокие (около 10 см) шпуры зарядами. Есть не особенно крепкие, но настолько вязкие руды, что куски их плохо разрушаются накладными зарядами, поэтому приходится бурить шпуры. Обычно крупные куски откладывают в сторону с помощью погрузочно-доставочного оборудования, а затем, когда все свободное место уже занято ими или когда заканчивается рабочая смена, разрушают сразу все куски серией зарядов, соединенных детонирующим шнуром. Удельный расход ВВ на дробление негабарита накладными зарядами составляет  $1,5 - 2 \text{ кг/м}^3$ , шпуровыми зарядами –  $0,4 - 0,8 \text{ кг/м}^3$ . Большой расход ВВ вызывает длительную загазованность выработок и значительный разлет осколков. При выпуске руды негабаритные куски чаще всего застревают в горловинах выпускных выработок. Зависания образуются также и при сравнительно мелкой руде, когда куски расклиниваются. Ликвидацию зависаний осуществляют фугасными зарядами массой 2 – 10 кг и более (по особому разрешению), установленными на шестах (рис. 3.38, а). Удельный расход ВВ –  $20 - 30 \text{ кг/м}^3$  разбиваемого куска. Большие заряды требуют длительного проветривания и разрушают выработки. Для ликвидации высоких зависаний, особенно в рудоспусках, могут применяться стреляющие системы, доставляющие заряды ВВ к зависшей руде.

### 3.5. Поддержание очистного пространства

*Поддержание очистного пространства* – комплекс рабочих процессов направленных на предупреждение проявлений горного давления в очистных выработках с целью обеспечения безопасных условий труда. Управление горным давлением в очистных выработках при подземной разработке рудных месторождений сводится к поддержанию очистного пространства. При очистной выемке руды способы поддержания очистного пространства делятся на три класса, представленные в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Способы поддержания очистного пространства

Класс	Поддержание очистного пространства	Способ поддержания очистного пространства
I	Естественное	Рудными целиками
		Породными целиками
II	Искусственное	Магазинированием руды
		Крепью
		Закладкой
III	Обрушением	Обрушение вмещающих пород
		Обрушение руды и вмещающих пород

*Естественное поддержание очистного пространства* осуществляется за счет естественной устойчивости налегающих пород, рудных или породных целиков. Горное давление при этом регулируется за счет определения параметров очистного пространства (камеры), расположения и размеров целиков.

Поддержание целиками. Применяется при выемке руд небольшой ценности с устойчивыми породами, так как потери руды в целиках неизбежны, а массив должен быть устойчив с опорными столбами или лентами. Целики рассчитываются на прочность под давлением толщи пород до поверхности или под давлением пород из свода.

Поддержание рудными целиками применяется как самостоятельный способ поддержания, так и в комбинации с другими искусственными способами. Рудные целики оставляют навсегда либо только на время отработки выемочного участка.

В зависимости от назначения и расположения рудные целики делятся на:

- охранные, оставляемые для охраны от обрушения стволов и сооружений;
- междуэтажные, оставляемые над и под выработками основного горизонта разрабатываемых этажей;
- междуканнерные, оставляемые на границе между двумя соседними блоками;
- внутризбойные, оставляемые внутри очистного пространства камеры или выемочного участка.

Междуэтажные целики оставляют обычно временно на период отработки этажа или его части для поддержания очистного пространства и подготовительных выработок (рис. 3.39). Междуэтажный целик состоит из потолочины (подштрековый целик) и днища (надштрековый целик) вышележащего этажа. Потолочина бывает сплошной, а днище изрезано рудоприемными воронками и рудоспусками.

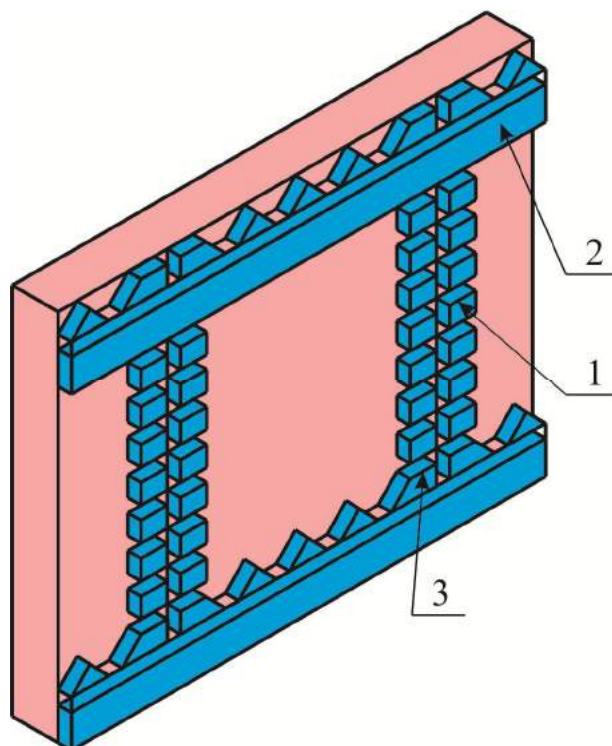


Рис. 3.39. Поддержание очистного пространства междуэтажными и междукамерными целиками: 1 – междукамерный целик; 2 – подштрековый целик; 3 – надштрековый целик

Различают рудные целики постоянные, которые не извлекаются, и временные, обрабатываемые с опозданием т.е. во вторую стадию. По форме целики подразделяются на ленточные и опорные (рис. 3.40). В сечении опорные целики бывают круглыми или квадратными, иногда прямоугольными, ромбическими или эллиптическими. Опорные целики оставляются при пологом и наклонном залегании. При крутом падении целики имеют форму лент.



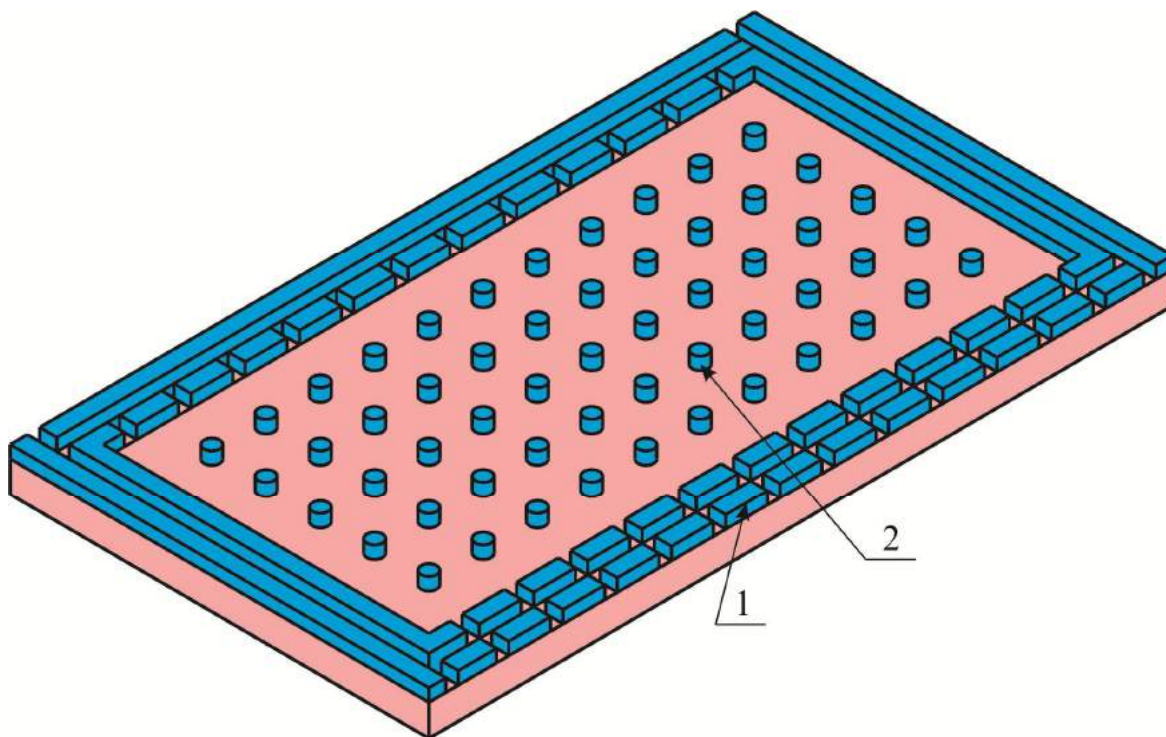


Рис. 3.40. Поддержание очистного пространства рудными целиками: 1 – ленточный целик; 2 – опорный целик

Поддержание породными целиками применяется при сплошных системах разработки путем оставления породных целиков при очистной выемки руды (рис. 3.41).

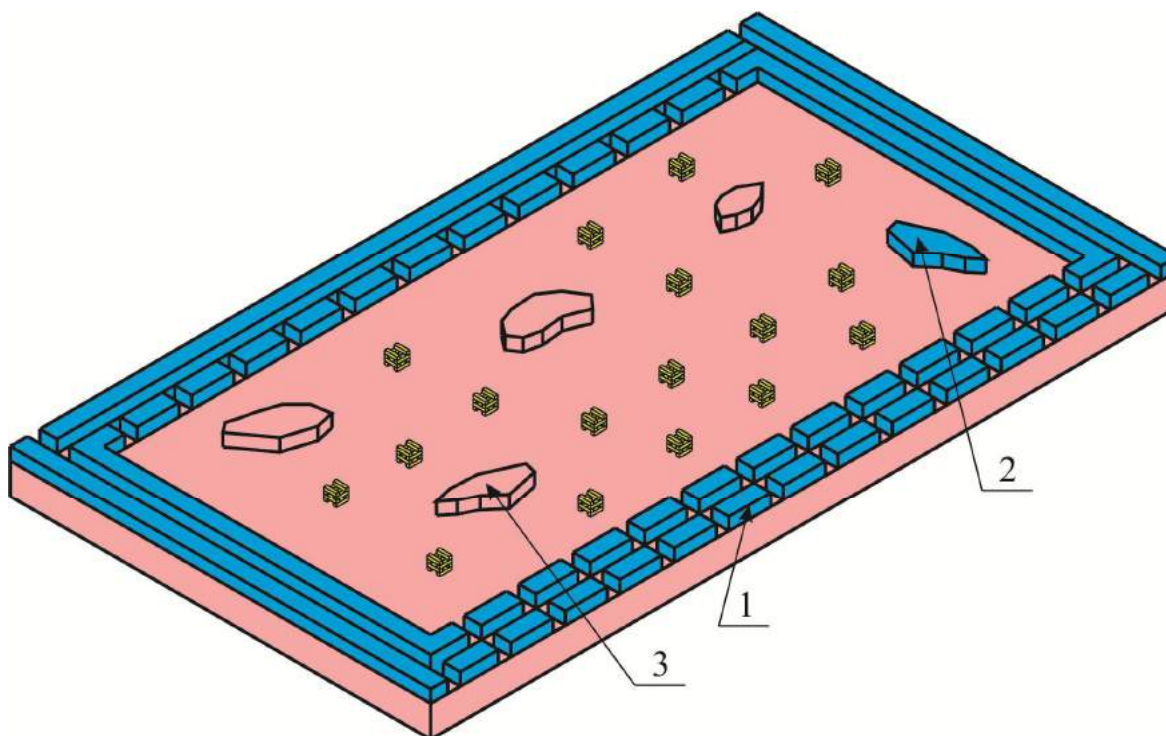


Рис. 3.41. Поддержание очистного пространства породными целиками: 1 – ленточный целик; 2 – опорный рудный целик; 3 – опорный породный целик

*Искусственное поддержание очистного пространства* осуществляется с помощью магазинирования руды, крепления или закладки очистного пространства. Искусственное поддержание наиболее трудоемкий и дорогостоящий технологический процесс поддержания очистного пространства. Этот способ поддержания целесообразен тогда, когда другие способы не обеспечивают достаточно полной выемки руд или технически неприемлемы.

*Поддержание магазинированием. Магазинирование* – это временное накопление отбитой рудной массы в очистном пространстве (рис. 3.42). Поддержание боков очистного пространства происходит за счет самораспора отбитой руды под действием массы сыпучего материала. Ограничивающий фактор применения магазинирования является склонность руды к слеживанию и самовозгоранию.

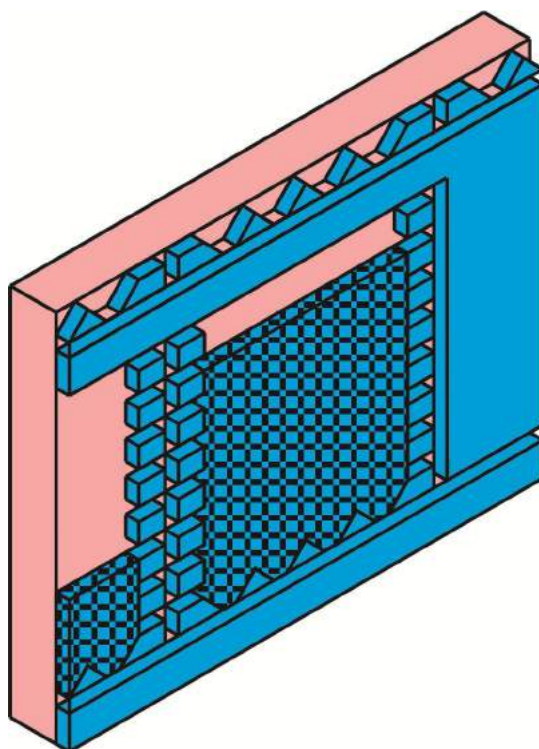


Рис. 3.42. Поддержание очистного пространства магазинированием руды

*Поддержание крепью* в чистом виде применяется при отработке маломощных залежей. При разработке залежей больше средней мощности и необходимости поддержания очистного пространства после выемки руды ее применяют с закладкой. Поддерживают крепью лишь рабочее пространство у забоя.

Виды крепи:

- распорная – стойки или расстрелы, вбитые кувалдой между висячем и лежащим боками или между кровлей и почвой (рис. 3.43);
- костровая – в виде колодезного сруба с заполнением его кусками породы или без заполнения;
- рамная – стойки, верхняк, частичная верхняя и боковая затяжка досками, иногда лежень – при пучении почвы (рис. 2.24);

- станковая – распор расстрелами и стойками одновременно по всем трем направлениям (рис. 3.44);
- анкерная – металлические арматуры (стержни), укрепленные в шпурах механическим распором или твердеющим раствором (рис. 2.26).

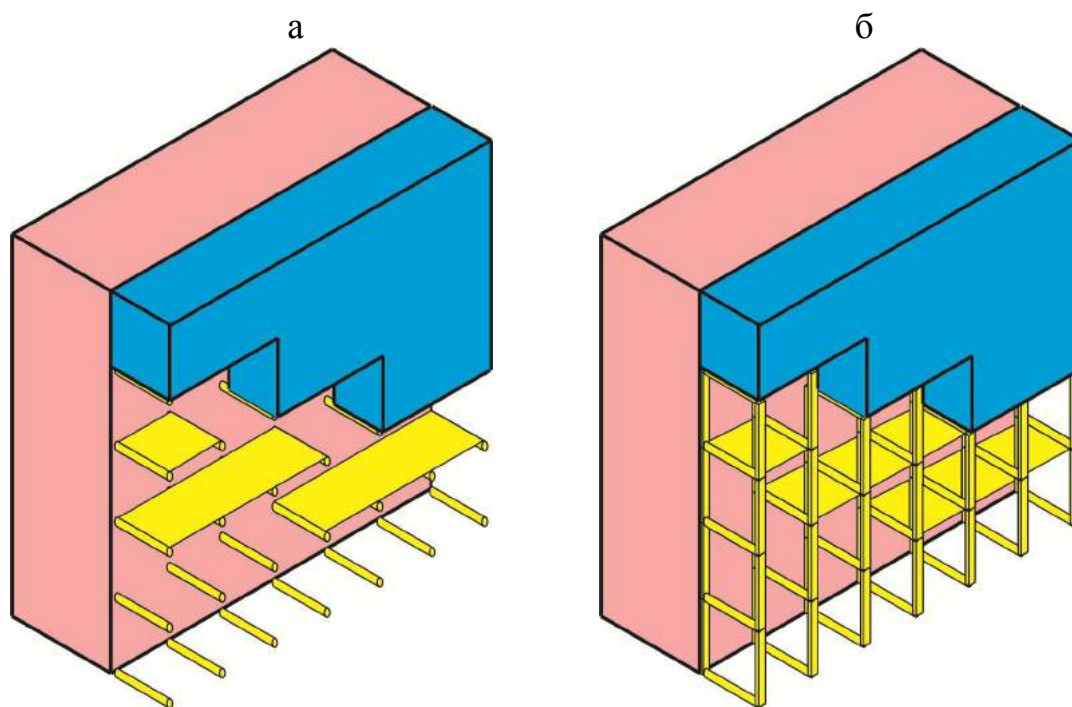


Рис. 3.43. Поддержание очистного пространства крепью: а – распорной; б – усиленной распорной

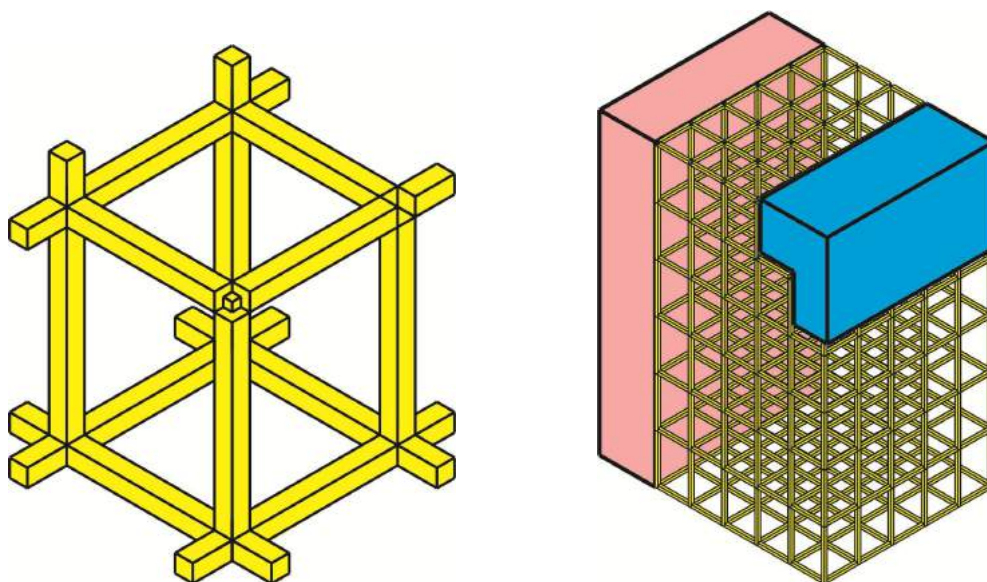


Рис. 3.44. Поддержание очистного пространства станковой крепью

*Поддержание закладкой.* **Закладка** – это рабочий процесс приготовления, складирования, транспортирования и укладки закладочного материала в очистном пространстве (рис. 3.45). Закладка очистного пространства применяется

для управления горным давлением, снижения потерь руды, уменьшения деформации земной поверхности, охрана от разрушения объектов на подрабатываемых территориях, оставление в шахте пустой породы от проходческих работ и повышение безопасности горных работ.

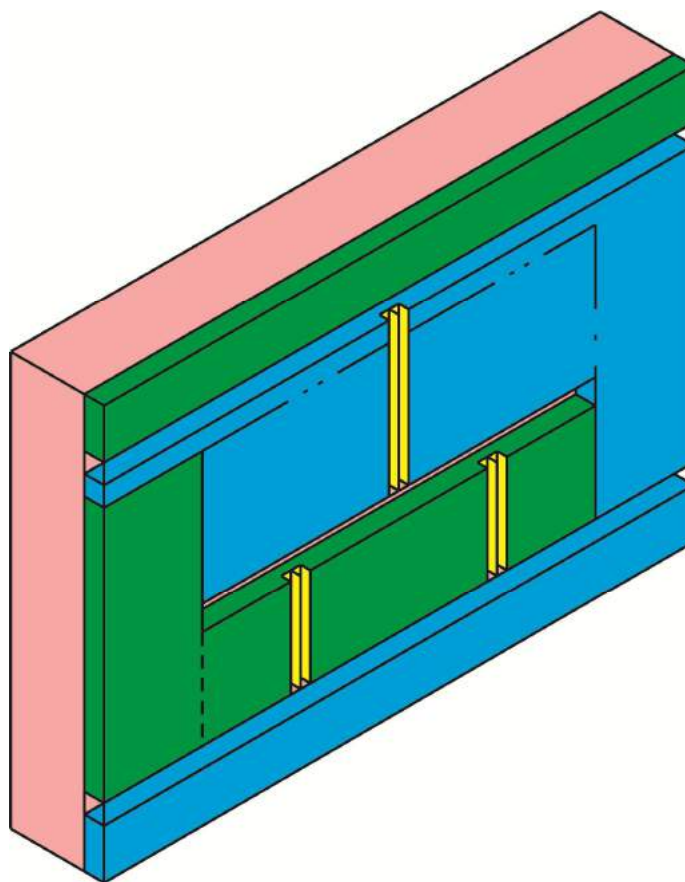


Рис. 3.45. Поддержание закладкой

При отработке устойчивой руды с устойчивыми породами применяют технологию с *последующей закладкой* очистного пространства камер. При разработке залежей с неустойчивыми породами или в некоторых случаях и рудами применяют технологию *одновременной закладки* очистного пространства в процессе выемки запасов блока. В зависимости от полноты заполнения выработанного пространства закладка может быть *полной* или *частичной* (в виде охранных полос).

По способу транспортирования закладочного материала и формирования из него закладочного массива, закладка подразделяется на самотечную, механическую, гидравлическую, пневматическую.

*Самотечный способ закладки.* При этом способе закладки закладочный материал подается в очистное пространство и распределяется в нем под действием гравитационных сил. Уплотнение закладочного массива вначале происходит за счет кинетической энергии падающих кусков, а в дальнейшем под действием веса вышележащих слоев массива и горного давления. Подачу закладочных материалов с поверхности осуществляют в клетях или по скважинам. По

выработкам материал транспортируется в вагонетках с боковой разгрузкой. Самотечную закладку очистного пространства осуществляют по желобам (решеткам) или трубам расположенных в закладочных восстающих. Это наиболее дешевый способ закладки, однако вследствие своих недостатков (невысокая плотность и значительная усадка закладочного массива, достигающая 20 – 25% при мелкозернистых материалах и 40 – 50% при крупнокусковых материалах) широкого распространения не получила.

*Механический способ закладки.* При этом способе закладки закладочный материал подается в очистное пространство или размещается в нем с помощью конвейеров, метательной машины (ленточно-барабанной или дисковой). Способ отличается сложностью транспортирования закладочного материала в призабойном пространстве и организацией ведения закладочных работ, громоздкостью применяемого оборудования, небольшой дальностью метания, сравнительно небольшой и неравномерной плотностью закладочного массива (усадка которого колеблется от 15 до 30%), значительное пылеобразование. Механический способ закладки как самостоятельный способ широкого применения не нашел.

*Гидравлический способ закладки* основан на использовании потока воды для транспортирования по трубопроводам закладочного материала и заполнения им очистного пространства. В сравнении с другими способами закладки очистного пространства этот способ получил наибольшее распространение. Гидротранспорт закладочных материалов к очистному пространству производят по системе нисходящих и горизонтальных трубопроводов расположенных в выработках за счёт напора, возникающего вследствие разности геодезических отметок начального и конечного пунктов транспортирования. Перед заполнением очистного пространства закладочным материалом производится его ограждение специальными отшивками, возведение фильтрующих перемычек и дренажных устройств. Перемычки и отшивки сооружают из дерева, металлической сетки и фильтрующих тканей. Заполнение очистного пространства производится непосредственно из торца закладочного трубопровода либо с помощью распределительного трубопровода. Непрерывное возведение закладочного массива с помощью распределительного трубопровода осуществляется при фронтальном выпуске гидравлической смеси через поочередно открывающиеся боковые выпуски. При использовании крупнозернистых и кусковых закладочных материалов отработанная вода отводится с помощью дренажных труб и фильтруется через толщу закладочного массива. При мелкозернистых материалах на поверхности массива образуются отстойные прудки и вода удаляется через сливные устройства. Достоинства гидравлического способа закладки – высокая плотность (усадка 10 – 20%) и устойчивость закладочного массива, возможность подачи закладочного материала в забой с поверхности без перегрузок по трубопроводам значительной протяженности, возможность совмещения очистных и закладочных работ. Недостатки: необходимость ввода в шахту значительного количества воды, вынос мелких фракций из массива в откаточные выработки, необходимость осуществления специальных мероприятий по управлению отработанной водой.

*Пневматический способ закладки* основан на использовании энергии сжатого воздуха для перемещения по трубопроводу закладочного материала и заполнения им очистного пространства. Область применения та же, что и у гидравлического способа закладки. Основное достоинство пневматического способа закладки – простота возведения закладочного массива с относительно высокой плотностью и полнотой заполнения очистного пространства (усадка 20 – 30%). Недостатки: высокий расход электрической энергии на 1 м<sup>3</sup> закладочного материала, большой износ оборудования и трубопроводов, значительное пылеобразование.

Существуют следующие виды закладочного материала: сухая, гидравлическая, твердеющая, инъекционная, пастовая, ледяная, бутовая.

*Сухая закладка* – представляет собой дробленые породы из отвалов, проходческих забоев или песчано-гравийная смесь. Для подачи сухой закладки в очистное пространство используется самотечный или механический способы закладки.

*Гидравлическая закладка* – породы или песчано-гравийная смесь в водяной смеси (для облегчения транспортирования пульпы по трубопроводу пневматическим способом). В очистном пространстве создается более плотный закладочный массив с низкой сжимаемостью. Необходимо лишь предусмотреть полость для сбора лишней воды.

*Твердеющая закладка* – это гидравлическая закладка с добавлением в смесь отвердителя (цемент, известь, гипс, доменные шлаки). Закладочный материал обладает достаточной пластичностью для его транспортировки по трубам, а со временем он затвердевает в монолитный массив, прочность которого зависит в основном от количества добавленного вяжущего. Затвердевший закладочный массив воспринимает горное давление, укрепляя очистное пространство в блоке путем создания объемной опорной решетки в виде монолитных потолочин, предохранительных стенок, колонн и междукамерных целиков. При значительных объемах закладочных работ строится закладочный комплекс на поверхности с трубопроводным транспортом литой гидравлической смеси до места укладки в очистные камеры. Смесь при этом готовится достаточно пластичной, с водоцементным отношением, близким к единице. Самотеком гидравлическая смесь может перемещаться на расстояние по горизонтали, в 3 – 4 раза превышающее вертикальный столб смеси в трубопроводе. При больших расстояниях транспортирования через 50 – 60 м по длине в трубопровод врезаются форсунки сжатого воздуха, обеспечивающие пульсирующий пневмотранспорт гидравлической смеси. Диаметр труб 0,15 – 0,2 м, толщина стенок 8 – 12 мм. Время пребывания смеси в трубопроводе не должно превышать 1 ч. Применяется и отдельный способ подачи твердеющей закладки, когда вяжущий раствор и заполнитель подают к месту закладочных работ отдельно и смешивают их в процессе подачи в очистное пространство. Твердеющая закладка – наиболее дорогостоящий вид закладочного материала, однако он не дает усадки. Использование твердеющей закладки позволяет вести сплошную выемку руды с минимальными потерями. Поэтому ее применяют при разработке ценных руд, при необходимости обеспечить сохранение целостности налегающей толщи пород,

если работы ведут под какими-либо важными объектами или в условиях повышенного горного давления.

*Инъекционная закладка* – упрочнение взорванных или обрушенных пустых пород (сухой закладки) путем подачи по трубам с поверхности вяжущего раствора. Раствор проникает в пустоты дробленной породы и превращает ее в монолит. Как правило монолит, образованный таким способом, имеет незначительную прочность. Раствор обычно подают под давлением 1 – 1,5 МПа снизу вверх, т.е. методом восходящего потока. Радиус распространения инъекционного раствора в сыпучей закладке достигает 10 м, а иногда и более.

*Пастовая закладка.* Для обеспечения хорошей транспортабельности данного вида закладочного материала используют фракции минеральных отходов с хорошими коллоидными свойствами, удерживающие воду в количестве, достаточном для цементации закладки. В составе пасты желательна наличие не менее 15% фракций, не превышающих 20 микрон. Паста представляет собой материал, который содержит воду в поровом пространстве в количестве достаточном для обеспечения его текучести. При транспортировке пасты по трубопроводу поток разделяется на две фазы: твердую и жидкую, причем жидкая фаза располагается по его периферии. Коллоидные свойства пасты могут регулироваться и при помощи химических добавок. Пастовая закладка применяется с добавлением вяжущих, без них она подвержена разжижению и может оставаться в таком состоянии продолжительное время. При использовании вяжущих увеличивается скорость гидратации, что уменьшает сроки затвердевания (схватывания) закладки.

*Ледяная закладка* возводится методом слоевого намораживания льда с заполнителем или одного льда путем подачи закладочного материала и холодного атмосферного воздуха, нагнетаемого в закладочное пространство вентиляторами. Использование такой закладки возможно только в условиях вечной мерзлоты. При использовании химических растворов в процессе закладки очистного пространства первоначально производится укладка химически активной породы, которая может вступить в реакцию с ними. Затем подают химические растворы реагентов, которые вступают в реакцию с минералами, содержащимися в породе, при которой происходит их растворение. Через определенное время происходит повторная кристаллизация, что позволяет консолидировать породу в очистном пространстве. Такая закладка обладает достаточно высокими прочностными характеристиками, которые сохраняются при длительном нагружении.

*Бутовая закладка.* Для бутовой закладки используют каменные блоки различного размера, которые скрепляются между собой вяжущим раствором (аналогично с кирпичной кладкой). Бутовой закладкой заполняют не все очистное пространство, а лишь участки, граничащие со смежными блоками, а в оставшуюся часть блока подают сухую закладку. Достоинством бутовой закладки является сокращенный до минимума расход воды, что имеет большое значение для снижения относительной влажности рудничной атмосферы. Недостатком является сложность механизации работ.

*Поддержание обрушением* используется тогда, когда невозможно или нецелесообразно применять естественное или искусственное поддержание. Оно имеет двойную цель:

- снизить опорное давление в соседних очистных блоках, где ведутся очистные или подготовительно-нарезные работы;
- вовремя избежать воздушных ударов, возникающих при неожиданном самопроизвольном обрушении в отработанное пустое пространство больших масс налегающих пород.

Удар падающей массы пород может разрушить днище блока, а воздушный поток – нарушить крепление выработок, вывести из строя оборудование, привести к несчастным случаям.

Обрушение налегающих пород на отбитую руду обеспечивают двумя путями:

- создавая обнажения, превышающие предельно допустимые и вызывающие самообрушение пород сразу вслед за отбойкой руды;
- принудительное обрушение налегающих пород минными или скважинными зарядами ВВ по разреженной сетке. При обрушении налегающих пород целики и крепление отсутствуют, доступ в очистное пространство невозможен, поэтому отбитую руду в основном выпускают под обрушенными породами. Это приводит к перемешиванию руды с пустыми породами, ее разубоживанию. Сильно разубоженную руду извлекать невыгодно, поэтому добыча с обрушением налегающих пород сопровождается также повышенными потерями. Обрушение пород можно применять в том случае, когда допустимо обрушение поверхности, во вмещающих породах, находящихся в зоне обрушения, отсутствуют водоносные слои и пльвуны, которые могут прорваться в подземные выработки. Недопустимо также, чтобы отбитая руда слеживалась или самовозгоралась.



### **Вопросы для самоконтроля**

1. *Дайте определение, что такое очистная выемка?*
2. *Дайте определение очистным работам?*
3. *Какие комплексы рабочих процессов включает в себя очистные работы?*
4. *Приведите доли затрат, приходящиеся на каждый комплекс рабочих процессов при очистных работах?*
5. *Охарактеризуйте взаимосвязь друг с другом комплексов рабочих процессов очистных работ?*
6. *Дайте определение, что называется очистными работами.*
7. *Какие комплексы рабочих процессов включает в себя производственная стадия очистных работ?*



8. Дайте определение, что называется подсечкой руды, и какие виды подсечки вы знаете.
9. Охарактеризуйте существующие способы подсечки руды в блоке.
10. Приведите порядок расчета разворота воронки.
11. Приведите порядок расчета образования траншеи.
12. Дайте определения отрезки запасов руды в блоке и отрезной щели.
13. Охарактеризуйте существующие способы образования отрезной щели в блоке.
14. Охарактеризуйте шпуровую отбойку руды.
15. Охарактеризуйте отбойку руды штанговыми шпурами.
16. Охарактеризуйте отбойку руды скважинами.
17. Охарактеризуйте отбойку руды в зажатой среде.
18. Охарактеризуйте отбойку руды концентрационными минными зарядами.
19. Охарактеризуйте отбойку руды механическим способом.
20. Что называется доставкой руды?
21. Приведите способы доставки руды.
22. Охарактеризуйте самотечную доставку руды.
23. Охарактеризуйте скреперную доставку руды.
24. Охарактеризуйте доставку руды вибрационными конвейерами и титателями.
25. Охарактеризуйте доставку руды самоходным оборудованием.
26. Охарактеризуйте взрывную доставку руды.
27. Что называется выпуском руды?
28. Приведите порядок построения диаграммы выпуска руды и определения показателей извлечения.
29. Охарактеризуйте вторичное дробление и ликвидация зависаний руды.
30. Что такое поддержание очистного пространства?
31. Охарактеризуйте естественное поддержание очистного пространства.
32. Охарактеризуйте искусственное поддержание очистного пространства.
33. Охарактеризуйте поддержание очистного пространства обрушением.



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 3

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений : учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.

3. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд : справочное пособие / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.
4. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1985. – 224 с.
5. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
6. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262с.
7. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
8. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений : учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
9. Инструктивно-методические указания по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при подземной очистной выемке на шахтах Криворожского бассейна и ЗЖРК-1. – Кривой Рог: НИГРИ, 1977. – 54 с.
10. Кононенко М.М. Вибір і розрахунок систем підземної розробки рудних родовищ : навч. посібник / М.М. Кононенко, О.Є. Хоменко, В.Ю. Усатий. – Д.: Національний гірничий університет, 2013. – 217 с.
11. Основные расчеты систем разработки рудных месторождений / Г.М. Малахов, В.К. Мартынов, Г.Т. Фаустов, И.А. Кучерявенко. – М.: Недра, 1968. – 276 с.
12. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений / В.К. Мартынов. – К.: Вища школа, 1987. – 216 с.
13. Мартинов В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
14. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
15. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
16. Правила безпеки під час поводження з вибуховими матеріалами промислового призначення. – Затв. Наказом Міністерства енергетики та вугільної промисловості України 12.06.2013. – К.: Норматив, 2013. – 127 с.
17. Симанович Г.А. Руйнування гірських порід вибухом : навч. посіб. / Г.А. Симанович, О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко ; М-во освіти і науки України ; Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2014. – 207 с.
18. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
19. Справочник по горнорудному делу : в 3-х томах / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961. – 2 т.

20. Хоменко О.Є. Огляд світового ринку бурової та навантажувальної техніки для розробки рудних родовищ / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 12. – С. 5 – 7.
21. Хоменко О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.
22. Хоменко О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ : довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: НГУ, 2010. – 340 с.
23. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений : справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: НГУ, 2011. – 448 с.
24. Khomenko O. Kononenko M. & Myronova I. Blasting works technology to decrease an emission of harmful matters into the mine atmosphere // Annual Scientific-Technical Collection “Mining of Mineral Deposits”. – Netherlands: CRC Press Balkema – 2013. – P. 231 – 235.
25. Черненко А.Р. Подземная добыча богатых железных руд / А.Р. Черненко, В.А. Черненко. – М.: Недра, 1992. – 224 с.
26. Шехурдин В.К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок : учеб. пособие / В.К. Шехурдин. – М.: Недра, 1985. – 240 с.
27. Шехурдин, В.К. Горное дело : учеб. / В.К. Шехурдин, В.И. Несмотряев, П.И. Федоренко. – М.: Недра, 1987. – 440 с.

## 4. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

### 4.1. Рабочие процессы обеспечения очистных работ

#### 4.1.1. Транспортирование рудной массы

Под *транспортированием рудной массы* понимают перемещение рудной массы по транспортным выработкам от мест погрузки из очистных забоев выемочного блока или рудоспусков до рудоподъемного ствола. Из очистных блоков погрузка руды в транспортные средства осуществляется с помощью автоматических шахтных люков, вибрационных питателей, погрузочных машин или скреперных установок.

На рудных шахтах используют следующий подземный транспорт:

- периодического действия – локомотивный (рельсовый), автомобильный (безрельсовый);
- непрерывного действия – конвейерный, трубопроводный (гидравлический, пневматический).

В связи с большой объемной массой руд, их крепостью, абразивностью и кусковатостью, а также большим числом погрузочных пунктов и непостоянством их мест, на большинстве рудных шахт применяют локомотивный транспорт.

На сегодняшний день локомотивный транспорт является основным видом подземного транспорта по горизонтальным откаточным выработкам. Откаточные (этажные) выработки считаются горизонтальными, но проводятся с небольшим уклоном в сторону околоствольного двора. Уклон принимается таким, чтобы сопротивление движению груженых составов под уклон (в сторону околоствольного двора или рудоспуска) было равно сопротивлению движению порожних составов,двигающихся на подъем в обратном направлении. Наибольший уклон пути, который преодолевается локомотивами, составляет 40 м на 1 км (40‰).

В зависимости от вида привода различают следующие типы локомотивов: электровозы, воздуховозы, дизелевозы и гировозы. Локомотивы характеризуются сцепным весом, т.е. весом (кН), приходящимся на приводные колеса. Современные локомотивы имеют сцепной вес 40 – 280 кН. Наибольшее распространение на рудных шахтах получили контактные электровозы в рудничном нормальном исполнении (РН). Рудничные контактные электровозы выпускаются со сцепным весом 33, 40, 70, 100, 140 и 280 кН.

Для перевозки руды и породы, своевременного и бесперебойного снабжения добычных участков материалами, инструментом, оборудованием и при необходимости для перевозки людей к месту работы и обратно используют шахтные вагонетки.

Шахтные вагонетки подразделяются на грузовые вагонетки для транспортирования руды и породы по горным выработкам; пассажирские – для транспортирования людей по горизонтальным и наклонным выработкам; специального назначения, в том числе платформы для перевозки вспомогательных мате-

риалов и оборудования.

Грузовые вагонетки классифицируют по следующим признакам:

– типу ходовой части – с полускатами и поворотными тележками;

– типу кузова:

а – с глухим, жестко закрепленным на раме, разгружающимся с помощью опрокидывателя типа ВГ;

б – с опрокидным, установленным на раме, разгрузка которого производится поворотом вручную или механически, типа ВО;

в – с саморазгружающимся через боковую стенку, которая открывается при повороте кузова в пункте разгрузки, типа ВБ;

г – с саморазгружающимся через донные клапаны автоматически открывающиеся в пункте разгрузки, типа ВД;

д – с саморазгружающимся донным конвейером для загрузки и разгрузки, типа ВК.

По назначению пассажирские вагонетки подразделяются на вагонетки для транспортирования людей по горизонтальным выработкам (типа ВПГ) и для транспортирования людей по наклонным выработкам (типа ВПН).

Вагонетки специального назначения предназначены для перевозки по горным выработкам вспомогательных материалов и оборудования.

Рельсовый путь в подземных выработках укладывают на деревянные шпалы. Если срок его службы более 10 – 12 лет, используют железобетонные шпалы. Для укладки шпал отсыпают полотно из балласта (щебень или гравий), причем толщина слоя балласта под шпалами должна составлять не менее 0,1 м. На поворотах радиус закруглений равен 10 – 15 м в погрузочных выработках и 15 – 20 м в капитальных транспортных выработках и околоствольных дворах. В местах разветвления рельсового пути устанавливают стрелочные переводы.

Безрельсовый транспорт рудной массы применяют лишь на отдельных рудных шахтах. Основным видом транспорта – шахтные автосамосвалы или самоходные вагоны грузоподъемностью 15 – 80 т. Этот вид транспорта может работать в комплексе с комбайнами, погрузочными машинами или бункерами-перегрузчиками.

Конвейерный транспорт широко используют на калийных, гипсовых и марганцевых шахтах, где применяется механическая отбойка. При взрывной отбойке с предварительным измельчением руды в дробилках имеются лишь отдельные случаи транспортирования руды ленточными конвейерами. Нередко для вспомогательных целей используется рельсовый или автомобильный транспорт. При использовании ленточно-тележечных конвейеров область применения конвейерного транспорта руды несколько расширилась на крупных концентрационных горизонтах.

Трубопроводный транспорт руды почти не встречается, так как для него размер кусков должен быть не более 50 мм, а еще лучше – не более 10 мм. При подземной добыче руд трубопроводный транспорт используют, в основном, для доставки закладочных материалов и смесей в выработанное пространство.

#### 4.1.2. Подъем рудной массы

**Шахтный подъем** – выдача из шахты добытой руды или породы на земную поверхность, а также подъем (спуск) людей и грузов.

Подъем руды бывает:

- периодического действия – клетевой, скиповой и автомобильный;
- непрерывного действия – конвейерный, трубопроводный (гидравлический, пневматический).

По типу используемого оборудования подъем можно разделить на: клетевой, скиповой, конвейерный и автомобильный. По назначению – на главный (для подъема руды) и вспомогательный (для подъема породы, спуска и подъема людей, материалов).

Клетевой подъем применяется при производственной мощности шахты до 0,3 – 0,8 млн. т/год, а при глубине разработки 300 – 400 м – до 1 – 1,5 млн. т/год. Подъем руды вагонетками осуществляется в одно- и двухэтажных клетях. Вместимость поднимаемых вагонеток до 4,5 м<sup>3</sup>. При клетевом подъеме требуется меньший объем проходки выработок околоствольного двора, чем при использовании скипового подъема.

Скиповой подъем применяется при производственной мощности шахты более 0,8 – 1 млн. т/год и значительной глубине разработки. Высокая производительность скипового подъема объясняется большой вместимостью скипов (до 25 м<sup>3</sup>) и высокой скоростью движения (до 20 м/с и более, тогда как клетки движутся со скоростью не более 8 м/с), а также полной автоматизацией погрузочно-разгрузочных операций и подъема-спуска скипов.

Конвейерный подъем руды по наклонным стволам применяется на неглубоких шахтах (менее 400 – 700 м) и большой производительности (более 4 – 5 млн. т/год), а при глубине разработки до 100 – 150 м – на шахтах с производительностью более 1 – 1,5 млн. т/год. Для применения конвейерного подъема необходимо сравнительно мелкое дробление руды на куски размерами не более 0,1 – 0,15 м. Угол наклона ствола составляет 16 – 18°. Поэтому конвейерный подъем используется в редких случаях: на марганцевых шахтах, где применяется механическая отбойка, а также на отдельных очень крупных рудных шахтах, которые применяют взрывную отбойку.

Автомобильный подъем применяют при глубине разработки до 150 – 600 м и производительности шахты 0,5 – 1,5 млн. т/год. Угол наклона автомобильных съездов составляет порядка 6 – 8°. Автомобильный подъем может быть использован как основной (от забоя до поверхности без перегрузок) или как вспомогательный для подъема рудной массы с верхних горизонтов. Этот вид подъема руды считают рентабельным при глубине разработки до 250 – 400 м и производственной мощности до 1,5 млн. т/год, в основном там, где руду можно перевозить в автосамосвалах от забоя до поверхности без перегрузок.

Трубопроводный (гидравлический, пневматический) подъем рассматривался широкого применения не получил, так как имели ряд недостатков: дополнительное обводнение выработок, увеличение расходов на дробление (до 0,05 – 0,1 м.). Дополнительные расходы на выщелачивание и дальнейшее

обогащение растворов, а также высокие потери при выщелачивании, связанные с невозможностью полностью растворить нужный минерал, просачивание рудной пульпы, в которой содержится рудная мелочь при транспортировке, оседание более крупных фракций.

#### 4.1.3. Управление качеством рудной массы

Качество рудной массы оценивается по содержанию в ней полезных компонентов. Полезные или вредные примеси (сопутствующие минералы), соответственно улучшают или ухудшают показатели переработки рудной массы и влияют на стоимость переработки и полноту извлечения полезных компонентов. Качество рудной массы существенно влияет на количество, качество и себестоимость продукции, и степень использования недр.

Со стороны потребителя к качеству добытой руды предъявляется ряд требований, основанных на следующих показателях:

- химический и минералогический состав руды, определяющий содержание полезных и вредных компонентов, и технологичность переработки рудного сырья;
- степень однородности состава рудной массы;
- кусковатость и влажность рудной массы;
- недопущение инородных, засоряющих руду, материалов.

Управление качеством рудной массы необходимо для более эффективной ее переработки, чтобы содержание полезных компонентов было более или менее стабильным (колебания не более чем на 5 – 10% от базовых показателей).

Способы управления качеством руды при ее добыче могут быть:

- горно-технологическими;
- организационными;
- экономическими.

Горно-технологические способы осуществляются путем выбора системы разработки и определения ее параметров, обеспечивающих соответствующее изменение качества добычи, а также совершенствованием комплекса рабочих процессов при производственной стадии процессы очистных работ, нередко, с включением в технологическую схему дополнительных рабочих процессов таких как: усреднение, сортировка и предконцентрация.

Организационное управление качеством руд выполняется за счет мероприятий, создающих определенный порядок выемки (выпуска) руды, доставки, транспорта, режима загрузки и выгрузки аккумулялирующих (смесительных) емкостей, дополнительную регламентацию горных работ и др.

Экономическое управление качеством руды основано на изучении влияния качества рудного сырья на конечные результаты деятельности горно-металлургического комплекса с интегральной экономической оценкой вариантов решений в соответствии с реальными производственными возможностями рудной шахты и конъюнктурой рынка.

Горно-технологические и организационные способы управления качеством руды, могут быть:

– разделительные (сепарационные), при которых осуществляется изъятие из общей массы руды пустых пород, очень бедных руд или богатой руды, наиболее отличающейся по своим качественным характеристикам от средних значений;

– смесительные (усреднительные), при которых происходит объединение объемов разнокачественной руды в более однородную по составу рудную массу;

– прочие, связанные с обеспечением соответствующей кусковатости и влажности рудной массы и недопущением попадания в нее засоряющих предметов и материалов.

В оперативное управление качеством рудной массы входят:

– опробование руды в забоях и рудной массы в забоях, рудоспусках, вагонах, автомашинах, бункерах, на складах и т.п.;

– обработка полученной информации и соответствующая корректировка плана работ по блокам;

– реализация этих коррективов.

Для корректировки необходимо иметь сведения о количестве рудной массы, выданной из различных блоков, перевезенной, поступившей в рудоспуски (бункера) и выгруженной из них, а также о качестве рудной массы по блокам, рудоспускам и т. п.

Управление качеством достигается при помощи следующих рабочих процессов:

– усреднение качества рудной массы;

– сортировка рудной массы;

– предконцентрация.

**Усреднение качества рудной массы** – это рабочий процесс, обеспечивающий однородность химического и гранулометрического состава рудной массы. Содержание полезных компонентов в выдаваемой из блока рудной массе изменяется в связи с непостоянством содержания полезного компонента в руде и различными показателями разубоживания. Для обеспечения требуемого качества рудной массы она должна поступать из различных блоков в определенном соотношении. В связи с этим значительная часть блоков не может иметь максимально возможную производительность и средняя производительность блока снижается на 30 – 50% и более, что уменьшает концентрацию горных работ. Рудная масса различного качества смешивается в рудоспусках, бункерах, на резервных складах. Эти пропорции в процессе эксплуатации шахты корректируются не только посменно, но и в течение каждой смены в связи с непредвиденными изменениями, как производительности отдельных блоков, так и качества рудной массы по блокам. Для корректировки необходимо иметь сведения о количестве рудной массы, выданной из различных блоков, перевезенной, поступившей в рудоспуски или бункера и выгруженной из них, а так же о качестве рудной массы по блокам, рудоспускам и т.п.

Необходимые пропорции в добытой рудной массе из разных блоков (камер) предусматривают планирование горных работ по данным эксплуатационной разведки с участием *геологической* и *маркшейдерской* служб рудной шах-



ты. Основная задача геологической и маркшейдерской служб заключается в изучении и графическом предоставлении:

- строения, формы и размеров рудных тел;
- размещения в рудном теле полезных и вредных компонентов;
- геомеханических и других свойств руды и вмещающих пород;
- расположения выработок в пространстве;
- деформаций пород и земной поверхности, вызванных ведением горных работ;
- динамики (перемещения, изменения) горных работ в пространстве и во времени.

Все эти задачи решаются на базе натуральных измерений – маркшейдерских съемок, эксплуатационной разведки, математической обработки полученных результатов и последующих графических построений (составления горно-графической или маркшейдерской документации). Геолого-маркшейдерские работы на рудных шахтах выполняют специалисты геологических и маркшейдерских отделов и бюро. Отделы подают информацию руководству предприятия о состоянии горных работ, характере и скорости деформирования массивов и земной поверхности, полноте, качестве и объемах добычи руды. Специалисты геологических и маркшейдерских отделов устанавливают истинные формы, размеры и взаимное расположение очистных выработок, целиков, выработанного пространства и зон обрушения, определяют количество извлеченных запасов руд, замеряют объемы потерянной руды и примешавшейся пустой породы. Эти данные необходимы для контроля над соблюдением проектов, нормативов потерь и разубоживания, за местоположением очистных забоев и т.п.

*Сортировка рудной массы.* При значительных колебаниях качества рудной массы бывает выгодно разделять ее на сорта. Каждый сорт перемещается своим путем и перерабатывается по-разному. В простейшем случае разделяют рудную массу на сорта в зависимости от того, из каких блоков она выдается (так, в одних блоках добывают окисленную руду, а в других – сульфидную, перерабатываемые отдельно). В остальных случаях сортировка требует специальных рабочих процессов, причем не исключает усреднения качества в пределах каждого сорта.

Применение сортировки в каждом конкретном случае требует экономического обоснования путем сравнения с усреднением всей рудной массы. Различают сортировку геофизическими методами, по крупности и визуальную, а с точки зрения места производства работ – сортировку забойную (в очистных блоках), на подземных установках или станциях и на поверхностных рудосортировочных комплексах или дробильно-сортировочных фабриках. Сортировка на поверхности иногда является частью общей схемы обогащения рудной массы.

Геофизическая сортировка рудной массы основана на радиометрических методах и использует естественную радиоактивность таких руд, как урановые. При радиометрической сортировке измеряют геофизическими приборами (радиометрами) интенсивность естественного радиоактивного излучения, а по ней определяют содержание металла в каждом куске или в определенном объеме рудной массы. Радиометрическая сортировка применима, помимо урановых, для целого ряда железных, свинцовых, медных, ртутных, сурьмяных и золото-

содержащих руд. Для сортировки используют ядерно-физические методы экспресс-опробования. Создают сортировочные установки, основанные на механизированном разделении кусков руды и породы по цвету. Если имеются отличия в спектре цвета от эталона, то автоматически включаются воздушные форсунки, отделяющие кусок от потока на ленточном конвейере. Геофизические методы позволят полностью механизировать и автоматизировать сортировку.

Сортировку по крупности производят на грохотах (стационарных или вибрационных), на которых рудная масса разделяется на ряд фракций различной крупности. Если полезный компонент состоит из хрупких минералов, то образовавшиеся при грохочении рудной массы мелкие фракции представляют собой высококачественный сорт.

Крупность рудной массы имеет иногда самостоятельное значение для ее переработки, как, например, при добыче богатых руд железа, а иногда и цветных металлов, часть которых идет прямо на металлургический передел. Сортируют по крупности иногда в подземных условиях, но чаще на земной поверхности. Визуальную сортировку можно использовать, если разные сорта или руда и пустая порода легко различаются на глаз (по цвету, блеску и т.п.), что характерно для руд некоторых металлов, а также для слюдяных месторождений.

*Предконцентрация рудной массы.* **Предконцентрация** – это часть обогатительной технологии, осуществляемая в ходе добычи, транспортировки руды или в ходе рудоподготовки (стадиально в схеме дробления или после первых стадий измельчения). Предконцентрация может проводиться как в подземных горных выработках, так и на поверхности.

Такие факторы, как увеличение объема рудной массы, понижение содержания полезных компонентов в ней, неоднородность ее состава отрицательно влияют на обогатительный процесс. Увеличение объемов перерабатываемой рудной массы приводит также к увеличению количества тонкоизмельченных хвостов, а следовательно, к ухудшению экологической обстановки в районе горнодобывающего предприятия. Применение предконцентрации рудной массы позволяет компенсировать воздействие отрицательных факторов горнорудного производства на окружающую среду. Предконцентрация и грамотное формирование рудного потока, поступающего на обогащение, позволяет избегать расходов, по перемещению, хранению и обогащению пустой породы, примешивающейся в процессе добычи полезного ископаемого.

## **4.2. Вспомогательные рабочие процессы**

К вспомогательным рабочим процессам относится доставка материалов и оборудования, монтажные и демонтажные работы и связанные с ними погрузочно-разгрузочные рабочие процессы, а также ремонт оборудования, содержание выработок и т.п. Они особенно трудоемки, в основном за счет немеханизированного труда. Механизация, здесь особенно сложна, поэтому вспомогательные рабочие процессы следует по возможности исключать, или улучшать условия механизаций их путем совершенствования технологии разработки месторождений или использованием самоходного оборудования для вспомогательных работ.

#### 4.2.1. Доставка людей, материалов и оборудования

Оборудование и материалы спускают в шахту и транспортируют специализированные бригады до инструментальных мастерских, расходных складов или мест использования на основном откаточном горизонте. Транспорт же от расходных складов и доставку в пределах очистного блока обычно выполняют забойные бригады.

Доставка материалов и оборудования к рабочим местам производится при помощи специализированной техники либо вручную. Сыпучие, штучные и россыпные материалы и мелкое оборудование доставляют обычно в контейнерах. Цемент чаще загружают в контейнер в ящиках или бумажные мешки. Штучные длинномерные материалы (лесоматериалы, трубы, рельсы) перемещают поодиночке или в связках по 2 – 5 шт. Доставка жидких горюче-смазочных материалов, взрывчатых веществ и средства взрывания, производится при соблюдении особых требований безопасности.

Крупные узлы горных машин спускают в шахту под клетью, более мелкие узлы и оборудование, а также материалы – на грузовых платформах или в вагонах в клетки. Для разгрузки используют тельферы, краны, лебедки. При использовании самоходного оборудования для вспомогательных целей для основного и вспомогательного подъема применяют наклонные стволы или съезды с земной поверхности на этажные горизонты, с которых имеются заезды в забои. Людей, материалы и оборудование доставляют на горизонты, склады и в забои в автомашинах, а самоходное оборудование своим ходом. Сыпучие материалы для бетонных работ и дорожных покрытий под самоходное оборудование на ряде шахт спускают в распределительный бункер по скважине либо по трубе или шлангу, проложенных в стволе.

На откаточном горизонте имеются одна или две инструментальные мастерские, склад взрывчатых материалов, расходные склады лесоматериалов (большой частью участковые) и склад металлолома. В инструментальной мастерской хранятся запчасти, троса, шланги, буровые штанги, инструмент, горюче-смазочные материалы, а также оборудование, поступающее на средний и капитальный ремонт (с последующей выдачей на поверхность) или возвращаемое из ремонта. Склады лесоматериалов (на 1 – 3-суточную потребность) и металлолома устраивают в откаточных или разведочных выработках, которые перестали использоваться по назначению. Склады лесоматериалов оборудуют небольшими (грузоподъемностью до 1 т) тельферами – ручными или электрическими.

При электровозном транспорте руды перевозят материалы и оборудование от инструментальных мастерских и расходных складов лесоматериалов до очистных блоков электровозами в специальных вагонах или на платформах. Вблизи добычных блоков под материально-ходовыми восстающими устраивают ниши для временной укладки материалов и оборудования.

Поднимают или спускают материалы и оборудование в очистном блоке по специальным восстающим или материальным отделениям восстающих. При этом используют лебедки однобарабанные грузоподъемные с регулируемой скоростью подъема, пневматические, иногда скреперные. У материального от-

деления восстающего должна быть оборудована световая и звуковая сигнализация между пунктами погрузки и разгрузки. На уровне, до которого поднимают грузы, материальное отделение должно быть перекрыто съёмной лядой и обнесено металлической решеткой. Для подъема в очистной блок тяжелых грузов применяют также специальные краны, смонтированные на базе электровоза, на платформе которого имеется и сварочный агрегат. Этот же кран используют на откаточном горизонте при погрузке и разгрузке материалов, укладке рельсов, возведении крепи из тяжелых элементов, сварке рельсов труб и металлоконструкций и т.п.

На небольшую высоту по коротким рудоспускам и вертикальным ходкам поднимают оборудование также с помощью ручных лебедок и ручных талей – грузоподъемностью 0,2 – 5 т. По горизонтали (обычно на расстояние до 50 – 100 м) к рабочим местам материалы и оборудование, поднятые на нужный уровень (подэтаж, слой), доставляют либо с помощью тех же грузоподъемных лебедок или самоходных кранов (для этого канат перебрасывают через блоки, подвешенные в соответствующих местах), либо другими доставочными средствами. Скреперные установки, электродвигатели и т.п. снабжены салазками. Обычно же под груз подкладывают деревянные катки, прогоны, металлические листы или специальные салазки. Переносные буровые станки доставляют к рабочим местам в разобранном на узлы виде, а от одного места бурения к другому перемещают в собранном состоянии с помощью ручных подвесных талей или ломиков. Если по горизонтальной подэтажной выработке доставляют большое количество материалов и оборудования, то по ней прокладывают рельсовый путь или подвесную монорельсовую дорогу. Для повышения производительности доставочных работ используются комплексы специализированных машин для вспомогательных работ.

#### 4.2.2. Монтажные и демонтажные работы

К монтажно-демонтажным работам, выполняемых в добычных блоках, относится: установка вибрационных питателей, скреперных лебедок, вентиляторов местного проветривания и др. В выработках производят прокладку: трубопроводов для подачи закладочной смеси, сжатого воздуха, воды, энергетических кабелей, рукавов вентиляции, прокладку рельсовых путей и т.п. Монтаж горных машин и установок должен выполняться в соответствии с типовым или, реже, индивидуальным паспортом производства этих работ.

Мощные стационарные машины монтируют на бетонном фундаменте и крепят металлическими анкерами, заделанными в фундамент. Скреперные лебедки мощностью до 30 кВт, грузоподъемные лебедки над материально-ходовыми восстающими, секции вибрационных конвейеров и некоторые вибрационные питатели устанавливают прямо на выровненную почву выработки и крепят к ней штангами или расклинивают между кровлей и почвой с помощью металлических распорных колонок (обычно винтовых) или деревянных стоек.

Вентиляторы местного проветривания, а также трубопроводы и кабели закрепляют на кронштейнах либо подвешивают к кровле или к стенкам вырабо-

ток на анкерной крепи или на металлических штырях, вбитых в деревянные пробки, заделанные в короткие шпуров длиной до 0,2 – 0,3 м. Глубина шпуров, которые используют под анкерную крепь, обычно составляет 0,5 – 1 м, иногда достигает до 1,5 – 2 м.

В очистном блоке монтажно-демонтажные работы выполняет бригада забойщиков или электрослесарей данного производственного участка под руководством механика участка. Иногда к монтажно-демонтажным работам привлекаются бригады крепильщиков, либо организованный в масштабе шахты специализированный участок. При монтажно-демонтажных работах пользуются грузоподъемные механизмы, такелажные приспособления, самоходные краны, талями, тельферы, домкраты.

#### 4.2.3. Обслуживание и ремонт оборудования

Ремонт оборудования предусматривает определенную последовательность работ по восстановлению работоспособности оборудования. Как правило, все ремонтные работы кроме капитального ремонта, производят в подземных условиях и стараются ограничиться заменой узлов и агрегатов. На большинстве рудных шахт предусматривают 3 вида ремонтов: техническое обслуживание, текущий и капитальный ремонты.

В состав технического обслуживания входят мойка, осмотр и контроль за техническим состоянием узлов и агрегатов, приборов, машины в целом, крепление деталей, регулировка механизмов, узлов, смазка, замена масел, опробование работы отдельных узлов и машины в целом, замена и восстановление изношенных деталей. При текущем ремонте производят техническое обслуживание, а также частичную разборку машины, устраняют неисправности в агрегатах и узлах, заменяют отдельные узлы и детали (кроме базовых) новыми или заранее отремонтированными. Капитальный ремонт предусматривает полную разборку машины, замену всех изношенных агрегатов, узлов и деталей, их регулировку. Под землей организованы ремонтные пункты по каждому из трех основных видов оборудования: буровому, погрузочно-доставочному и транспортному. На этих пунктах производят техническое обслуживание и текущий ремонт оборудования, а также выполняют аварийные ремонты. Для технического обслуживания и аварийного ремонта используют специализированные самоходные машины. Капитальный ремонт и ремонт неисправных узлов и агрегатов производят, как правило, на ремонтно-механическом заводе (цехе) или в специализированных подземных камерах по ремонту самоходного оборудования. Мелкий ремонт и смазку машин производят непосредственно в забоях, для этого используют специализированное оборудование.

#### 4.2.4. Содержание и ремонт выработок

В горных выработках требуется содержать и ремонтировать рельсовые пути, дороги для самоходных машин, ремонтировать крепь, убирать просыпавшуюся горную массу и осевший буровой шлам, очищать водоотливные каналы

и т.п. Для очистки выработок, дренажных канав, укладки, демонтажа и ремонта пути используют рельсовые и пневмоколесные самоходные машины со стационарными и навесными приспособлениями. На погрузке горной массы при проходке и чистке водоотливных канав используют погрузчик ковшовый универсальный ПКУ. На нем же можно устанавливать различное сменное оборудование (крюк, грейфер и т.п.), которое может использоваться для ремонта рельсовых путей, подвески трубопроводов, монтажа оборудования, уборки просыпавшейся горной массы, крепления выработок, установки сошедших с рельсов вагонеток и т.п. Погрузчик работает на пневматической энергии. При укладке и ремонте рельсовых путей используют балласто-уплотнительные машины. Для побелки откаточных выработок и камер под мастерские и склады применяют побелочные агрегаты. Широко используются самоходные машины для крепления горных выработок набрызг-бетонном и анкерной крепью.



### Вопросы для самоконтроля

1. *Приведите рабочие процессы обеспечения очистных работ?*
2. *Охарактеризуйте рабочий процесс транспортирования рудной массы.*
3. *Охарактеризуйте рабочий процесс подъема рудной массы.*
4. *Охарактеризуйте управление качеством рудной массы.*
5. *Приведите пример вспомогательных рабочих процессов.*
6. *Охарактеризуйте рабочие процессы при доставке людей, материалов и оборудования.*
7. *Охарактеризуйте рабочие процессы при монтажных и демонтажных работах.*
8. *Охарактеризуйте обслуживание и ремонт оборудования.*
9. *Охарактеризуйте содержание и ремонт выработок.*



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 4

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений : учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.

3. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд : справочное пособие / А.О. Баранов – М.: Недра, 1993. – 283 с.
4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
5. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений : учеб. пособие / В.Р. Именитов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 504 с.
6. Кузьмин Е.В. Основы горного дела : учебник / Е.В. Кузьмин, М.М. Хайрутдинов, Д.К. Зенько. – М.: ООО «АртПРИНТ+», 2007. – 472 с.
7. Мартинов В.К. Розрахунки основних виробничих операцій, процесів та систем розробки рудних родовищ / В.К. Мартинов, М.Б. Федько. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2008. – 436 с.
8. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
9. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.
10. Хоменко О.Є. Досвід використання бурового, навантажувального та допоміжного обладнання на рудних шахтах світу / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, О.А. Долгий // Науковий вісник НГУ. – 2006. – № 1. – С. 18 – 21.
11. Хоменко О.Є. Гірниче обладнання для підземної розробки рудних родовищ : довідковий посібник / О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев. – Д.: НГУ, 2010. – 340 с.
12. Хоменко О.Е. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений : справочное пособие / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко, Д.В. Мальцев. – 2-е изд. перераб. и доп. – Д.: НГУ, 2011. – 448 с.

## ПРЕДМЕТНО-АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

А	
Абразивность .....	17
Анкерная крепь .....	73
Б	
Боковые породы .....	5
Бурение шпуров в забое .....	31
В	
Вмещающие породы .....	5
Восстающая горная выработка (восстающий) .....	85
Вторичное дробление и ликвидация завесаний руды .....	172
Выпуск руды .....	166
Г	
Гнездо .....	7
Горная выработка .....	27
Горная крепь .....	62
Д	
Диаграмма выпуска руды .....	170
Доставка руды .....	155
Доставка руды:	
– взрывом .....	164
– вибрационными конвейерами и питателями .....	160
– гидравлическая .....	166
– самотечная .....	156
– самоходным оборудованием .....	162
– скреперная .....	158
Е	
Естественное поддержание очистного пространства .....	174
Ж	
Жила .....	8
З	
Закладка .....	178
Заряжание и взрывание .....	40
И	
Искусственное поддержание очистного пространства .....	177
К	
Комплекс рабочих процессов .....	21
Кондиционный кусок руды .....	13
Крепление .....	62
Крепость горных пород .....	10
Кусковатость отбитой руды .....	13
Л	
Линза .....	7
Линия простираения .....	9



М	
Магазинирование .....	177
Месторождение полезного ископаемого .....	5
Минимальное промышленное содержание .....	16
Модуль ценности .....	17
Мощность рудного тела .....	10
Н	
Набрызг-бетон .....	77
Неэлектрические системы инициирования .....	43
О	
Обводненность руд .....	14
Огневое взрывание .....	42
Операция .....	21
Организация производства .....	23
Организовать производственный процесс в пространстве .....	23
Отбойка руды .....	106
Отбойка руды:	
– в зажатой среде .....	141
– концентрационными зарядами .....	145
– механическая .....	148
– скважинами .....	127
– шпурами .....	121
– штанговыми шпурами .....	126
Отрезка запасов руды .....	117
Отрезная щель .....	117
Отрезной восстающий .....	117
Очистная выемка .....	105
П	
Пласт .....	7
Поддержание обрушением .....	183
Поддержание очистного пространства .....	174
Подсечка запасов руды .....	108
Полезное ископаемое .....	5
Предконцентрация .....	193
Проведение (проходка) горных выработок .....	27
Проветривание горных выработок .....	46
Производственный процесс .....	19
Производственная стадия .....	20
Проходческий цикл .....	30
Р	
Рабочий процесс .....	21
Разрыхляемость руды .....	13
Рудная залежь .....	5
Рудное тело .....	5

С	
Самовозгораемость .....	14
Самотечная доставка руды .....	156
Скреперная доставка руды .....	158
Слеживаемость .....	14
Сортировка рудной массы .....	192
Столб .....	7
Т	
Транспортирование рудной массы .....	187
Трешиноватость .....	12
Трудовое движение .....	22
Трудовое действие .....	22
Трудовой прием .....	22
У	
Уборка горной массы .....	54
Угол падения .....	9
Управление качеством рудной массы .....	190
Усреднение качества рудной массы .....	191
Ц	
Ценность руды .....	15
Ш	
Шахтный подъем .....	189
Шток .....	6
Штокверк .....	6
Э	
Электрическое взрывание .....	43
Электроогневое взрывание .....	43

Навчальне видання

**Хоменко Олег Євгенович**  
**Кононенко Максим Миколайович**  
**Зубко Сергій Андрійович**

## **ПРОЦЕСИ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РУДНИХ РОДОВИЩ**

Підручник

(Російською мовою)

Редактор Л.Є. Гапонова

Підп. до друку 05.01.2015. Формат 30×42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 11,2.  
Обл.-вид. арк. 11,2. Тираж 50 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
у Державному вищому навчальному закладі  
«Національний гірничий університет».  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. Карла Маркса, 19.