МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

МОСКОВСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ОТКРЫТЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ
Проректор по учебной работе

А.К.Порцевский

ПОДЗЕМНЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ
ЧАСТЬ 1 и 2

Учебное пособие в 4 частях

Зарегистрировано в Федеральном агентстве по образованию
(№ 5376 от 16.11.2005.)

для студентов специальностей
130403 (090500) «Открытые горные работы»
130404 (090200) «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых»

Москва 2005 г.

Введение

Цель изучения дисциплины и её значение для данной специальности

Дисциплина предусмотрена в действующем Государственном Образовательном Стандарте высшего профессионального образования для специальностей: 090200 («Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» - 430 часов), 090500 («Подземные горные работы» - 70 часов).

Место данной дисциплины среди других дисциплин специальности

Данной дисциплине должно предшествовать изучение следующих естественнонаучных, общепрофессиональных, а также специальных дисциплин из осударственного Образовательного Стандарта по направлению 650600 «Горное ело», а именно: основы горного дела, геомеханика, строительство горных предприятий.

Теоретические знания и практические навыки, усвоенные в данной дисциплине, в дальнейшем используются в следующих дисциплинах: проектирование горных предприятий, экономика и менеджмент горного производства, экология.

График изучения дисциплины

(по действующему с 2000 года учебному графику МГОУ)

На изучение дисциплины отводятся часы лекционно-практических занятий, изучение каждого раздела завершается проверкой знаний по тестам, контрольным работам и курсовым проектам, итоговые знания студентов оцениваются на зачёте или экзамене.

Специальность	Дисциплина	Очный курс, часы	Заочный курс: Лекц / лаб / практ часы	Контрольные работы и курсовые проекты	Форма контроля
090500	Подземные горные работы: IV курс (ПКО[1]) III курс (СКО)	 70 70	 16/8/8 8/2/2	 $К_оР$[2] $К_оР$	 Экз. Экз.
90200 (ПКО)	Подземная разработка МПИ: IV курс V курс VI курс	 150 150 130	 28/4/4 42/4/8 26/4/4	 $К_оР$, КП[3] $К_оР$, КП -	 - - Экз.
090200 (СКО)	Подземная разработка МПИ: III курс IV курс	 250 200	 24/8 24/8	 $К_оР$ КП	 Зач. Экз.

[1] **ПКО** – полный курс обучения - 6 лет; **СКО** – сокращенный курс обучения - 4 года.
[2] **$К_оР$** – контрольная работа
[3] **КП** – курсовой проект.

В горном деле известно три принципиально различных способа разработки месторождений полезных ископаемых – открытыми горными работами, подземными горными работами и методами физико-химической геотехнологии. По открытым горным работам[4] и по геотехнологии[5] автором уже ранее была выпущена учебно-методическая литература, а по подземным горным работам – см. настоящее учебное пособие. Изучение дисциплины «Подземные горные работы» базируется на двух дисциплинах «Геомеханика»[6] и «Строительство горных предприятий»[7] и, в то же время, лежит в фундаменте дисциплины «Проектирование горных предприятий»[8]. Подземная разработка пластовых, прежде всего угольных и калийных месторождений, имеет свою специфику, поэтому авторами были выпущены соответствующие учебные пособия[9] отдельными изданиями.

ЧАСТЬ 1.
Вскрытие и подготовка рудных месторождений

§ 1. Основные положения вскрытия месторождений

Вскрытие (следующая стадия горных работ после разведки и проектирования) - это проведение и оборудование выработок, открывающих доступ к рудным телам месторождения. По этим выработкам производят спуск и подъём людей, материалов, выдают на земную поверхность руду и пустую породу, подают в шахту воздух, энергию электрическую и сжатого воздуха, воду...

Вскрывающие выработки - стволы, штольни, околоствольные дворы, квершлаги и капитальные рудоспуски.

Способ вскрытия месторождения определяет:

1) тип, число и назначение шахтных стволов или штолен;

– тип - вертикальный или наклонный;

– назначение - выдача руды, пустой породы, спуск-подъём людей, материалов и оборудования, подача свежего воздуха или отвод загрязненного

---

[4] Порцевский А.К., Анистратов Ю.И. Открытые горные работы. Учебное пособие. – М.: МГГА, 1999, 77 с.

[5] Порцевский А.К., Катков Г.А. Геотехнология (физико-химическая). Учебное пособие с грифом УМО. – М.: МГОУ, 2004, 66 с.

[6] Порцевский А.К., Катков Г.А. Основы физики горных пород, геомеханики и управления состоянием массива. Учебное пособие с грифом УМО. – М.: МГОУ, 2004, 119 с.

[7] Порцевский А.К. Технология проведения горизонтальных, вертикальных горных и горноразведочных выработок. Учебное пособие с грифом УМО. – М.: МГОУ,2004,68с.

[8] Порцевский А.К., Катков Г.А. Проектирование горных предприятий. Учебное пособие с грифом УМО. – М.: МГОУ, 2004, 104 с.

[9] а) Катков Г.А. Подземная разработка пластовых месторождений. Учебное пособие. - М.: МГОУ, 2001, 60 с.; б) Порцевский А.К. Подземная разработка угольных месторождений. Учебное пособие по курсу лекций. - М.: МГГА, 1999, 24 с.; в) Порцевский А.К. Подземная разработка угольных месторождений. Учебное пособие по курсу практических занятий. – М.: МГГА, 1999, 44 с.

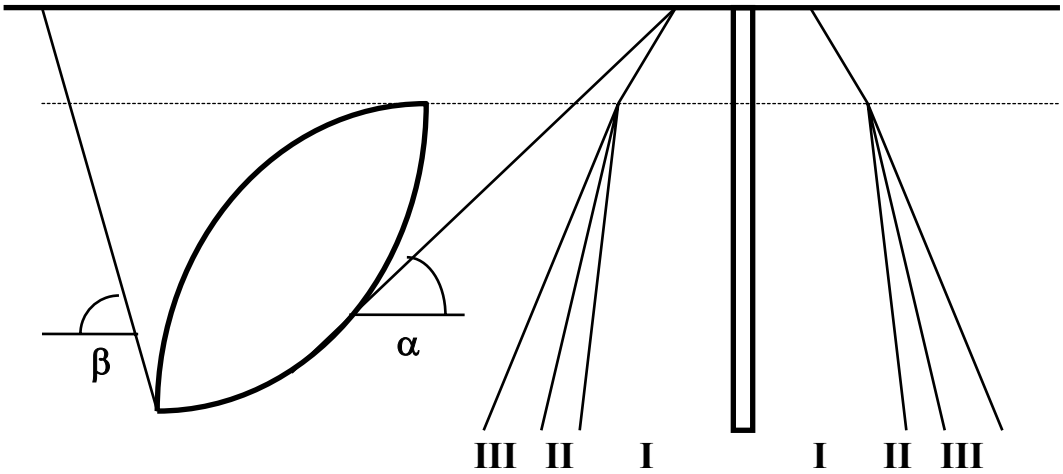
(шурф), выдача шахтных вод (шурф), спуск закладочных материалов (шурф)...

2) схему вскрытия - расположение и порядок проведения основных вскрывающих выработок.

Вместе со способом вскрытия выбирается расположение промплощадки рудника, способ транспортирования рудной массы от рудника до потребителя (авто или железной дорогой).

Вскрытие месторождения требует больших капитальных затрат, более 50% затрат на строительство рудника приходится на горно-капитальные работы, а из них - около 40% на проведение шахтных стволов.

Для проектирования места заложения вертикальных стволов строятся границы зоны сдвижения и охранных целиков.



категории охраны целика

Угол сдвижения: от 40-45 град. в наносах до 60-80 град. в крепких монолитных породах, углы разрывов на 5-10 град. меньше.

Ширину бермы безопасности принимают в зависимости от категории охраны объекта: для I категории - 25 м, для II категории - 10 м и для III категории охраны - 5 м.

Внешние границы предохранительной зоны строят от границ бермы на поверхности вглубь массива по углам сдвижения для объектов I и II категории охраны и по углам разрывов для объектов III категории. Вокруг ствола от границ бермы проводят линии под углом 85 град. - так формируется предохранительный целик ствола, где запрещены всякие очистные работы.

Высота распространения опасной зоны сдвижения (по ВНИМИ): при добыче без закладки - 200 м, с сухой закладкой - 80 м, с гидравлической - 30 м.

§ 2. Классификация способов вскрытия

А. Стволами (по В.Р.Именитову[10])

1. По способу подъёма руды

1.1. Скиповой:

- с подземной дробильной установкой;

[10] Именитов В.Р. Вскрытие рудных месторождений. - М.: изд. МГИ, 1976, 48 с.

- без подземной дробильной установки.

1.2. Клетевой (без подземной дробильной установки).

1.3. Конвейерный:

- с подземной дробильной установкой;
- без подземной дробильной установки.

1.4. Автомашинами или троллейвозами (без подземной дробильной установки).

2. По углу падения

2.1. Вертикальный.

2.2. Наклонный:

- прямой;
- спиральный;
- зигзагообразный.

3. По расположению ствола около рудного тела

3.1. Вкрест простирания:

- в лежачем боку;
- в висячем боку;
- в рудном теле с пересечением его.

3.2. По простиранию:

- центральное;
- фланговое.

4. По числу ступеней вскрытия

4.1. Одноступенчатое на всю глубину месторождения.

4.2. Двух- и многоступенчатое.

5. По наличию деления горизонтов на основные и промежуточные

5.1. С основными и промежуточными (без выхода к стволу) горизонтами.

5.2. С транспортом руды по всем горизонтам.

6. По способам вспомогательного подъёма

6.1. Клетевой по вспомогательному стволу.

6.2. Клетевой по рудоподъёмному стволу.

6.3. Автомашинами.

6.4. Канатный бесклетевой, например, проходческой бадьей.

Б. Штольнями

1. По расположению штольни около рудного тела

1.1. Вкрест простирания:

- в лежачем боку;
- в висячем боку;
- в рудном теле с пересечением его.

1.2. По простиранию:

- центральное;
- фланговое.

2. По наличию деления горизонтов на основные и промежуточные

2.1. Самостоятельными штольнями на каждом горизонте.

2.2. С нижней штольней и промежуточными горизонтами с капитальными рудоспусками и капитальными восстающими или слепым стволом.

В. Классификация способов комбинированного вскрытия

1. Вертикальными и наклонными стволами.
2. Вертикальными ступенчатыми стволами.
3. Вертикальным и слепым стволом.
4. Штольней и слепым стволом.

§ 3. Характеристика месторождений

А. Горно-геологическая характеристика рудных месторождений

Руда - это минеральное образование с содержанием полезного ископаемого, она бывает:

1) по составу:

- металлической, это - черные, цветные, редкие и радиоактивные металлы;
- неметаллической, это - апатит, соли, фосфор, сера, слюда, графит...

2) по содержанию полезного компонента:

- богатые;
- средней ценности (рядовые);
- бедные.

3) по местоположению:

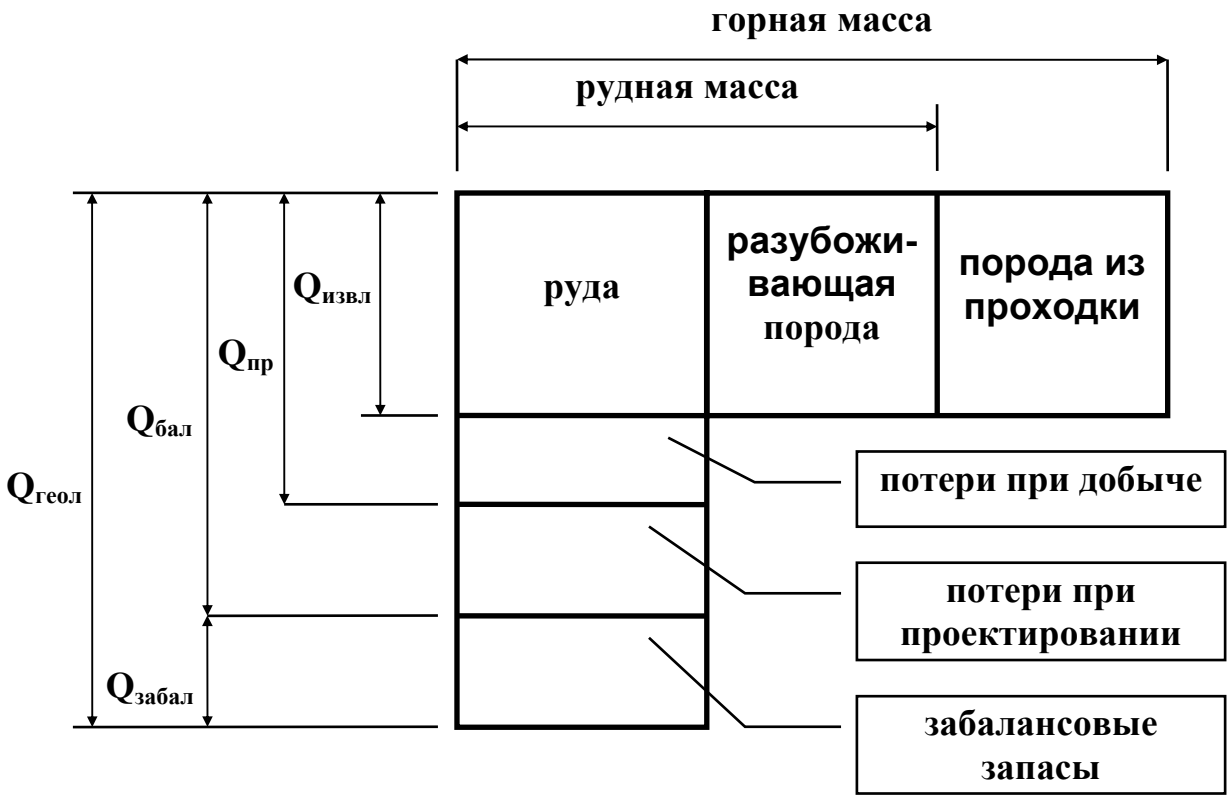
- отбитая - отделенная от массива;
- добытая - выданная на поверхность;
- товарная - после усреднительного склада готовая к отгрузке потребителю.

Рудная масса - это отбитая руда с примешанной тут же пустой породой.

Горная масса - это совокупность рудной массы и пустых пород из проходческих забоев.

1. Деление месторождений по морфологии рудных тел:

- пластовые - стабильной мощности с четкими контактами руды с пустой породой;
- пластообразные - с нестабильной формой и мощностью;
- линзообразные - в форме эллипсоида вращения под различными углами падения;
- жильные - в виде сплетения толстых шнуров и лент;
- штокообразные - в виде неправильной объёмной фигуры (гнёзда, шары, кочки и т.п.), не поддающейся простому геометрическому описанию;
- штокверковые – также в виде неправильной объёмной фигуры, состоящей из густой сети различно ориентированных рудных прожилков.



2. По углу падения:

- горизонтальные - 0-5 град.;
- пологопадающие - 5-20 град.;
- наклонные - 20-50 град.;
- крутопадающие - >50 град.

3. По мощности залежи:

- весьма тонкие В < 0.7 м (отработка возможна только с подрывкой пород, т.к. по ЕПБ min ширина очистного пространства 0.6 м и min высота при пологом залегании - 0.8 м);
- тонкие 0.7-2 м;
- средней мощности 2-5 м;
- мощные 5-20 м;
- весьма мощные > 20 м.

4. Деление месторождения на запасы (запасы - это количество полезного ископаемого в определенном объёме горного массива):

- геологические запасы ($\mathbf{Q_{геол}}$) - запасы руды во всех выявленных зонах, независимо от ее содержания;
- балансовые запасы ($\mathbf{Q_{бал}}$) - экономически выгодные для добычи запасы по содержанию и горным возможностям;
- промышленные запасы ($\mathbf{Q_{пр}}$) - часть балансовых запасов, добываемая из недр, за исключением общешахтных проектных потерь руды;
- извлекаемые запасы ($\mathbf{Q_{извл}}$) - это промышленные запасы без технологических потерь руды при эксплуатации;
- забалансовые запасы ($\mathbf{Q_{забал}}$) - это запасы, извлекать которые пока не выгодно из-за малой мощности залежи или низкого содержания или сложности условий добычи;
- эксплуатационные запасы - запасы, извлекаемые из шахты с учётом добавки руды из попутно отбитых вмещающих пород (разубоживание руды).

По степени разведанности и изученности запасы делятся на категории $\mathbf{A_1}$ и $\mathbf{A_2}$, **B**, $\mathbf{C_1}$ и $\mathbf{C_2}$: от **A** к $\mathbf{C_2}$ снижается степень изученности месторождения и точность подсчета запасов.

Б. Промышленная характеристика рудных месторождений

Каждое месторождение характеризуется содержанием полезного ископаемого, металла, например.

Различают содержание ископаемого:

- в массиве (балансовой руде) α_1;
- в добытой рудной массе α_2;
- во вмещающих породах α_3;
- минимально-промышленное содержание α_{min} (это предельная для выгодной добычи величина одного полезного компонента руды);
- бортовое содержание $\alpha_{борт}$ (это предельно-низкое содержание руды, по которому оконтуривают месторождение, законтурная руда - забалансовая).

$$\alpha_1 > \alpha_2 > \alpha_{борт} \geq \alpha_{min} > \alpha_3$$

По степени подготовленности к добыче запасы делятся на:

- вскрытые - на 18 месяцев работы рудника (пройдены все выработки);
- подготовленные - на 14 месяцев;
- готовые к выемке - на 10 месяцев.

Производственная мощность рудника определяется его годовой производительностью:

$$A_г = \frac{T_{пром} * (1 + R) * (1 - П)}{t}, т/год$$

где $\mathbf{T_{пром}}$ - промышленные запасы руды, т;

R - разубоживание, отн. ед.;

П - потери при добыче, отн. ед.;

t - срок существования рудника, годы.

По производительности рудники различают:

- малой мощности $\mathbf{A_г}$ до 300 тыс. т/год;
- средней $\mathbf{A_г}$ =300-800 тыс. т/год;
- большой $\mathbf{A_г}$ =800- 10 млн. т/год;
- сверхбольшой $\mathbf{A_г}$ >10 млн. т/год.

При производительности рудника до 500 тыс. т/год проводится однопутевой квершлаг (сечением 8 м^2), при производительности более 500-800 тыс. т/год проводится двухпутевой квершлаг (сечением 12-14 м^2).

Разработка месторождений связана и с другими понятиями, величинами:

1) Рудная площадь - средняя горизонтальная площадь месторождения, бывает общей и действующей.

Действующая рудная площадь - та, на которой в течение года ведутся эксплуатационные работы.

Коэффициент использования рудной площади - это отношение действующей площади $\mathbf{S_o}$ к общей $\mathbf{S}$:

$$\mathbf{К_{исп} = S_o / S}$$

Этот коэффициент используется при определении величины годовой добычи рудника по "Нормам технологического проектирования".

2) Коэффициент эксплуатации - это количество руды, добываемой за год с 1 м^2 рудной площади:

$$\mathbf{n = A_г / S \ , т / год*м^2}$$

3) Годовое опускание фронта очистных работ - это скорость отработки запасов (всей горизонтальной площади) по глубине месторождения, м/год.

4) Коэффициент изменения качества руды - это отношение показателя качества в добытой руде (например, содержание α_2) к показателю качества в погашенных балансовых запасах α_1:

$$\mathbf{K_k = \alpha_2 / \alpha_1 \ .}$$

5) Коэффициент извлечения рудной массы - позволяет уточнить фактический объём добытой рудной массы с учётом потерянных объёмов руды и объёмов примешанных вмещающих пород:

$$\mathbf{К_и = (1 - П) / (1 - R) \ ,} \text{ отн. ед.}$$

Принцип экономически рациональной разработки рудных месторождений с плановыми потерями руды: недопустимо разрабатывать месторождение с таким уровнем потерь в недрах, при котором количество металла, теряемого в отработанном массиве, делает выгодной в это же время повторную разработку.

§ 4. Требования к вскрытию месторождений[11]

1. Необходимы два независимых выхода на земную поверхность с расстоянием между ними не меньше 30 м, имеющие клетевое и лестничное отделения.

2. Пропускная способность стволов, штолен должна соответствовать принятой производительности рудника по горной массе с коэффициентом резерва не меньше 1.3-1.5 (за рубежом до 2-2.5).

3. Обеспечивать запас вскрытых объёмов руды на 18 месяцев работы рудника.

4. Для уменьшения первоначальных затрат ввод вскрытых горизонтов целесообразно производиться по частям или вскрывать месторождение двумя ступенями (со слепым стволом или с углубкой рудовыдачного ствола).

5. Минимальный срок строительства рудника - от 2.5 (при **Q**=300 тыс.т/год) до 7 лет (при **Q** > 3 млн. т/год). Срок строительства считается от его начала до момента достижения рудником полной проектной мощности.

6. Минимальный запас руды в охранных целиках - выработки вскрытия должны находиться вне зон сдвижения пород, исключения - это большая го-

---

[11] Подробнее см. в работе: Катков Г.А., Порцевский А.К. Проектирование горных предприятий. Учебное пособие с грифом УМО. – М.: МГОУ, 2004, 104 с.

ризонтальная площадь месторождения, которая приведет к огромной длине квершлагов.

7. Удобная площадка для размещения комплекса поверхностных сооружений с уклоном не более 5-6 град.:

- здание подъёмной машины;	- трансформаторная;
- копер с надшахтным зданием;	- мастерские, склады оборудования;
- АБК;	- дороги и электролинии;
- вентиляторная;	- обогатительный комплекс - грохоты,
- компрессорная;	дробилки, отвалы, усреднительные склады...

8. Расположение капитальных выработок вне тектонических разломов и зон сильного обводнения.

9. Экономическая эффективность эксплуатации, за счет:

- уменьшения расстояния транспортирования руды от забоев к стволу;
- уменьшения числа перегрузок, например, вместо двухступенчатого одноступенчатое вскрытие;
- использования наклонных стволов с самоходным транспортным оборудованием;
- применения для вентиляции отдельных стволов или шурфов (таким образом можно уменьшить потери воздуха в шахте с 25-40% до 5-7%) ...

10. Предусмотреть возможность отработки перспективных запасов, пока не входящих в промышленные запасы, т.е. расположить стволы вне зон сдвижения пород над будущими балансовыми запасами, поставить более мощную подъёмную машину на более широкий ствол, чтобы потом не перестраивать его.

Число шахтных стволов

На старых рудниках большое число стволов сложилось исторически из-за постепенного увеличения мощности шахт и обнаружения новых запасов. На большинстве современных рудников выдают всю руду через один ствол.

По правилам безопасности рудник должен иметь не менее двух стволов: по одному спускаются и поднимаются из шахты люди, воздух, чистое оборудование, а по другому выдается на земную поверхность грязный воздух и руда.

Расположены стволы обычно на разных флангах месторождения, чтобы улучшить сквозное проветривание выработок. При центральном расположении стволов (пологие месторождения большой площади) общее число стволов бывает не менее трех для обеспечения хорошей вентиляции.

Число рудоподъёмных стволов приходится иногда увеличить по следующим причинам:

1) на крупных шахтах - для спуска-подъёма крупногабаритного оборудования (самоходного и безрельсового), тогда ствол оборудуется не копром, а мостовым или козловым краном; другой вариант - наличие наклонных стволов для самостоятельного передвижения самосвалов и другой техники;

2) проходка специального вентиляционного ствола в силикозоопасных шахтах со скиповым подъёмом - для уменьшения запыленности;

3) из-за больших утечек воздуха через людской ствол (до 45%), а в специальных вентиляционных стволах утечки воздуха бывают до 4-12% и требуется менее мощная вентиляторная установка;

4) для обеспечения независимого вскрытия новых горизонтов или участков месторождения.

Таким образом, крупная шахта может иметь, например, 5 стволов:

1 - рудоподъёмный скиповой или конвейерный (в центре);
2 - вспомогательный людской ствол (в центре);
3 - ствол для спуска-подъёма самоходного оборудования;
4 - вентиляционно-подающий (на одном фланге);
5 - вентиляционно-отводящий (на другом фланге).

§ 5. Выбор схемы вскрытия месторождения

Схема вскрытия - это расположение и очередность проведения горно-капитальных выработок.

Схемой вскрытия последовательно определяются:

1. Расположение стволов или штолен по отношению к рудному телу:

- вкрест простирания (в лежачем, висячем боку, с пересечением рудного тела с малым углом падения);
- по простиранию (в центре, на фланге).

2. Общая схема проветривания рудника, т.е. какие стволы подают и какие отводят воздух; их расположение; нагнетательная, всасывающая или приточно-вытяжная схема вентиляции; где расположен главный вентилятор, а где вспомогательный.

3. Одноступенчатое или двухступенчатое вскрытие (при двухступенчатом нижние горизонты вскрывают отдельным слепым стволом).

4. Глубина **I** очереди вскрытия - глубину, на которую месторождение вскрывают в период строительства (до начала полноценной эксплуатации).

5. Шаг вскрытия - глубину, на которую месторождение вскрывают дополнительно во **II, III** ... очереди.

6. Расположение основных и промежуточных горизонтов (по основным горизонтам руду транспортируют к стволу).

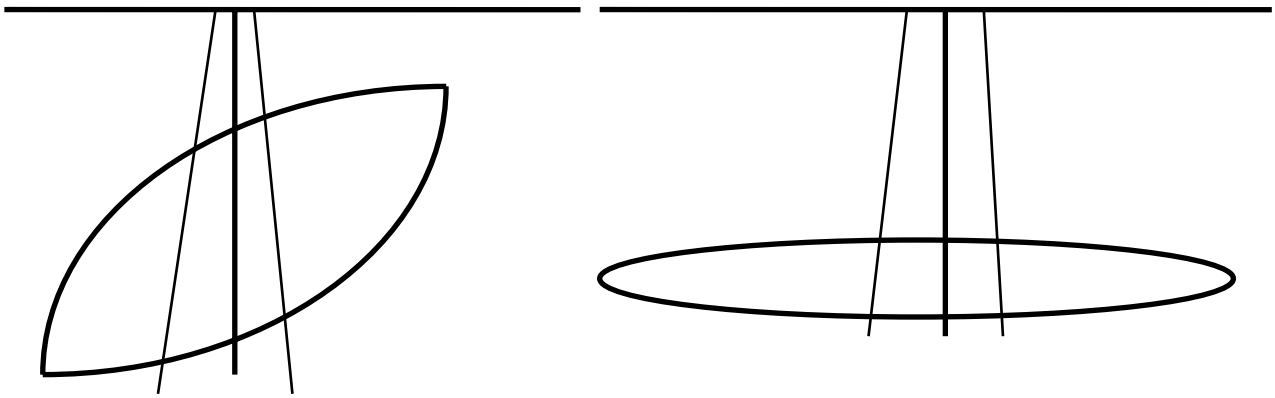
7. Порядок осушения месторождения, раздельная или совместная будет производиться выдача руды с нескольких соседних шахтных полей (характерно для угольных шахт)...

§ 6. Расположение стволов относительно рудного тела

1) Вкрест простирания обычно стволы располагают в лежачем боку вне зоны сдвижения пород и так, чтобы руда не попала в охранный целик ствола.

Исключение - вскрытие крупных наклонных залежей с большой длиной по падению, тогда верхние горизонты вскрываются стволом в лежачем боку, а нижние - в висячем (Ачисайский полиметаллический комбинат - рудники Миргалимсайский и Глубокий).

Стволы с пересечением рудного тела располагают в пологих залежах большой площади, т.к. при крутом падении больше охранный целик.



2) По простиранию бывает центральное и фланговое расположение стволов. При центральном - сокращается длина транспортирования руды и ускоряется подготовка горизонтов, но увеличивается число стволов, т.к. потребуется еще два ствола на флангах для сквозной (диагональной) вентиляции шахтного поля.

Как правило, при длине по простиранию шахтного поля до 500-700 м в мощных залежах и до 1-1.5 км в маломощных - рудоподъёмный ствол может располагаться в центре.

При центральном расположении ствола шахтное поле делят пополам по величине запасов руды для обеспечения min затрат на откатку до ствола.

При смещении центра тяжести запасов руды по горизонтам ствол располагают со смещением в сторону центра тяжести верхних горизонтов для скорейшего возмещения затрат на строительство рудника.

§ 7. Околоствольные дворы

Околоствольный двор - это совокупность подземных протяжённых и камерных выработок возле ствола. **Рудничный двор** - это территория промышленной площадки ствола на земной поверхности.

Околоствольные дворы бывают:

- односторонние или двухсторонние по отношению к стволу;

- тупиковые (а) и кольцевые - круговые (б) или петлевые (в);

- скиповые, клетевые, скипо-клетевые;

- параллельно или перпендикулярно размещенные относительно откаточных штреков и квершлагов.

§ 8. Выбор способа подготовки месторождения

Подготовка - это проведение выработок, разделяющих рудничное или шахтное поле на этажи, блоки, панели. Подготовительные выработки обеспечивают транспортирование руды от добычных участков до квершлага, обеспечивают проветривание выработок. При проведении подготовительных выработок осуществляется детальная разведка месторождения, уточняются контуры залежи и качество руды.

Подготовительные выработки - это штреки, орты, восстающие, рудоспуски. Проведение этих выработок финансируется за счет основной деятельности рудника и списываются на себестоимость добычи.

Выбор способов зависит от следующих факторов:

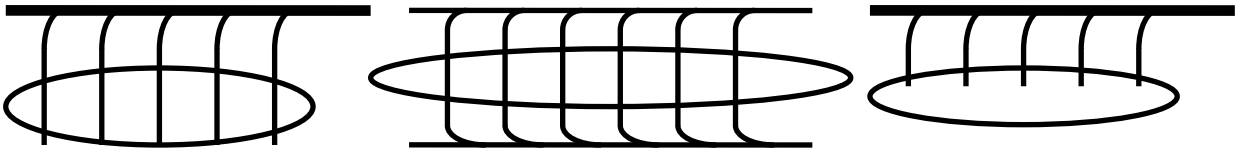
- горно-геологических условий залегания (мощность, угол падения, устойчивость руды и пород, глубина залегания, геологические нарушения, водообильность...);

- технические и экономические условия разработки (производительность рудника, применяемое оборудование, срок службы, условия проветривания, ценность руды, система разработки, схема выпуска руды из камеры, склонность к возгоранию ...).

Подготовка рудных залежей (название подготовки определяется следующим - на какую выработку производится выпуск руды из блоков) может быть:

- ортовой (тупиковой или кольцевой) с одним двухпутным штреком (или с двумя однопутевыми штреками) и двумя однопутевыми ортами на один блок;

- штековой с ортами-заездами или без них (если штрек пройден по руде).



В тонких и маломощных (до 2 м) залежах подготовительные выработки проводят по руде, в более мощных - возможна подготовка рудная или полевая. При мощности залежи более 20 м подготовка обычно только полевая - в лежачем боку залежи. Полевая подготовка обязательна и на залежах руды, склонных к возгоранию.

Своевременная подготовка запасов руды к очистной выемке (14 мес.) обеспечивает фронт очистных работ.

Для характеристики объёма подготовительных работ существует два показателя:

1) Удельный объём подготовительных работ

$$\mathbf{V_у = 100\% * T_п / T} \ ,$$

где $\mathbf{T_п}$ - объём подготовительных выработок, $м^3$;

Т - объём руды в этом блоке, на участке, $м^3$.

Для различных систем разработки этот показатель колеблется от 2 до 15-25%.

2) Коэффициент подготовки

$$К_п = 1000 * L / (Т-Т_п) \quad , \text{ пм/1000 т руды}$$

где **L** - общая длина подготовительных выработок, пм;

$(Т-Т_п)$ - подготовленные к выемке запасы, за исключением уже извлеченных при проходке, т.

Затраты по поддержанию подготовительных выработок могут превысить расходы на проходку, поэтому выработки необходимо располагать в наиболее устойчивых местах и по возможности без рудных целиков, чтобы не было лишних потерь, например, за пределами зоны опорного давления на расстоянии от рудного тела:

$$L_{оп} = (1.87 + 1.13*h)*(H*\xi)^{0.4} \quad , \text{ м} \quad ,$$

где **h** - высота этажа, м;

H - глубина разработки, м;

ξ- поправочный коэффициент на крепость пород лежачего бока, ξ=0.8-1.2 соответственно для крепких-слабых пород.

Выбор схемы расположения выработок ориентировочно может производиться технико-экономическим сравнением вариантов по удельным суммарным затратам на 1 т добычи руды:

$$\frac{Q_i - Q_в}{Б^{(1-П)/(1-Р)}} \rightarrow \min$$

где **Q_i** - сумма затрат на проведение и поддержание выработок, транспортирование руды и вентиляцию, руб.;

$Q_в$ - возмещение затрат от попутно добытой руды, руб.

Годовая производительность рудника и ширина железнодорожной колеи:

$А_г$, тыс.т/год	Ширина колеи, мм
< 200	600
200-600	600 , 750
600-3000	750 , 900
> 3000	900

Годовая производительность рудника и мощность электровозов, ёмкость глухих вагонеток

$А_г$, тыс.т/год	Электровозы сцепным весом, т	Ёмкость глухих вагонеток, $м^3$
< 100	3	1.0
100-300	7	1.2 , 1.3
300-600	10	2.2 , 2.5
600-1000	10 , 14	2.2 , 4.0
> 1000	14 , 20	4.0

Выбор схемы расположения подготовительных выработок

Выбор схемы производится тоже на основании технико-экономического сравнения вариантов подготовки по удельным суммарным затратам на 1 т добычи руды (у.е./т):

$$a = \frac{(Q - Q_{возм})}{Б\frac{1-П}{1-R}} \rightarrow \min$$

где **Q** - сумма затрат на проведение и поддержание выработок, транспортирование руды и пропуск воздуха по подготовительным выработкам, руб.;

$\mathbf{Q_{возм}}$ - возмещение затрат от попутно добытой руды, руб.

§ 9. Расположение восстающих, рудоспусков и порядок подготовки

Восстающие обеспечивают выход из забоев, по ЕПБ выходов должно быть два или больше. Восстающие могут располагаться по руде или по пустой породе, вертикально или наклонно (под углом падения рудного тела).

Восстающие отличаются от ходков тем, что ходки тупиковые, не выходят сразу на два горизонта, а восстающие обязательно сквозные.

Конструкция восстающего: ленточное отделение, грузовое - для леса, оборудования. Крепь: деревянная - срубовая или распорная (расстрелами).

Обычно рудоспуск проходят отдельно от восстающего, но иногда - это рудоспускное отделение восстающего, между этим отделением и ходовым - сплошная крепь.

Размеры лестничного отделения по ЕПБ: ширина - две лестницы по 0.6 м каждая, высота между полками - до 5 м, угол наклона - до 80 град.

Диаметр рудоспуска $\mathbf{D > (4\text{-}5)*d_{ср}}$ кондиционного куска.

Верхний горизонт рабочего блока - вентиляционный, нижний - откаточный.

Подготовка участка, блока наклонными спиральными съездами

Пример области применения наклонных съездов: при $\mathbf{H_{бл}}$=60 м, дизельном погрузчике и $\mathbf{K_{исп}}$=0.65, $\mathbf{S_{бл}}$ >10-15 тыс.м^2 , $\mathbf{Б_{бл}}$ >45-50 тыс.м^3. Угол подъёма съезда зависит от применяемого оборудования, обычно 8-12 град.

Достоинства - перегон оборудования со слоя на слой без их разборки, возможность одновременной добычи на слоях одним и тем же буровым и погрузо-доставочным самоходным оборудованием;

Недостатки - более значительный объём горно-подготовительных работ и затрат на поддержание (ремонт крепи).

Нарезные работы

Вслед за разделением залежи на блоки и столбы проходят нарезные выработки , обеспечивающие непосредственно подходы и выемку руды:

- подэтажные и слоевые выработки (штреки и орты), разделяющие блок на слои и подэтажи;

- выработки горизонта скрепирования (штреки и орты), служащие для скреперной доставки отбитой руды из блока (камеры) до штрека или орта откаточного горизонта;

- выработки горизонта грохочения (камеры, штреки, орты), служащие для размещения оборудования дробления негабаритов руды;

- выработки горизонта подсечки (дучки, воронки - выпускные выработки, орта-заезды), предназначенные для выпуска отбитой руды из камеры на выработки откаточного горизонта;

- отрезные восстающие и щели, ходки, вентиляционные сбойки, дучки...- это вспомогательные выработки, характерные для некоторых систем разработки.

§ 10. Объёмы подготовительно-нарезных выработок

Планирование текущего объёма и скорости проведения выработок ведется на основе плана добычи руды с учётом сложности условий залегания рудного тела.

Объём необходимых подготовительно-нарезных работ (общая длина):

1. При применении на руднике одной системы разработки

$$L = 0.001\, K_{пн} A_г \frac{1-P}{1-П} \quad , \text{ пм}$$

Общий коэффициент подготовительно-нарезных работ $K_{пн}$ - это сумма коэффициентов подготовки и нарезки для каждого вида выработок (штреков, ортов, восстающих...).

Годовые планы проведения различных выработок:

$$L_{штр} = L_i * K_{пн_штр} / K_{пн}$$
$$L_{восст} = L_i * K_{пн_восст} / K_{пн} \quad ...$$

При коэффициенте опережения подготовительных работ над очистными $K_{зап}$=1.2-1.5 минимальная скорость проведения различный выработок определяется по формулам:

$$V_{штр} = \frac{K_{зап} L_{штр}}{12\, N_{штр}} \quad , \text{ пм/мес}$$

где $N_{штр}$ - число одновременно работающих проходческих забоев в штреках.

2. При использовании на руднике нескольких систем разработки

$$L_i = 0.001*K_{пн_i}*A_г*\alpha_i*(1-P_i)/(1-П_i) \text{ , пм}$$

где α_i - доля добычи i-ой системы разработки в годовой добыче рудника, отн.един.

Годовой объём выработок по каждой системе:

$$L_{штр_i} = 0.001*K_{пн}*A_г*\alpha_i *(1-P_i)/(1-П_i) \text{ , пм}$$

ЧАСТЬ 2.
Технологические процессы очистной выемки

Под технологическими процессами очистной выемки подразумеваются отдельные укрупнённые операции, которые в совокупности позволяют производить добычу руды. Кроме работ по собственно очистной выемке на руднике производится огромное множество других работ, по обеспечению всем необходимым очистную выемку.

§ 1. Классификация производственных процессов подземных горных работ (по В.Р.Именитову[1])

I. Основные технологические процессы

1. Процессы горно-капитальных работ

1.2. Проведение горно-подготовительных выработок на горизонтах

1.3. Проведение подготовительно-нарезных работ в блоках

2. Процессы очистных работ

2.1. Отбойка руды - отделение руды от массива с дроблением на куски

2.2. Доставка руды - перемещение руды от забоя до откаточного горизонта

2.3. Вторичное дробление руды

2.4. Процессы поддержания очистного производства - закладка, крепление, упрочнение пород

3. Процессы перемещения и дробления **руды** вне очистного блока

3.1. Подземный транспорт руды - от блока до ствола

3.2. Подземное дробление руды - в дробилках до **d**<200мм

3.3.Подъём руды, складирование, отгрузка потребителю

4. Процессы управления качеством рудной массы - селекция, сортировка, усреднение...

5. Процессы перемещения пустой **породы** вне проходческого забоя

5.1. Транспорт пустой породы от забоя до ствола

5.2. Подъём пустой породы по стволу

5.3. Образование породных отвалов

II. Вспомогательные технологические процессы

1. Монтажные и ремонтные работы

1.1. Монтажно-демонтажные работы в очистных блоках

1.2. Ремонт оборудования вне блоков

2.1.3.Ремонт горных выработок

2. Процессы транспортировки людей, материалов и оборудования

2.1. Спуск-подъём людей, материалов и оборудования по стволу

2.2. Транспорт людей, оборудования от ствола к блоку

---

[1] Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. М., Недра, 1984, 504 с.

2.3. Доставка материалов и оборудования в очистных блоках

3. Процессы энергоснабжения, вентиляции и водоотлива

3.1. Энергоснабжение электричеством участковых подстанций

3.2. Энергоснабжение сжатым воздухом

3.3. Водоснабжение буровых машин, оросительных систем

3.4. Вентиляция, кондиционирование и очистке воздуха

3.5. Водоотлив - обслуживание насосов, водосборников

4. Геолого-маркшейдерские работы

4.1. Геологическое обслуживание горных выработок

4.2. Маркшейдерские работы - планирование и контроль направления, объёмов проходческих и очистных работ

4.3. Контроль качества рудной массы - технический отдел, химлаборатория, геофизический отдел...

5. Прочие вспомогательные работы - обслуживание складов материалов и оборудования, бытового комбината...

§ 2. Основные технологические процессы

Процессы отбойки, доставки руды, управления горным давлением составляют 75-90% общих затрат на очистную выемку и 35-50% всех затрат по руднику.

Отбойка руды

Отбойка руды бывает буровзрывной, механической, гидравлической и электрофизической.

Руды крепостью более **f**=6 отбивают шпуровыми, скважинными или минными зарядами.

Диаметр бурового инструмента:

- шпуры (длина до 5 м) - 32, 36, 40, 42,46, 55, 59, 65 мм;
- скважины - 76, 93, 105, 112, 125, 132, 145... мм

Длина буровой штанги от 0.7 до 4.3 м , обычная длина - 1.5, 1.8, 2, 2.2м.

Для бурения шпуров и скважин применяют:

- сверла;
- “бурильные головки” (перфораторы, бурильные установки, буровые станки...);
- станки с погружными пневмоударниками;
- станки шарошечного бурения.

Перфораторы (ударно-поворотное бурение) бывают:

- ручными (**Q**<36 кг) на пневмоподдержке;
- колонковыми на распорной колонке с податчиком;
- телескопными с соосной пневмоподдержкой.

Для относительно широких забоев (**B**>1.5 м) для бурения шпуров используются самоходные буровые установки с двумя-тремя перфораторами на стрелах-манипуляторах с податчиками, для бурения скважин используются переносные буровые станки.

Эффективность отбойки характеризуется:

- сменной производительностью бурового оборудования - обычный диапазон 10-30 пм/см;

- удельным расходом ВВ - обычный диапазон 0.4-0.8 кг/т или 0.5-2 кг/м^3;

- точностью отбойки, т.е. отклонением от проектного контура (от 2-3 см до 2-3 м);

- качеством дробления руды, т.е. выходом негабаритов (до 20% объёма отбитой руды).

Сменная производительность измеряется в пм/см, м^3/см или т/см:

$$\mathbf{P = \Delta * L \quad , \quad м^3/см}$$

где **Δ** - выход руды с 1 пм скважины (шпура), м^3/пм;

L - длина пробуренных скважин (шпуров) за смену, пм/см.

Выход руды **Δ** - средний объём или масса отбиваемой руды с 1 пм скважины (шпура), обычный диапазон 5-20 т/пм и он зависит от конструкции вруба, заряда ВВ, типа ВВ, взрываемости руды, наличия свободной поверхности...

А. Шпуровая отбойка

Отбойка производится: а) в восходящем порядке (сплошным, потолкоуступным забоем); б) в нисходящем порядке (сплошным, почвоуступным забоем); в) в горизонтальном направлении (опять сплошным или уступным забоем).

Шпуровая отбойка используется при разработке месторождений небольшой мощности: подэтажно-камерными системами с небольшой высотой подэтажа и слоевыми системами с отбойкой руды слоями до 3-4 м (обычно 1.5 м).

Отличием шпуровой отбойки руды при очистной выемке от отбойки руды при проходке горизонтальных выработок является обязательное наличие не менее двух обнаженных поверхностей: одной, в которой выбуривают шпуры, и другой, на которую производится выброс руды и параллельно которой бурят шпуры (чтобы исключить врубовые шпуры).

Диаметр шпуров 30-40 мм используется в маломощных жилах, а **d**=45-70 мм - в более мощных залежах. Выход горной массы колеблется в пределах **Δ**=0.3-1.5 м^3/пм, а удельный расход ВВ - в пределах **q**=0.7-2.5 кг/м^3.

Производительность труда бурильщика составляет **P**=5-40 м^3/см при бурении ручными перфораторами и **P**=7-500 м^3/см при использовании самоходных буровых кареток (с одной стоянки установка типа УБШ может обурить параллельными шпурами забой размерами до **B**x**h**=8.7x7.2 м).

Выбор перфораторов

1.Ручные перфораторы ПП

Масса, кг	Диаметр d, мм	Длина L, м	Крепость f
< 12.5	используются на вспомогательных работах		
< 20	< 46	< 3	< 10
< 25	< 50	< 5	< 16
25 - 33	< 65	< 6	> 14

2. Телескопные перфораторы ПТ

массой 40-50 кг используются для бурения восходящих шпуров

Диаметр d, мм	Длина L, мм	Крепость f
42 - 85	< 10-15	4 - 20

3. Тяжелые перфораторы ПК ("колонковые")

массой 60-75 кг используются для бурения удлиненных шпуров - скважин

Диаметр d, мм	Длина L, мм	Крепость f
52 - 85	< 15-25	8 - 20

Для заряжания шпуров гранулированными ВВ используются эжекторные пневозарядчики "Курама-7М" (горизонтальные и слабонаклонные шпуры) и "Курама-8" (вертикальные шпуры). Инициируют заряд в шпуре патроном-боевиком с капсюлем-детонатором (при огневом взрывании) или с электродетонатором (при электрическом). Патрон-боевик вводят в шпур последним и той стороной, с которой находится детонатор.

Выбор взрывчатых веществ

Наименование ВВ	Крепость f	Обводнённость	Заряжание
Аммонал водоустойчивый	< 12	любая	ручное
Аммонал скальный № 3	> 8	любая	ручное
Аммонит скальный № 1	> 14	малая	ручное
Аммонит № 6-ЖВ	< 8	любая	ручное
Детонит М	> 6	средняя	ручное
Гранулит АС-8	> 8	малая	механизированное
Гранулит АС-4	> 6	нет воды	механизированное
Гранулит М	< 12	нет воды	механизированное
Игданит	< 8	нет воды	механизированное

Обычно используются гранулированные ВВ, которые можно заряжать пневмозарядчиками в шпуры **d**>34 мм. Ручное заряжание патронированными ВВ применяется в шпурах **d**=28-40 мм (диаметр патронов $\mathbf{d_п}$=23-37 мм, длина 210-300 мм, масса патрона 200, 250 или 300 г, плотность патронирования Δ=1100-1200 кг/м^3).

Б. Скважинная отбойка

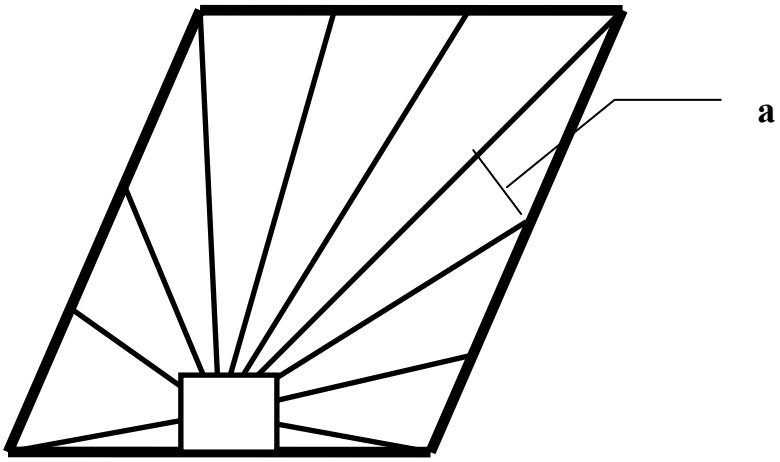
Около 50% руды отбивается на рудниках скважинами, из них скважинами малого диаметра (до 90 мм) - 15%.

Скважинная отбойка применяется при разработке месторождений средней и большой мощности параллельными, веерными или пучковыми скважинами обычным диаметром **d**=45-105 мм. Отбойка осуществляется вертикальными, наклонными или горизонтальными слоями на компенсационное пространство или "в зажиме".

При отбойке руды вертикальными слоями камера разбуривается с одного или двух-трех подэтажей восходящими и нисходящими скважинами, при редкой отбойке горизонтальными слоями в блоке потребуется бóльшее количество буровых выработок. При отбойке вертикальными или крутонаклонными слоями различают этажную и подэтажную отбойку. Проще всего соблюдать проектное расположение скважин при вертикальных слоях, однако иногда трещиноватость или слоистость определяет другой угол наклона слоев. При большом расстоянии между плоскостями ослаблений скважины следует располагать **перпендикулярно** к плоскости основной системы трещин с тем, чтобы исключить отделение взрывом крупных частей массива и уменьшить утечку газов взрыва по трещинам. При мелкослоистой руде (при относительно малом расстоянии между плоскостями трещин), наоборот, целесообразно бурить скважины **параллельно** плоскости господствующей трещиноватости. Т.к. наибольшее число отказов с обычными ВВ происходит в обводненных скважинах, то скважины стараются бурить восходящими или же сквозными нисходящими (но их сложнее зарядить).

В отбиваемом слое скважины располагаются параллельно или веерно, при параллельном расположении скважин более равномерное размещение ВВ по массиву, т.к. отсутствуют сближенные и удаленные участки и меньше требуется самих скважин для обуривания слоя. Зато при веерном расположении меньше требуется буровых выработок и перестановок бурового станка. Веерное расположение выгоднее параллельного при скорости бурения более 10 м/смену.

Коэффициентом сближения скважин называют отношение расстояния между скважинами в ряду к линии наименьшего сопротивления - ЛНС (**m=a / W**). Обычно расстояние между концами скважин в веере больше расстояния между расстояния между параллельными скважинами на 20%. При мгновенном взрывании зарядов в ряду (веере) коэффициент сближения, во избежания пробоя по плоскости их расположения, принимают увеличенным до **m**=1.6-2, а при поочередном взрывании до **m**=1-1.2. При **m**<1 возможен преждевременный прорыв газов взрыва между скважинами. Коэффициент сближения **увеличивают** при расположении скважин **параллельно** трещинам и уменьшают при перпендикулярном расположении к трещинам.



Лучшее оконтуривание отбойкой достигается при расположении скважин параллельно границам камер, но это требует дополнительных буровых вырабо-

ток, поэтому оконтуривание обычно производится торцами скважин с перебуром на величину **(0.2-0.4)*W**. В России обычно используются скважины диаметра 60-90 мм при средней крепости руд и 100-150 мм - при крепких рудах. За рубежом чаще используются скважины диаметром от 40-80 мм.

Преимущества скважинной отбойки по сравнению со шпуровой:

- увеличивается в 2-3 раза производительность труда на отбойке;
- независимость процессов бурения и взрывания от доставки руды;
- безопасность бурения из специальных закрепленных выработок (в очистном пространстве людей нет);
- возможность выемки руды без крепления и закладки очистного пространства;
- пониженная запыленность воздуха и высокая механизация труда...

Недостатки:

- худшее дробление руды;
- малая точность контура отбойки, отсюда большие потери и разубоживание;
- ограничение области применения залежами средними и мощными (М > 5-8 м), хотя разработан способ щелевой скважинной отбойки маломощных рудных тел – см. параграф Типовые технологические схемы на урановых рудниках;
- большое сейсмическое воздействие на законтурный массив...

При выборе диаметра скважин надо учитывать:

- с увеличением диаметра (и изменения способа бурения) возрастает объёмная скорость бурения (см^3/смену), например, в 2-3 раза при увеличении диаметра от 70 до 200 мм;
- удельный расход ВВ на отбойку (при том же качестве дробления) практически не изменяется при густой сетке трещин и в 2-3 раза возрастает при монолитной руде и редкой системе трещин.

Следовательно, большой диаметр вызывает снижение производительности труда на отбойке крупноблочной и монолитной руды и вызывает увеличение производительности при мелкоблочной структуре.

С уменьшением диаметра уменьшается степень воздействия взрыва на законтурный массив, почти исключается выход негабарита и нарушения целиков, малый диаметр может применяться при любых горно-геологических условиях.

Недостатки малых диаметров скважин:

1) очень большое потребное число скважин при обрушении крупных массивов руды, это усложняет взрывные коммуникации, увеличивает продолжительность заряжания, снижает надежность взрыва, вызывает рост числа отказов и растет опасность ведения работ;

2) смещение пробуренных скважин из-за соседних взрывов и горного давления может привести к их полной потере, тогда как скважины большого диаметра часто удается зарядить и при их смещении.

Таким образом, более широкое распространение должны получит скважины малого диаметра в случаях:

- послойной отбойки руды;
- при малоустойчивой руде или вмещающих породах (или при наличии контакта с затвердевшей закладкой) во избежание законтурного обрушения;
- при сравнительно небольшой мощности рудных тел, а также на нарезных работах (подсечка, образование выпускных траншей...);
- если в очистном пространстве должны работать люди.

Скважины большого диаметра целесообразно применять при одновременном обрушении больших масс руды, а также при густой сетке трещин.

Основными параметрами скважинной отбойки являются ЛНС и расстояние между скважинами в ряду, на основании которых определяются все другие параметры отбойки.

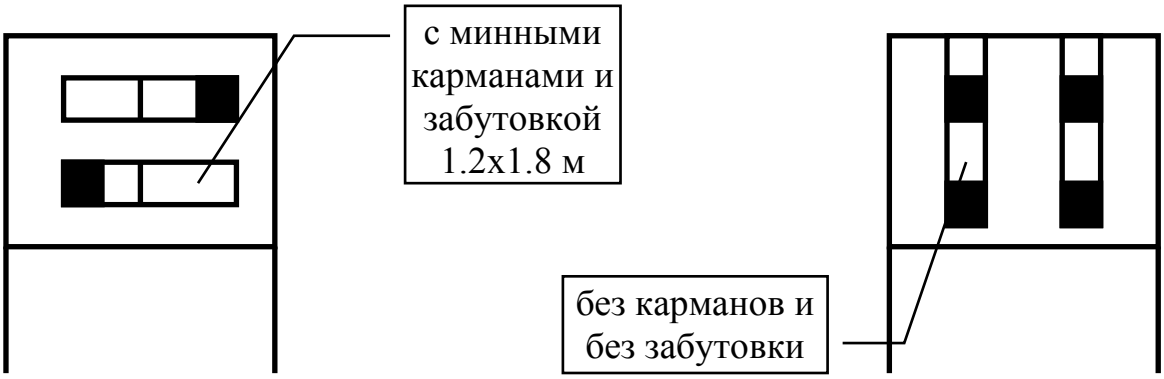
Выбор взрывчатых веществ

Наименование ВВ	Крепость f	Обводнённость	Заряжание
Аммонал водоустойчивый	> 4	любая	ручное
Аммонал скальный № 3	> 8	любая	ручное
Аммонит № 6-ЖВ	< 12	любая	ручное
Гранулит АС-8	> 8	нет воды	механизированное
Гранулит АС-4	> 6	нет воды	механизированное
Гранулит М	> 4	нет воды	механизированное
Игданит	< 8	нет воды	механизированное

В. Минная отбойка

- это отбойка сосредоточенными зарядами большой массы, размещенных в специально подготовленных выработках, она применяется крайне редко и только при разработке мощных месторождений крепких руд.

Отбивают руду вертикальными или горизонтальными слоями на компенсационное пространство или "в зажиме", с минными карманами и забутовкой либо без карманов и забутовки. ЛНС при минной отбойке обычно 8-10 м.



Сейчас минная отбойка используется, в основном, при принудительном обрушении целиков, барьерных и потолочных. На апатитовом месторождении вблизи г. Кировска дважды использовались ядерные минные заряды для рыхления бедных руд (подробности см. далее).

Достоинства: дешевле и производительнее шпуровой отбойки, а иногда и скважинной для очень крепкой руды.

Недостатки: неровные контуры выемки, увеличенные в 1.5 раза против скважинной отбойки потери и разубоживание руды, разрушение ближних выработок и законтурного массива, крайне неравномерное дробление руды.

§ 3. Выбор бурового оборудования

В России в породах крепостью 8-10 скважины глубиной до 10-12 м выбуривают тяжелыми перфораторами ПК, а при большей глубине - твердосплавными или алмазными коронками вращательным бурением. С начала 50-х годов в России на рудниках используется бурение погружными пневмоударниками и шарошечное бурение.

Бурение тяжелыми перфораторами ПК - основной способ бурения скважин уменьшенного диаметра (50-90 мм). Для этого применяют “бурильные головки” с независимым вращением бура. При ударно-вращательном бурении с увеличением глубины скорость бурения снижается по гиперболической зависимости из-за потерь энергии удара в стыках става штанг, преодоления инерции става штанг и из-за ухудшения условий удаления бурового шлама из забоя скважины. Поэтому в крепких породах скорость бурения перфораторами становится малой уже на глубинах 10-15 м, использование же станков с независимым вращением бурового инструмента позволяет увеличить глубину скважин до 30 м.

В России для бурения скважин **d**=50-85 мм и глубиной до 30 м в любом направлении по крепким и средней крепости породам используются станки вращательно-ударного действия БУ-50НА, БУ-80СА, СБ-1П, БУГ-65С... Производительность буровых станков при бурении коронками **d**=50 мм по породам крепостью 12-14 составляет 50-60 м/смену. Для бурения веерных и параллельных скважин по породам средней крепости применяют “бурильные головки”, используемые для бурения шпуров.

1. “Бурильные головки”

(для бурения шпуров и скважин)

- ударно-поворотного действия **f**=14-20: ПП36 (50, 54, 63), ПТ38 (48) - массой от 24 до 33 кг - предназначены для бурения шпуров;
- ударно-вращательного действия - тяжелые перфораторы типа ПК **L**=5-50 м, **d**=40-85 мм, **f**=8-20: ПК60 (75), М1 (2,3), Норит, "Удар-2" - массой от 60 до 120 кг; производительность за 7 часовую смену при **f**=10-14 Q=20-30 м/см;
- вращательного действия **L**<4 м, **f**<10 (резцами и шарошечными долотами), **f**=10-18 (алмазными коронками): ЭБГП, БУЭ;
- вращательно-ударного действия **f**=6-12: ЭМБГ, БУ-1М.

2. Бурильные установки
(для бурения шпуров)

Суть – это самоходные “бурильные головки”, оснащённые одним-двумя-тремя манипуляторами с податчиками: УБШ пяти размерных групп: УБШ-101 (208, 322, 401, 503...), размеры обуриваемого забоя от **h**x**b**=2.3x2.5 м до **h**x**b** =7.2x8.5 м; тип бурильной головки - БУЭ, ПК60 (75), Норит.

3. Буровые станки
(самоходные и несамоходные, для бурения скважин)

1) **с “бурильной головкой”** (БУ):

КБУ-50М (80) - переносные станки, БУ-50НА, ПБУ-80М, СБ-1П - самоходные станки; тип бурильной головки - ПК-60 (75), Норит; размеры буровой выработки от **h**x**b** =2.2x2.2 м до **h**x**b** =3.1x3.1 м;

2) **с погружным пневмоударником** (БП) бывают двух видов:

а) переносные станки - НКР-100М, СБУ-6 (3), ЛПС-3М (3У) массой 600-700 кг и производительностью за 7 часовую смену при **f**=10-14 Q=6-8 м/см;

б) самоходные станки - БП-100 (160) массой 3 т;

тип пневмоударников - ПП-85 (105, 125, 155) с диаметром ударника 85, 105, 125 и 155 мм и массой от 10 до 40 кг;

тип расширителя скважины - РС220 (250, 280, 330) - используются для вспомогательных целей;

размеры буровой выработки от **h**x**b** = 2.2x2.2 м до **h**x**b** = 2.8x2.8 м;

Способ бурения погружными пневмоударниками устраняет основной недостаток бурения “бурильными головками” - поглощение энергии удара в стыках става штанг. В скважину вводится только ударный механизм, а вращение его осуществляется через штанги вращателем на буровом станке.

Основной объём бурения скважин в России выполняется станками НКР-100М (**d**=105-110 мм) и ЛПС-3 (150 мм). Скорость бурения при крепости 4-6 составляет 40 м/смену, при крепости 10-14 составляет 15 м/смену.

Увеличение глубины скважины уменьшает скорость бурения, буровая камера должна иметь сечение 2.5x3.5 м. Два рабочих могут обслуживать два станка одновременно.

Погружные пневмоударники используются в крепких породах при глубине скважин более 10-12 м, т.к. при меньшей глубине эффективнее использовать бурение тяжелыми перфораторами.

3) **с шарошечными долотами (БШ)** - вращательное бурение

тип переносного станка - БШ-145М масса 1.5 т, глубина скважин до 50-60 м;

тип самоходного станка - БШ-200С (200СА) масса 35 т;

диаметр скважин 145-250 м, длина до 80 м;

размеры буровой выработки от **h**x**b** = 3.0x3.0 м до **h**x**b** = 3.2x3.5 м;

производительность за 7 часовую смену при **f**=16-20 **Q**=6-12 м/см.

Вращательное бурение применяют при **f** < 6-8, тогда производительность станков составляет 20-40 м/смену.

При бурении нисходящих скважин производительность снижается на 15-20% из-за худшей очистке забоя скважины от бурового шлама.

Переносные шарошечные станки применяют в основном для бурения вееров глубоких скважин **d**=150 мм в крепких и очень крепких породах.

Преимущества шарошечного бурения по сравнению с погружными пневмоударниками:

- меньшая запыленность и шум;
- более высокая (в 2-3 раза) производительность станка;
- меньший износ долот по диаметру и их более высокая стойкость;
- меньшая себестоимость бурения на 1 $м^3$ отбитой руды.

Недостатки:

- более тяжелое и нетранспортабельное оборудование;
- бóльшее число обслуживающих рабочих;
- более узкая область применения.

При переносном оборудовании шарошечное бурение целесообразно при веерном расположении, не требующем частых перестановок станка. Пневмоударное бурение выгоднее на подэтажах, когда доставка тяжёлого станка к месту работы затруднена, а также при бурении параллельных и одиночных скважин, требующих частых передвижек станка.

Область применения способов бурения шпуров и скважин

Бурение	Крепость	Глубина, м	Диаметр
1. **“Бурильными головками”**			
а) вращательно-ударное, с независимым вращением бура	любая	< 30 м	40 - 85
б) ударно-поворотное	< 15	10 - 15	40 - 85
в) Вращательное	< 8	10 - 40	80 - 100
2. **Погружными пневмоударниками**	> 8	10 - 50	100 (85,150)
3. **Шарошечное**	> 8	15 - 100	150

§ 4. Расчёт шпуровой отбойки

1. Диаметр шпура определяется в зависимости от кондиционного размера куска (**R**) и коэффициента дробимости пород (**$К_{др}$**):

$$d = R * К_{др} \quad , м$$

где **$К_{др}$** =0.05-0.2 по таблице соответственно для трудно- и легкодробимых пород;

R - кондиционный размер куска, определяется как наименьший из рассчитанных размеров:

- для выпускных отверстий

$$R = D_{вып.отв} / (3\text{-}5) \quad , м$$

- для погрузочных машин

$$R = 0.45\sqrt[3]{V_{ковша}}\ , \text{ м}$$

- для конвейера и лотка вибропитателя

$$R = 0.5 * B_{ленты} + 0.25\ , \text{ м}$$

2. Длина шпура определяется в зависимости от свойств руды и от угла забуривания шпура в массив:

$$L_{ш} = \frac{L_{заб}}{\eta \sin\varphi}\ , \text{ м}$$

где $L_{заб}$ - желаемый уход забоя за цикл, м;

η - коэффициент использования шпура - КИШ, η =0.85-0.9;

φ - угол наклона шпура к плоскости обуриваемого забоя

$\varphi = 90^{o} - \alpha_{тр}$;

$\alpha_{тр}$ - угол наклона основной системы трещин к плоскости обуриваемого забоя.

3. Забойка зарядов ВВ песком, глиной или буровым шламом препятствует прорыву газов в забой через устье шпура. Длина забойки:

$$L_{заб} = (0.2\text{-}0.3) * W\ .$$

4. Направление бурения шпуров и применение переносных или колонковых перфораторов определяется принятой системой разработки и экономическим сравнением вариантов использования буровой техники различного типа (с учётом стоимости проведения наклонного съезда или же увеличения сечения буровых выработок при использовании самоходной техники).

5. Выбор взрывчатых веществ производится в зависимости от свойств массива, его обводненности, использования пневмозарядчиков, стоимости ВВ и средств взрывания СВ.

Обычно используются гранулированные ВВ, которые заряжаются пневмозарядчиками в шпуры **d**>34 мм. Ручной способ заряжания применяют для патронированных ВВ с плотностью патронирования Δ=950-1100 кг/м^3 (патроны $d_п$=23-37 мм $L_п$=210-300 мм или $d_п$=39-70 мм $L_п$ =270-510 мм).

Окончательный выбор марки ВВ рекомендуется производить по коэффициенту сравнительной технико-экономической эффективности ВВ:

$$К_э = h_1 h_п \sqrt{\frac{\Delta_э C}{\Delta C_э}} \rightarrow \max$$

где $C_э$ - стоимость эталонного ВВ (аммонит №6 ЖВ), $C_э$ =240 у.е./т;

C - стоимость оцениваемого ВВ, **C**=120-500 у.е./т;

$\Delta_э$ - плотность заряжания эталонного ВВ в патроне, $\Delta_э$ =1100 кг/м^3;

Δ - плотность заряжания оцениваемого ВВ, Δ=800-1500 кг/м^3;

k_1- коэффициент относительной работоспособности выбранного ВВ по сравнению с эталонным аммонитом №6 ЖВ, k_1=0.8-1.13;

$k_п$ - коэффициент, учитывающий для патронированных ВВ диаметр шпура

$\mathbf{k_п = d / d_п}$

6. Линия наименьшего сопротивления (**W**) и расстояние между шпурами в ряду (**a**) определяют количество и расположение шпуров на плоскости обуриваемого забоя.

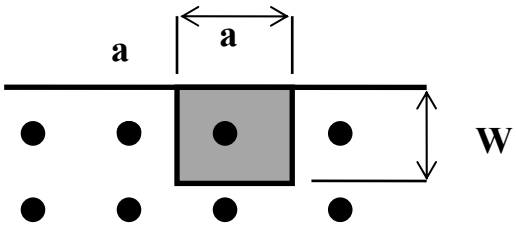
6.1. Обычно ЛНС рассчитывают по ранее экспериментально полученной величине площади забоя на шпур (обычно $\mathbf{S_ш}$=0.5-1 м^2/шпур):

$$\mathbf{W} = \sqrt{\mathbf{S_ш} / \mathbf{m}} \quad \text{и тогда} \quad \mathbf{a = m * W} \quad \mathbf{,\ м}$$

где **m** - коэффициент сближения зарядов:

- при электрическом взрывании **m** = 1-1.5;
- при огневом взрывании **m** = 1.2-1.5.

6.2. Если нет данных о площади забоя на шпур ($\mathbf{S_ш}$), то ЛНС и расстояние между шпурами в ряду рассчитывают из условия равенства массы заряда ВВ в шпуре произведению объёма отбиваемой руды на удельный расход ВВ:



$$\frac{\Delta \pi d^2}{4} k_3 = q\left(m W^2\right)$$

Тогда ЛНС и расстояние между шпурами в ряду:

$$\mathbf{W = d\sqrt{\frac{0.785 \Delta k_3}{m q}}} \quad , \quad м$$

$$\mathbf{a = \begin{cases} m W \\ 0.886 d \sqrt{\frac{\Delta k_1}{q}} \end{cases}} \quad , \quad м$$

где **d** - диаметр шпура, м;

Δ - плотность заряжания ВВ в шпуре:

- при ручном, патронированными ВВ Δ=850-900 кг/м^3 ,
- при пневматическом Δ=1100-1200 кг/м^3 ,

q - удельный расход ВВ, кг/м^3 :

а) при отбойке с двумя обнаженными поверхностями

$$\mathbf{q = q_o * k_1 * k_4 * k_5 * k_6 * k_8} \quad ;$$

б) при отбойке с одной обнаженной поверхностью

$$\mathbf{q = q_o * k_1 * k_2 * k_3 * k_9 * k_{11}} \ ;$$

$\mathbf{q_o}$ - теоретический расход эталонного ВВ (аммонит №6 ЖВ) на отбойку, выбирается по таблице в зависимости от крепости породы:

- при отбойке с двумя обнаженными поверхностями при **f**=4-20, ширине забоя 1-3 м

$$\mathbf{q_o = 0.6 \div 2.1\ кг/м^3\ ;}$$

- при отбойке с одной обнаженной поверхностью при f=4-20

$$\mathbf{q_o = 0.4 \div 1.5\ кг/м^3\ ;}$$

$\mathbf{k_1}$ - коэффициент относительной работоспособности выбранного ВВ по сравнению с эталонным аммонитом № 6 ЖВ, $\mathbf{k_1}$=0.8-1.13;

$\mathbf{k_2}$ - коэффициент, учитывающий структуру руды:

- для слоистых руд с перпендикулярной шпуру трещиноватостью $\mathbf{k_2}$ =1.3;
- для хаотически и мелкотрещиноватых руд $\mathbf{k_2}$=1.4;
- для монолитных, плотных или вязких, пористых руд $\mathbf{k_2}$=2;

$\mathbf{k_3}$ - коэффициент заполнения шпура зарядом ВВ:

- по проекту $\mathbf{k_3}$=0.6÷0.72;
- фактически

$$\mathbf{k_3 = \frac{V_{зар}}{V_{шпура}} = \frac{q\,a\,W^{L_ш}/\Delta}{0{,}25\pi d^2 L_ш}}$$

$\mathbf{k_4}$ - коэффициент, учитывающий расположение шпуров относительно свободной поверхности (куда будет направлен взрыв):

- при параллельном расположении $\mathbf{k_4}$=1;
- при перпендикулярном расположении $\mathbf{k_4}$=1.4÷1.6;

$\mathbf{k_5}$ - коэффициент, учитывающий способ заряжания:

- при ручном заряжании россыпными ВВ $\mathbf{k_5}$=1;
- при заряжании патронированными ВВ $\mathbf{k_5}$=0.8÷0.85;
- при пневмозаряжании $\mathbf{k_5}$=0.9÷0.85;

$\mathbf{k_6}$ - коэффициент, учитывающий диаметр шпура (относительно эталонного $\mathbf{d_ш}$=0.042 м) и степень массивности пород:

$$\mathbf{k_6 = (d / 0.042)^n}$$

n=1÷0.5 соответственно для (монолитных÷трещиноватых) пород;

$\mathbf{k_8}$ - поправочный коэффициент на длину шпура, $\mathbf{k_8}$= 1.3÷0.8 при $\mathbf{L_ш}$ =1÷5 м;

$\mathbf{k_9}$ - коэффициент, учитывающий общую площадь забоя, $\mathbf{k_9 = 6.5 / S_{заб}}$**;**

$\mathbf{k_{10}}$ - коэффициент, учитывающий плотность забойки в шпуре, $\mathbf{k_{10}}$=0.8÷0.95;

$\mathbf{k_{11}}$ - коэффициент, учитывающий диаметр патронов, $\mathbf{k_{11}}$=1,1÷1-0,95 соответственно для патронов диаметром 25, 30, 40 мм.

7. Расстояние между рядами шпуров (**b**) зависит от последовательности взрывания рядов зарядов и интервалов замедления:

- при короткозамедленном и замедленном взрывании (τ > 50 мс)

$$\mathbf{b = W\ ;}$$

- при почти мгновенном взрывании нескольких рядов (τ < 50 мс)

$$\mathbf{b = (0.7 \div 0.9)*W\ \ ,\ м\ .}$$

8. Количество шпуров в ряду определяется шириной забоя или же мощностью залежи:

$$N_ш = 1 + \frac{M - 2a_{кр}}{a_{расч}}$$

где k_8 - ширина забоя или мощность залежи, м;
$a_{кр}$ - краевое расстояние, $a_{кр}$ =0.2÷0.4 м (до 0.7 м на границе с закладкой);
$a_{расч}$ - рассчитанное расстояние между шпурами в ряду, см. п. 6.2.

После округления до целого числа $N_ш$ необходимо пересчитать расстояние между шпурами $a_{факт}$ и ЛНС **W**:

$$a_{факт} = \begin{cases} \dfrac{M - 2a_{кр}}{N_ш - 1} \\ \dfrac{M - (N_ш - 1)a_{расч}}{2} \end{cases}, \quad м$$

$$W = \frac{a_{факт}}{a_{расч}} W_{расч}, \quad м$$

9. Количество одновременно взрываемых рядов зарядов ВВ ($N_р$) определяется только необходимым объёмом отбиваемой руды за цикл, т.е. производительностью забоя, но вблизи объектов охраны ограничивается – см. далее.

Расчет основных показателей паспорта БВР

1. Выход рудной массы с 1 пм шпура

$$\nu_{р.м.} = V_{отб} / \Sigma L_ш, \quad м^3/пм \text{ или } т/пм,$$

где $V_{отб}$ - объём рудной массы, отбиваемой за цикл

$$V_{отб} = M * L_{заб} * [W + b * (N_р-1)] * (1-П) / (1-R), \quad м^3$$

$\Sigma L_ш$ - суммарная длина шпуров на цикл, пм .

2. Удельный расход шпуров - величина, обратная выходу рудной массы, пм/м^3.

3. Фактический удельный расход ВВ на отбойку руды

$$q_{факт} = Q_{вв} / V_{отб}, \quad кг/м^3,$$

где $Q_{вв}$ - общий расход ВВ на отбойку (на цикл), кг

$$Q_{вв} = \frac{\pi d^2}{4k_5} \Sigma L_ш k_3 \Delta, \quad кг$$

где k_3 - коэффициент, учитывающий степень заполнения шпура зарядом ВВ, k_3=0.6-0.72 ;

k_5- коэффициент, учитывающий способ заряжания, k_5=0.8-1 .

§ 5. Расчёт скважинной отбойки
(на компенсационное пространство)

1. Диаметр скважины определяется в зависимости от кондиционного размера куска (**R**) :

$$d = 0.157 * R^{1.32} \quad , \text{ м}$$

где **R** - кондиционный размер куска, определяется как наименьший из рассчитанных размеров:

- для выпускных отверстий

$$R = D_{вып.отв.} / (3\text{-}5) \quad , \text{ м}$$

- для погрузочных машин

$$R = 0.45 \sqrt[3]{V_{ковша}} \quad , \text{ м}$$

- для конвейера и лотка вибропитателя

$$R = 0.5 * B_{ленты} + 0.25 \quad , \text{ м}$$

2. ЛНС первого ряда скважин обычно определяют по той же формуле что и для шпуровой отбойки с двумя обнаженными поверхностями:

$$W = d\sqrt{\frac{0.785\Delta k_3}{mq}} \quad , \text{ м}$$

или же по экспериментальной зависимости КГРИ, полученной по результатам замеров воронки выброса:

$$W = \lambda C_0 d\sqrt{k_1 \delta 10^{-3}} \quad , \text{ м}$$

где **d** - диаметр скважин, м;

Δ- плотность заряжания ВВ в скважине, Δ=1000-1200 кг/м^3 ;

k_3 - коэффициент заполнения скважин зарядом ВВ:

- по проекту
  - для параллельных скважин k_3=0.7-0.95;
  - для веерных скважин k_3=0.6-0.7;
  - для пучковых скважин k_3=0.4-0.5;

- фактически

$$k_3 = \frac{V_{зар}}{V_{шпура}} = \frac{q\,a\,W\,L_{скв}/\Delta}{0{,}25\,\pi\,d^2\,L_{скв}} \quad , \text{ м}$$

m - коэффициент сближения зарядов ВВ:

- при расположении трещин перпендикулярно обуриваемому забою **m** =0.5-0.8;

- при расположении трещин параллельно обуриваемому забою **m** =1-1.2;
- при монолитных рудах (без трещин) **m** =1;

q - удельный расход ВВ на отбойку:
- обычно

$$q = q_o * k_1 * k_2 * k_4 * k_5 * k_6 * k_7 \quad , \text{ кг/м}^3 ;$$

- если известно ЛНС

$$q = \frac{2 k_{зар} \Delta}{a_{max} W \gamma} \quad , \text{ кг/м}^3$$

q_o - теоретический расход эталонного ВВ, зависит от крепости руды

$$q_o = 0.0643 * f + 0.0143 \quad , \text{ кг/м}^3 ;$$

k_1 - коэффициент относительной работоспособности выбранного ВВ по сравнению с эталонным аммонитом №6 ЖВ, k_1=0.8-1.13;

k_2 - коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и требуемое качество дробления (**R**):

$$k_2 = (L_{тр} / R)^k$$

$L_{тр}$ - среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве, м;

R - размер кондиционного куска, если нет других данных, то

$$R = \begin{cases} 4{,}07\, d^{0.758} \\ \dfrac{d(q-0{,}096)(q+0{,}416)}{q^2} \end{cases} \quad , \text{ м}$$

k=0.5÷0.6 соответственно для (монолитных÷трещиноватых) пород;

k_4 - коэффициент, учитывающий расположение скважин относительно свободной поверхности (куда будет направлен взрыв):
- при отбойке на две обнаженные поверхности k_4=0.7÷0.9;
- при отбойке на одну обнаженную поверхность k_4=1;
- при отбойке в зажатой среде k_4=1.2÷1.3;

k_5 - коэффициент, учитывающий способ заряжания:
- при ручном заряжании россыпными ВВ k_5=1;
- при заряжании патронированными ВВ k_5=0.8÷0.85;
- при пневмозаряжании k_5=0.9÷0.85;

k_6 - коэффициент, учитывающий диаметр скважин (относительно эталонного **d**=0.105 м) и степень массивности пород:

$$k_6 = (d / 0.105)^n$$

n=1÷0.5 соответственно для (монолитных÷трещиноватых) пород;

k_7 - коэффициент, учитывающий схему расположения скважин в массиве:
- при параллельном расположении k_7=1 ;
- при веерном k_7=1.1÷1.2 ;
- при пучковом k_7=1.3÷1.5 ;

λ - коэффициент неоднородности свойств пород массива в разных направлениях, λ=0.9÷1;

$\mathbf{C_o}$ - показатель взрываемости горных пород:

$$\mathbf{C_o = 20 + 56 * \exp(-0.2*f)}$$

f - коэффициент крепости пород по М.М.Протодьяконову;

$\mathbf{k_{зар}}$ - коэффициент недозаряда скважин, $\mathbf{k_{зар}}$ =0.7÷0.9 ;

δ - количество заряда ВВ, приходящегося на 1 пм скважины:

$$\delta = 0.25 * \Delta * k_3 * k_5 * \pi * d^2 \quad , \text{ кг/пм .}$$

3. Выход негабарита (в %) определяется по диаметру скважины, удельному расходу ВВ на отбойку, кондиционному размеру куска, ЛНС:

$$k_н = \begin{cases} \dfrac{2 d^{0.1} \exp[4(1-R)]}{q} \\ \dfrac{0.003 W^2 / d^2 - 0.03}{f} \end{cases}$$

Если величина негабарита слишком велика, тогда надо немного уменьшить ЛНС **W** (это сделать проще всего), другой вариант – пересмотреть паспорт БВР, может быть с заменой ВВ на более мощную взрывчатку.

4. Расстояние между скважинами в ряду определяется в зависимости от ЛНС

- для параллельных скважин $\mathbf{a = m * W}$, **м**
- для веерных скважин

$$\mathbf{a_{min} = (0.5\text{-}0.7) * W \quad , м}$$
$$\mathbf{a_{max} = (1.5\text{-}1.7) * W \quad , м}$$

где **m** - коэффициент сближения зарядов ВВ:

- при расположении основных трещин перпендикулярно обуриваемому забою **m** =0.5-0.8;
- при расположении основных трещин параллельно обуриваемому забою **m** =1-1.2;
- при монолитных рудах (без трещин) **m** =1;

5. Расстояние между рядами вееров (или параллельных скважин):

- в одной взрываемой секции:

$$b = 28\, d \sqrt{\frac{\Delta}{q_0\, \gamma\, m}} \quad , \text{ м}$$

- между соседними взрываемыми секциями вееров (равно радиусу разрушения)

$$b = 55\,d\sqrt{\frac{\Delta k_1}{1000\,f^{0.5}}}\ ,\ \text{м}$$

6. Оптимальные параметры БВР рекомендуется определять с учётом стоимостных показателей отбойки:

$$C_{добычи} = C_{бур} + C_{взр} + C_{дост} \rightarrow \min\ ,$$

где $C_{добычи}$ - затраты на добычу руды в блоке, у.е./м^3 ;

$C_{бур}$ - затраты на бурение скважин, определяется по эмпирической зависимости:

$$C_{бур} = 0.158 + 0.012*f - f*Ln(56*d / W)*10^{-4} + 0.92 / W + 0.03*W\ ,\ \text{у.е./м}^3\ ;$$

$C_{взр}$ - затраты на заряжание и взрывание скважин, определяется по эмпирической зависимости:

$$C_{взр} = 0.136 + 0.013*f - f^2*6*10^{-6} + 0.8*W - 0.002*W^2\ ,\ \text{у.е./м}^3\ ;$$

$C_{дост}$ - затраты на вторичное дробление негабаритов и доставку руды, определяется по эмпирической зависимости:

$$C_{дост} = 0.114 + 0.04*f - f^2*2*10^{-4} + 0.087*W\ ,\ \text{у.е./м}^3\ .$$

Построив график зависимости $C_{добычи}=F(W)$, по перегибу кривой можно найти оптимальную ЛНС $W_{опт}$.

7. Интервал короткозамедленного взрывания определяет качество дробления:

$$\tau = \frac{k_{тр}\,\sigma_{сж}\,W}{\gamma\,V_{прод}}\ ,\ \text{мс}$$

или по формуле А.Н.Ханукаева:

$$\tau = \frac{2\,W}{V_{прод}} + \frac{W}{C_{тр}} + \frac{0{,}009}{\upsilon_{ср}}\ ,\ \text{мс}$$

где $k_{тр}$ - коэффициент,учитывающий трещиноватость массива:

- для монолитной руды $k_{тр}$ =1.02*10^7 ;
- для сильнотрещиноватых руд $k_{тр}$ =1.17*10^7 .

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

W - линия наименьшего сопротивления, м;

γ - удельный вес руды, кН/м ;

$V_{прод}$ - скорость распространения продольной волны в породном массиве, $V_{прод}$ =(1-7)*10^3 м/с (см. далее таблицу);

$C_{тр}$ - средняя скорость трещинообразования, 300-400 м/с;

$\upsilon_{ср}$ - средняя скорость перемещения взорванной массы, 400-600 м/с.

8. Длина скважин определяется геометрическими размерами обуриваемого контура массива. Ориентировочно суммарная длина скважин на обуривание отбиваемого слоя:

- в одном ряду (веере)

$$\Sigma L_{ряд} = 2 * A * h / a_{ср} \quad , \text{ м}$$

- в обрушаемой секции (панели)

$$\Sigma L_{секц} = \Sigma L_{ряд} * B / W \quad , \text{ м}$$

где **A, B, h** - длина, ширина и высота обрушаемой секции, м;

$\mathbf{a_{ср}}$ - среднее расстояние между зарядами в скважинах одного ряда (в веере), м .

9. Количество ВВ, необходимое для заряжания скважин в обрушаемой секции

$$Q = \Sigma L_{секц} * \Delta * k_{зар} \quad , \text{ кг} .$$

Особенности отбойки пучковыми скважинами

При отбойке пучковыми скважинами максимальное расстояние между плоскостями соседних вееров в пучке (по аналогии с концами скважин в веере) равно

$$W_{max} = \begin{cases} \dfrac{W(2L_{ср}+3)}{L_{ср}+3} \\ m_0 W \end{cases} \quad , \text{ м}$$

где $\mathbf{m_o}$ - коэффициент сближения зарядов ВВ в пучке, $\mathbf{m_o}$ =0.8-1.2 ;

W - ЛНС рядов скважин, полученная обычным образом (см. п.2), м;

$\mathbf{L_{ср}}$ - средняя длина скважин в веере

$$L_{ср} = \sqrt{S} - 0.4 \quad , \text{ м}$$

Особенности отбойки в зажатой среде

Отбойка производится на ранее разрыхленную руду или обрушенные породы, свободного пространства нет и взорванная руда уплотняет зажимающий материал.

Особенность отбойки в замене контакта "массив-воздух" на контакт "массив-отбитая руда". Известно, что дробление руды осуществляется в основном отраженной от свободной поверхности сейсмической волной растяжения: чем сильнее волна отразится, тем эффективнее дробление. Часть энергии уходит в зажимающую руду и тем больше, чем она плотнее: так, при коэффициенте разрыхления зажимающего материала **Кр**=1.3-1.4 около 75-90% энергии прямой волны переходит в отраженную и расходуется на дробление массива, а при $\mathbf{K_p}$=1.1-1.15 энергия отраженной волны составит лишь 10-15% энергии падающей волны.

Зажимающий материал под действием взрывов постепенно уплотняется (и слёживается) в зоне 25-30 м от забоя, поэтому при многорядном взрывании количество рядов не должно превышать пяти.

Отрицательные стороны отбойки в зажиме:

1) при ширине отбиваемого слоя более 15-18 м происходит выброс части отбитой руды обратно в буровую выработку;

2) сильное нарушение законтурного массива сейсмикой взрыва...

Технология отбойки в зажиме

В мощных залежах толщина отбиваемого слоя не должна превышать 15-18 м, а при недозаряжании скважин в козырьке потолочины буровой выработки ширина может достигать 20-30 м. При мощности залежи 10 м толщина слоя уменьшается в 1.5 раза, т.к. на уплотнение руды дополнительно оказывают влияние стенки камеры.

ЛНС 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 объёме 20% от взорванной, чтобы уменьшить плотность зажимающего материала до оптимальной ($\mathbf{K_р}$=1.3-1.4).

Отбойка в зажиме может применяться в мощных и средней мощности залежах произвольной крепости с любым углом падения. При отбойке "в зажиме" ЛНС между соседними отбиваемыми секциями несколько увеличивают и повышают интервал замедления в 1.5 раза.

Преимущества:

- снижение выхода негабарита при отбойке, что повышает эффективность выпуска и доставки;
- не требуется тратить время и силы на создание компенсационного пространства в камере;
- позволяет производить торцевой выпуск руды через буровые выработки и отказаться от выпускных выработок днища;
- более высокое дробление руды и меньший расход ВВ...

Недостатки:

- сложность выпуска первой дозы руды после взрыва из-за её высокого уплотнения;
- выброс руды в буровые выработки и «захлопывание» пробуренных скважин следующего слоя.

Особенность в том, что часть энергии взрыва отталкивается от границы среды (массив-магазин руды) и возвращается в массив, создавая там дополнительные трещины, а другая часть энергии расходуется на уплотнение зажимающего материала, это учитывается введением в расчёт паспорта БВР коэффициента зажима:

$$\mathbf{K_{заж} = 0.1 * [\ 8*B*(K_р - 1) - 1\ ]}\ ,$$

где **B** - ширина обрушаемой секции, м;

$\mathbf{K_р}$ - коэффициент разрыхления при выпуске, $\mathbf{K_р}$ =1.15-1.2 .

Тогда удельный расход ВВ на отбойку в зажатой среде отличается от расхода ВВ на компенсационное пространство (см. п.2):

$$q_{заж} = q * K_{заж} \quad , \quad кг/м^3 \ .$$

ЛНС первого ряда скважин (первого веера) можно посчитать по зависимости

$$W_{заж} = \begin{cases} W \ K_{заж}^{-0,333} \\ \dfrac{0,87 C_т \, d}{1000 k_{тр}} \sqrt{\dfrac{\Delta R_0 \, k_н}{f \, m (4+R)}} \end{cases} \quad , \quad м$$

где $C_т$ - удельная теплота взрыва, для различных ВВ $C_т$ =3800-5400 кДж/кг;

$k_{тр}$ - коэффициент,учитывающий трещиноватость массива:

- для монолитной руды $k_{тр}$ =1;
- для среднетрещиноватых руд $k_{тр}$ =0.8-0.9 ;
- для сильнотрещиноватых руд $k_{тр}$ =0.6-0.7 .

ЛНС следующих рядов скважин в обрушаемой секции равно:

$$W = (0.7- 0.9) * W_{заж} \quad , \quad м$$

Толщина слоя отбиваемой за цикл руды в зажатой среде определяется мощностью зажимающего материала и коэффициентом его разрыхления, м

$$L_{сл} = \begin{cases} \dfrac{M_{заж} (K_р - K_{пр})}{K_р (K_{пр} - 1)} \\ 0,164 \sqrt[4]{\dfrac{M_{заж}^2 \, k_1 \, q}{k_п^2}} \end{cases} \quad , \quad м$$

где $M_{заж}$ - мощность зажимающего материла в направлении действия взрывов, м;

$K_р$ - коэффициент разрыхления зажимающего материала, $K_р$ =1.2-1.4;

$K_{пр}$ - коэффициент предельного уплотнения, при котором еще возможен выпуск, $K_{пр}$ =1.2 ;

k_1- коэффициент относительной работоспособности выбранного ВВ по сравнению с эталонным аммонитом №6 ЖВ, k_1=0.8-1.13;

q - удельный расход ВВ , кг/м^3 :

$k_п$ - коэффициент подвижки слоя зажимающего материала

$$k_п = 0,07 / q$$

Интервал короткозамедленного взрывания определяет качество дробления при отбойке в зажатой среде и зависит от ЛНС и коэффициента разрыхления (по КГРИ):

$$\tau = (9.2 * W - 4.3) * K_p \quad , мс \quad .$$

где K_p - коэффициент разрыхления зажимающей среды, 1.15-1.2.

Особенности отбойки с учётом НДС

По методике КГРИ особенность расчета заключается в коэффициенте влияния напряжённо-деформированного состояния массива (НДС), зависящем от распределения полей напряжений вокруг отбитого пространства:

- при отбойке на вертикальное компенсационное пространство

$$K_{ндс} = 1{,}5 + \frac{1}{q}\left[0.4\exp\left(-M/W\right) - S\cdot 10^{-4}\sqrt{\frac{\mu H}{1-\mu}}\right]$$

- при отбойке на горизонтальное компенсационное пространство

$$K_{ндс} = 1{,}5 + \frac{1}{q}\left[0.4\exp\left(-M/W\right) - S\cdot 10^{-4}\sqrt{H}\right]$$

где **M** - ширина (мощность) компенсационного пространства в направлении действия взрывов, м;

S - площадь компенсационного пространства в плоскости действия взрывов, т.е. **S=M*h** , $м^2$;

H - расстояние по восстанию от потолочины компенсационного пространства до земной поверхности, м ;

μ - коэффициент Пуассона вмещающих пород, μ =0.2-0.3 .

ЛНС определяется с учётом НДС так:

$$W_{ндс} = W \cdot K_{ндс}^{-1/3} \quad , \quad м$$

Удельный расход ВВ с учётом НДС:

$$q_{ндс} = q * K_{ндс} \quad , \quad кг/м^3$$

Если учитывается и зажимающий материал и НДС, тогда показатели БВР:

$$q_{заж.ндс} = q * K_{ндс} * K_{заж} \quad , \quad кг/м^3$$

$$W_{ндс} = W \cdot \left(K_{ндс} K_{заж}\right)^{-1/3} \quad , \quad м$$

Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин

Такая отбойка используется на рудниках Горной Шории и на Первомайском руднике в Кузбассе. Скважины **d**=100 мм выбуривают вертикально с одной установки бурового станка, лишь поворачивая его рукав. Поэтому 9 скважин располагаются равномерно на расстоянии 200-300 мм по окружности **D** =

900 мм, глубина скважин около 40 м, отклонение от проектного положения - до 0.7 м. В комплекте от 4 до 27 скважин.

Достоинства: улучшается качество дробления руды при том же удельном расходе ВВ; уменьшается объём и количество буровых выработок.

§ 6. Расчет технико-экономических показателей БВР
(одинаково для шпуровой и скважинной отбойки)

1. Трудоемкость работ по бурению шпуров (скважин) на 1000 т добытой рудной массы

$$G_{бур} = \frac{N_{бур}\Sigma L_{ш}}{10 \cdot t}\,\frac{1000}{60\gamma V_{отб}} \quad , \quad \text{чел} - \text{см} / 1000\ \text{т}$$

где $N_{бур}$ - норма времени на бурение 10 пм шпуров (скважин), в зависимости от типа перфоратора и категории буримости пород $N_{бур}$ =7-200 чел-мин/10 пм ;

$\Sigma L_{ш}$ - суммарная длина шпуров (скважин) на цикл, пм ;

t - продолжительность смены бурильщика, **t** =6 часов.

2. Производительность труда бурильщика - обратная величина от $G_{бур}$:

$$P_{бур} = 1000 / G_{бур} \quad , \quad \text{т/см}$$

3. Продолжительность обуривания забоя

$$t_{бур} = \Sigma L_{ш} / N_{бур} \quad , \quad \text{смен}$$

4. Трудоемкость работ по заряжанию и взрыванию шпуров

$$G_{зар} = \frac{N_{зар}\Sigma L_{ш}}{10 \cdot t}\,\frac{1000}{\gamma V_{отб}} \quad , \quad \text{чел-см/1000 т} \quad ,$$

где $N_{зар}$ - норма времени на заряжание и взрывание 10 пм шпуров (скважин), зависит от способа заряжания $N_{зар}$ =0.7-0.2 чел-час/10 пм .

5. Продолжительность заряжания и взрывания шпуров (скважин) одним взрывником

$$t_{зар} = \Sigma L_{ш} / N_{зар} \quad , \quad \text{смен}$$

6. Трудоемкость работ по шпуровой (скважинной) отбойке руды (в целом)

$$G_{отб} = \frac{(N_{бур} + N_{зар})\Sigma L_{ш}}{10 \cdot t}\,\frac{1000}{\gamma V_{отб}} \quad , \quad \text{чел-см/1000 т} \quad ,$$

7. Производительность труда рабочего очистного забоя ("забойного рабочего") на отбойке

$$P_{отб} = 1000 / G_{отб} \quad , \quad т/см$$

8. Расход буровых коронок зависит от их нормируемой стойкости

$$\Theta_{кор} = \frac{\Sigma L_{ш}}{\eta_{кор}} \frac{1}{\gamma V_{отб}} \quad , \quad шт/т$$

где $\eta_{кор}$ - стойкость буровых коронок с многократной перезаточкой, $\eta_{кор}$ =336-21 пм шпуров.

9. Расход буровой стали зависит от типа бурильной головки (например, перфоратора) и крепости пород

$$\Theta_{штанг} = \frac{\Sigma L_{ш}\ \varphi}{1000} \frac{1}{\gamma V_{отб}} \quad , \quad кг/т$$

где φ - нормируемый расход буровой стали (штанг), φ =30-335 кг/1000 пм шпуров.

10. Расход капсюлей-детонаторов (огневое взрывание) или электродетонаторов (электрическое взрывание)

$$\Theta_{капс} = \frac{\Sigma N_{шпур}}{\gamma\ V_{отб}} \quad , \quad шт/т$$

11. Расход огнепроводного шнура (если взрывание огневое, а не электрическое) определяется количеством зажигательных трубок и безопасным расстоянием для отхода в укрытие взрывника:

$$\Theta_{о.ш.} = \frac{\Sigma N_{шп}\ L_{труб}}{\gamma V_{отб}} \quad , \quad м/т$$

где $L_{трубки}$ - длина отрезка ОШ в зажигательной трубке:

$$L_{трубки} = (N_{патр} * t + T_{отход}) * \xi \quad , \quad м$$

$N_{патр}$ - число отдельных поджиганий, т.е. число зажигательных патронов (в каждом по несколько ОШ от шпуров);

t - среднее время на одно поджигание патрона, **t** =5-10 с;

$T_{отход}$ - время, необходимое на отход в укрытие взрывника, $T_{отход}$ >(60-80) с;

ξ - нормируемая скорость горения ОШ, ξ =0.6 м/с.

§ 7. Выбор зарядной машины

Машины используются для пневматического заряжания шпуров и скважин, в основном, гранулированными ВВ, а при малом диаметре скважин - водонаполненными. Для заряжания скважин **d**<150 мм и **L**<50 м гранулированными ВВ используют пневмозарядчики непрерывного или цикличного действия.

Пневмозарядчики непрерывного действия (УЗС-1500, УЗС-6000, УЗДМ-1, ПРМ, МПД) имеют барабанный или многопоршневый дозатор и смесительную камеру, где образуется смесь "ВВ-сжатый воздух". Они имеют малую массу и развивают высокую производительность. Зарядчики с большой камерой имеют большую массу и поэтому смонтированы на рельсовом ходу. ВВ подаются в скважину по дюралюминевым трубкам или полиэтиленовым шлангам на расстояние до 200 м под любым углом. Шланги должны быть полупроводящими, чтобы не накапливалось статическое электричество, диаметр шланга 35-40 мм.

Заряжают следующим образом: шланг засовывают в скважину так, чтобы он недоставал забоя 0.6-1.2 м, а затем по мере наполнения скважины ВВ его вытягивают. Производительность при пневмозаряжании в 5-8 раз выше ручного (1000 кг/чел-см), плотность заряжания зависит от влажности ВВ, **добавление воды** в количестве 4-5% позволяет получить плотность заряжания 1.15-1.2 г/см3, уменьшает потенциал статического электричества, снижает запыленность и просыпь ВВ.

Взрывают скважинные заряды с помощью детонирующего шнура, который прокладывают вдоль всего заряда. Для инициирования ДШ применяют электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного (25, 50, 75, 100, 150,250 мс) и замедленного действия (0.5, 0.75, 1, 2, 4, 6, 8, 10 с).

1. Ручные и ранцевые зарядные устройства эжекторного типа

Тип	Условия применения	Вместимость, кг	Производительность, кг/мин
Курама-7М	горизонт. шпуры	7	4-6
Курама-8	вертикал. шпуры	7	4-6
РПЗ-0.6	любые шпуры	20	8-9

2. Переносные зарядные устройства

Тип	Условия применения	Вместимость, кг	Производительность, кг/мин
ЗП2(5,25)	шпуры и скважины	2-25	15-90
МЗК-1А	шпуры и скважины	0.7-2.5	15-20
МЗК-25	шпуры и скважины	0.7-2.5	20-25
Катунь	шпуры и скважины	25	20-25
Ульба-100	шпуры и скважины	75	90-100
Вахш-7ДМ	шпуры и скважины	25	40-50

3. Зарядные машины на колесно-рельсовом ходу

Тип	Условия применения	Вместимость, л	Производительность, кг/мин
ЭМБС-2А	шпуры и скважины	100	100-120
МЗКС-160	шпуры и скважины	150	140-160
Ульба-400	шпуры и скважины	400	100-120

Интервал замедления электродетонаторов

В зависимости от интервала замедления взрывов отдельных зарядов ВВ бывает взрывание:

- мгновенное;
- короткозамедленное (миллисекундное) - время стандартного замедления ЭД: 15, 20, 25, 50, 75, 100, 150, 260, 500, 750 мс,
- замедленное (секундное) - время стандартного замедления ЭД: 1, 1.5, 2, 4, 6, 8, 10 с.

Обычно применяют многорядное (по 2-5 рядов скважин) короткозамедленное (15-50 мс) взрывание. Замедление производят от ряда к ряду скважин.

При мгновенном взрывании нескольких зарядов каждый взрыв частично погашает взрывную волну соседнего заряда, в результате требуется более частая сетка скважин, отсюда меньший выход рудной массы с 1 пм бурения и бóльший расход ВВ.

При короткозамедленном взрывании каждый последующий взрыв изменяет направление своего действия с учетом образованной предыдущим взрывом обнаженной поверхности. Чем выше интервал замедления, тем в большей степени изменяется направление отбойки.

Замедленное взрывание широко используется при горнопроходческих работах с врубовыми шпурами. Но такое взрывание часто приводит к пережиму соседних зарядов и их отказу.

Управляя замедлением можно достичь улучшения дробления при соударении кусков руды, создать в массиве направленное действие сейсмоволн, увеличить сетку скважин и уменьшить расход ВВ... При почти одновременном (**τ<50 мс**) взрывании соседних зарядов на разные обнажённые поверхности можно достичь эффекта взрыворазделения, например, руды и породы - метод часто используется при селективной добыче руды на карьерах.

Необходимый интервал замедления (по А.Н.Ханукаеву) равен:

$$\tau = \frac{2W}{C_p} + \frac{W}{C_{тр}} + \frac{0{,}009}{V_{ср}} \quad , \text{ с}$$

где $\mathbf{C_p}$ - скорость распространения в массиве упругой волны, 1000-7000 м/с;

$\mathbf{C_{тр}}$ - средняя скорость трещинообразования, 300-400 м/с;

$\mathbf{V_{ср}}$ - средняя скорость перемещения взорванной массы, 400-600 м/с.

При взрывании "в зажатой среде" необходимый интервал замедления (по КГРИ) равен:

$$\tau = K_{защ} * (9.2*W - 4.3) \quad , \text{ мс}$$

где $\mathbf{K_{защ}}$ - коэффициент защемления зажимающей среды, 1.15-1.2.

§ 8. Сейсмобезопасные расстояния и допустимая масса заряда ВВ

Сейсмобезопасные расстояния от плоскости зарядов скважин (в веере, например) до целиков в кровле, бортах или днище блока, а также допустимые массы суммарных зарядов ВВ определяются по допустимым скоростям смещения охраняемого объекта.

При этом возможны два варианта:

а) по рассчитанным на статическую нагрузку размерам целиков подбираются параметры сейсмобезопасных БВР;

б) по рассчитанным обычным образом параметрам БВР подбираются размеры целиков с учётом динамических нагрузок.

Распространение сейсмовзрывных колебаний

Для пород Целинного горно-химического комбината - альбититы массивной структуры, средней прочности, интенсивно трещиноватые - были выведены[2] зависимости скоростей смещения сейсмоколебаний от взрывания зарядов в веерах скважин.

Фактическая скорость распространения сейсмовзрывных колебаний в массиве с веерами скважин:

- расположенных параллельно объекту охраны

$$U_ф = 575\,\rho^{2.08}, \text{ см/ с}^{-1}$$

- расположенных перпендикулярно к объекту охраны

$$U_ф = 145\,\rho^{2.08}, \text{ см/ с}^{-1}$$

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r}, \text{ кг}^{-3}\text{/м} \quad (\text{обычно } \rho = 0{,}78\text{-}0{,}35)$$

где **Q** – масса заряда на один интервал взрывания, кг;

r – расстояние от охраняемого объекта до взрыва, м.

В закладочном массиве, расположенном перпендикулярно к плоскости веера, скорость распространения сейсмоколебаний равна:

$$U_ф = 85\,\rho^{1.28}, \text{ см/ с}^{-1}$$

Фактические скорости смещения для объектов охраны не должны превышать допустимых (см. таблицу):

$$U_ф < U_д$$

---

[2] Савельев Ю.Я., Недельский А.Г., Круг П.Т., Трыкин В.Н. Основные требования к параметрам буровзрывных работ с учётом сейсмически безопасного ведения подземных горных работ. ГМП, 1989, № 2, с. 3-8.

Допустимые масса заряда и расстояние до объектов охраны

Объект охраны	Фактическая скорость смещения, $U_ф$, см/ с$^{-1}$	Допустимая скорость смещения, $U_д$, см/ с$^{-1}$	Допустимое расстояние от объекта до взрыва, **r**, м
Расположены объекты параллельно веерным скважинным зарядам			
Предохранительный целик ствола	$U_ф = 575\ \rho^{2.08}$	44	$r = 3.44\sqrt[3]{Q}$
Другие рудные целики, горные выработки	$U_ф = 575\ \rho^{2.08}$	93	$r = 2.40\sqrt[3]{Q}$
Расположены объекты перпендикулярно веерным скважинным зарядам			
Предохранительный целик ствола	$U_ф = 145\ \rho^{2.08}$	44	$r = 1.77\sqrt[3]{Q}$
Борта камер, потолочины, горные выработки	$U_ф = 145\ \rho^{2.08}$	93	$r = 2.235\sqrt[3]{Q}$
Закладочный массив	$U_ф = 85\ \rho^{1.28}$	26	

Наиболее надежным способом защиты целиков от действия взрывов является предварительное контурное взрывание.

Особенность контурного взрывания

Если вышеописанными рекомендациями невозможно воспользоваться, то можно применить инженерный **метод предварительного щелеобразования**. Для образования щели обычно принимают следующие параметры - расстояние между скважинами (**a**), диаметр заряда ($d_{зар}$) и удельная масса заряда ($q_{зар}$):

$$a = (10-12)\ d_{скв}\ ,\ м$$

$$d_{зар} = (0{,}3-0{,}5)\ d_{скк}\ ,\ м$$

$$q = 0.5-1.0\ ,\ кг/м$$

Например, для образования щели шириной 1-3 мм достаточно взорвать гирлянду зарядов удельной массой 0,5 кг/м патронированных ВВ типа аммонита № 6ЖВ диаметром 32 мм, размещённых в скважинах диаметров 65 мм, пробуренных на расстоянии 0,6-0,8 м друг от друга.

Предварительное щелеобразование даёт возможность увеличить массу заряда на один интервал замедления в 2,7 раз при ведении взрывных работ у предохранительного целика и в 5 раз для бортов камер, потолочин, горных выработок, расположенных перпендикулярно к плоскости вееров.

Бывает предварительное контурное взрывание и обычное, без опережения, при предварительном взрывании создается в заданной плоскости (параллельной объекту охраны) экранирующая трещина. Скважины для этого используются обычно малого диаметра.

Максимальное расстояние между контурными зарядами, взрываемых одновременно, определяется по формуле:

$$a = k_{тр}\, d\left(1+2^{1/n}\right)\left[\frac{2\mu P_{дет}\, k_{зап}^{\chi}}{\sigma_р (1-\mu)(1+C)}\right]^{1/m}, \quad м$$

где $k_{тр}$ - коэффициент, учитывающий ориентацию основной системы трещин относительно плоскости контурных зарядов, $k_{тр}$ =0.95-1.2 при перпендикулярном и параллельном расположении трещин соответственно;

$k_{зап}$ - коэффициент заполнения скважин зарядом ВВ, $k_{зап}$ =0.5-0.7;

d - диаметр скважин, м;

n - коэффициент затухания взрывной волны в зоне образования направленной трещины:

$$n = 2 - \frac{\mu}{1-\mu}$$

m - коэффициент затухания взрывной волны в зоне разрушения:

$$m = 2 + \frac{\mu}{1-\mu}$$

χ - показатель адиабаты, χ = 1.17-1.25 ;

μ - коэффициент Пуассона вмещающих пород, μ = 0.2-0.3 ;

$P_{дет}$ - детонационное давление в заряде ВВ:

$$P_{дет} = \frac{10\,\Delta\, V_{дет}^2}{4q}, \quad Па$$

Δ - плотность заряжания ВВ в скважине, Δ=1000-1200 кг/м^3 ;

$V_{дет}$ - скорость детонации, $V_{дет}$ =(2.5-6.5)*10^3 м/с ;

g - ускорение свободного падения, **g** =9.81 м/с^2 ;

$\sigma_р$ - предел прочности массива пород на одноосное растяжение, МПа;

C - соотношение:

$$C = \frac{\Delta\, V_{дет}}{\gamma\, V_{прод}}, \quad Па$$

γ - плотность пород, кг/м^3 ;

$V_{прод}$ - скорость распространения продольной волны в породном массиве, $V_{прод}$=(1-7)*10^3 м/с .

Расчет сейсмобезопасных параметров БВР
(по методике ВНИМИ)

Сейсмобезопасное расстояние (R_c) и допустимая масса суммарного заряда ВВ (Q_c) определяются по допустимым скоростям смещения массива целика (или стенок, кровли охраняемых выработок):

$$R_c < \sqrt{\frac{k_r \cos\alpha}{V_{доп}\, n^{0.5}}}\ \sqrt[3]{Q}\ , \text{ м}$$

$$Q_c < k_m \left(R \sqrt{\frac{V_{доп}\, n^{0.5}}{k_r \cos\alpha}} \right)^3 , \text{ кг}$$

где $\mathbf{k_r}$ - коэффициент сейсмического воздействия:

- при прохождении сейсмических волн через рудный массив $\mathbf{k_r}$ =450 ;
- при прохождении сейсмических волн через породный массив $\mathbf{k_r}$ =400 ;
- при прохождении сейсмических волн через погашенную камеру $\mathbf{k_r}$ =350 ;

$\mathbf{k_m}$ - коэффициент снижения сейсмоустойчивости при многократной взрывной нагрузке на сооружение:

- при числе взрывов в год $N_{год} < 10$ k_m =0.98 ;
- при $N_{год} < 50$ k_m =0.9 ;
- при $N_{год} < 100$ k_m =0.72 ;
- при $N_{год} < 250$ k_m =0.64 ;
- при $N_{год} < 500$ k_m =0.56 ;

α - угол падения сейсмических волн на охраняемую поверхность целика (выработки);

n - число ступеней взрывания за цикл (при порядном взрывании вееров - число рядов);

Q - суммарная масса заряда ВВ, взрываемого за цикл, кг ;

R - кратчайшее расстояние от центра тяжести зарядов ВВ до охраняемой поверхности целика (выработки), м ;

$\mathbf{V_{доп}}$ - допустимая скорость смещения охраняемой поверхности целика (выработки), зависит от степени важности объекта охраны, срока его службы (в годах) и от характеристики пород по монолитности, см/с:

Характеристика пород, целиков	**Скорость продольной волны, км/с**	**Допустимая скорость смещения поверхности, см/с**			
		стволы $T_{службы}$>10	**кв-г, штрек $T_{службы}$>5**	**выработки $T_{службы}$>1**	**выработки $T_{службы}$<1**
Рыхлые породы	1-2	4.1	8.2	12.2	20.4
Сильнотрещиноватые с глинкой, с порами	2-3	6.8	13.6	20.3	34
Скальные сильнотрещиноватые без глинки	3-4	9.5	19	28.4	47.5
Среднетрещиноватые	4-5	12.2	24.4	36.7	60
Слаботрещиноватые	5-6	14.9	29.8	44.5	74.5

Монолитные	6-7	17.8	38.6	53.3	89
Целики: - потолочины - восстающих - межкамерные - буров.штрек,орт				- - 30 -	15 30 40 80

Если целик искусственный, т.е. возведён из закладки, то допустимая скорость смещения охраняемой поверхности целика определяется по формуле:

$$V_{доп}^{закл} = V_{доп}^{закл} \frac{P_{руда} + P_{закл}}{P_{руда} - P_{закл}}, \quad см/с$$

где $V_{доп}^{руда}$ - допустимая скорость смещения руды (породы) на контакте с закладкой в направлении действия сейсмических волн, см. таблицу, см/с ;

$P_{руда}$ - акустическое сопротивление руды действию сейсмических волн:

- для крупнораздробленных руд (пород) $P_{руда}$ =0.9*10^5 г/см^2*с ;
- для среднераздробленных руд (пород) $P_{руда}$ =2.4*10^5 г/см^2*с ;
- для мелкораздробленных руд (пород) $P_{руда}$ =3.5*10^5 г/см^2*с ;

$P_{закл}$ - акустическое сопротивление закладки действию сейсмических волн, $P_{закл}$ =0.83*10^5 г/см^2*с для твердеющей закладки;

§ 9. Механическая и электрофизическая отбойка

Суть её - в отделении руды от массива различными режущими инструментами (царапаньем), без взрывов - горными комбайнами и комплексами, применяется на добыче угля, калийных, марганцевых руд с крепостью до **f**=6-8.

Горные комбайны и комплексы - это роторные, шнековые, барабанно-лопастные или фрезерные с резцовой коронкой (на стреле) самоходные машины в комплекте с транспортёром-конвейером (скребковый конвейер или нагребающие лапы) и гидрофицированной крепью.

Проходческие комбайны избирательного действия
(с резцовой коронкой на стреле и нагребными лапами)

Проходческий комбайн	**Размеры выработки В х Н, м**	**Площадь сечения выработки, м^2**	**Крепость пород, f**	**Техническая производительность, м^3/мин**
ПК-3Р	2.8-4.0х2.1-3.2	5.3-12	< 4	0.35
4ПУ	2.6-3.3х1.5-2.85	4-8.2	< 4	0.3
ГПКС	2.6-4.7х1.8-3.6	4.7-15	< 4	0.5
4ПП-2	3.6-6.2х2.6-4.5	9 -25	< 6	0.35
ГПК-2	3.7-7.5х3-5.5	10-30	< 6-8	0.5
4ПП-5	3.8-6.5х2.8-5	10-30	< 7-8	0.7

Проходческие роторные комбайны

Проходческий комбайн	Размеры выработки В х Н, м	Площадь сечения выработки, $м^2$	Крепость пород, f	Техническая производительность, $м^3$/мин
ПК-8М	3х3 - 3.2х3.2	8 - 9	< 4	0.25
"Урал-10КС"	2.1-2.6х3.9-4.3	7.8 - 10.2	< 4	0.25
"Урал-20КС"	2.9-3.7х5.3-6.1	13.4-20.2	< 4	0.33

Электрофизическая отбойка

разрабатывается в научно-исследовательских лабораториях по двум направлениям: электроимпульсный и электротермомеханический вид отбойки.

Электроимпульсный метод может использоваться для пород с малой электрической проводимостью (галинит, сильвинит, фосфорит...). К забою приставляют датчики с пульсирующим напряжением 200-400 кВ - породы текут и откалываются со взрывом. Производительность 150-200 т/час при энергоемкости 0.2-0.4 кВт*час/т руды.

Электротермомеханический метод может использоваться для любых пород. Забой облучают инфракрасным излучением с плотностью потока более 1 Вт/$см^2$ поверхности забоя, массив нагревается до **t**=150-200°С и самооткалывается. Скорость разрушения (проходки) до 1 пм/час при энергоёмкости 15-20 кВт*час/т руды.

§ 10. Доставка и погрузка руды

Доставкой называют комплекс процессов по перемещению руды в пределах блока (панели) от забоя до откаточной выработки. Доставка бывает самотечной (донный и торцевой выпуск руды вниз по камере под действием силы тяжести), механизированной – машиной по горизонтальной выработке к рудоспуску или силой взрыва.

В механизированную доставку входят процессы:

- вторичное дробление руды;
- перемещение руды к рудоспуску;
- погрузка руды в самоходный транспорт непосредственно в забое;
- погрузка руды из рудоспуска в вагонетки.

Вторичное дробление используется непосредственно в забое или на решетке рудоспуска для некондиционных по размеру кусков руды (на подземных работах кондиционный кусок не более 300-400 мм). Дробление бывает: механизированное (дробилкой, бутобоем), ручное (кувалдой) или взрывное (шпуровыми зарядами кусков размером более 500-600 мм или накладными зарядами ВВ). Расход ВВ на вторичное дробление негабарита обычно 50-200 г/т руды.

Перемещение руды к рудоспуску применяется очень часто - для камерных систем разработки с блоковыми рудоспусками (или горизонтом доставки, скрепирования в днище камеры), для всех слоевых и камерно-столбовых систем. Осуществляется погрузочно-доставочными машинами, скреперами или конвейером.

Погрузка руды в самоходный транспорт экскаваторами или машинами с нагребающими лапами непосредственно в забое используется при разработке мощных и средней мощности пластовых месторождений.

Конвейеры бывают:

- ленточные - используются для малоабразивной руды;
- скребковые - обычные на добыче угля;
- пластинчатые - часто используются на добыче руды;
- вибрационные.

Конвейерная доставка руды применяется редко из-за высокого абразивного износа.

Скреперная установка состоит из лебедки, канатов и собственно скрепера. Мощность скреперных лебедок бывает от 10 до 130 кВт. Скреперы бывают гребкового и ящичного (с боковыми стенками) типа ёмкостью от 0.1 до 2.5 м^3. Расстояние доставки - до 80 м. Наиболее эффективна скреперная доставка при малой мощности залежи, недостаточно устойчивых рудах, длине доставки до 30 м и уклоне выработки от 8 до 40°.

Погрузочно-доставочные машины бывают с электрическим, пневматическим или дизельным двигателем на колёсном, гусеничном или рельсовом ходу, типы машин - ковшовые, бункерные и с загребающими лапами. Преодолеваемый уклон выработки до 15-18°. Грузоподъёмность отечественных ковшовых машин 2, 3, 5, 8 и 12 т (с ковшами) и 2.5 , 4, 6, 10, 16 т (с кузовом). Длина транспортировки до рудоспуска обычно не превышает 50 м, хотя мощные машины используются для перевозки руды и до 300 м. Для наиболее полного сменного использования машины на одну машину должно приходиться 3-4 забоя.

Выбор погрузочных машин

Погрузочные машины существуют двух типов: периодического и непрерывного действия.

1. Подземные экскаваторы

Марка	Условия применения	Ёмкость ковша, м^3	Производительность, м^3/час
ЭП-1 (прямая лопата)	забой **bxh**>10x6 м	1 **м^3** при кусковатости до 800 мм	100-120

2. Ковшовые погрузчики (цикличного действия)

Марка	Условия применения	Ёмкость ковша, м^3	Производительность, м^3/час
ППН-2Г1 гусен. ход	$S_{заходка}$> 7 м^2 и самоходный вагон ВС-5П	0.35 м^3 при кусковатости до 400 мм	1

МПКЗ-2Г гусен. ход	$S_{заходка}$ > 14.5 м^2 и вагонетка, конвейер	1 м^3 при кусковатости до 800 мм	1

3. Погрузочные машины с нагребающими лапами
(непрерывного действия)

Марка	Условия применения	Крепость пород f	Производительность, м^3/час
1ПНБ-2 гусен. ход	**bxh**>1.8x2.5 м при кусковатости до 400 мм	< 6	2
2ПНБ-2 гусен. ход	**bxh** >1.8x3 м при кусковатости до 500 мм	< 12	2.5
ПНБ-3Д2 гусен. ход	**bxh** >2.5x3.7 м при кусковатости до 800 мм	< 20	5
ПНБ-4 гусен. ход	**bxh** >3x4 м при кусковатости до 800 мм	< 20	6

4. Погрузочно-транспортные машины
(ковшовые или ковшово-бункерные)

Тип	Ёмкость ковша, м^3	Ёмкость кузова, м^3	Min сечение выработки, м^2	Привод	Производительность, т/см
с ковшом					
ПД-2	1	--	5	дизель	
ПД-3	1.5	--	7	дизель	130
ПД-5	2.5	--	9	дизель	200
ПД-8	4	--	12	дизель	300
ПТ-1ЭШ	0.6	--	5	электр.	150
ПТ-2ЭШ	1	--	5	электр.	250
с ковшом и кузовом					
ПТ-4	0.2	1.5	7	пневмат.	60
МПДН-1М	0.15	1.5	7	пневмат.	60
ПТ-6П	0.5	2.8	9	пневмо-гидравл.	

5. Самоходные вагоны и автосамосвалы

Тип	Ёмкость кузова, м^3	Привод	Разгрузка	Min сечение выработки, м^2
ВС-5П	2.5	пневмат.	опрокидыванием кузова	**bxh**=3.8x2.5 м
5ВС-15М	8.6	электрич.	В днище бункера расположен скребковый конвейер, разгрузка производится конвейером при поднятом на 1.5 м кузове	**bxh**=3.8x2.5 м

МОАЗ-7405	10	дизель 140 кВт	Разгрузка производится при поднятом на 4.5 м кузове	**bxh**=4x3 м

Доставка руды силой взрыва

Используется при камерной разработке наклонных залежей с углом падения α=20-55° (чаще 30-55°), мощностью 3.5-30 м и длиной доставки 25-60 м при ширине камер 12-40 м. Особенность процесса - в увеличенном на 15-25% удельном расходе ВВ на отбойку руды (по сравнению с обычным расходом), при этом ЛНС уменьшается в камере по мере удаления забоя от рудоприемных выработок. Зачистка почвы камеры может производиться либо бульдозером с дистанционным управлением типа БПДУ-2 либо скрепером.

При камерно-столбовой системе разработки и взрывной доставке руды достигается производительность труда рабочего забойной бригады 6-25 м^3/чел-см , а потери руды **П**=8-16% и разубоживание **R**=5-10% .

Эффективная длина доставки зависит от удельного расхода ВВ на отбойку, угла падения залежи и поперечных размеров камеры (см. таблицу).

Эффективная длина взрывной доставки

α, град.	при **$A_{кам} \geq 25$ м, $d_{заряд}$=90-150 мм** и ширине камеры **$B_{кам}$, м**			при **$A_{кам} \leq 18$ м, $d_{заряд}$=40-75 мм** и ширине камеры **$B_{кам}$, м**		
	< 5	5-15	> 15	< 5	5-15	> 15
< 15	8-10	10-12	12-18	5-7	7-10	10-12
15-20	10-12	12-18	18-25	7-10	10-12	12-18
20-25	12-18	18-25	25-35	10-12	15-20	18-25
25-30	18-25	25-35	35-55	12-18	25-30	25-35
30-40	25-35	35-55	45-70	18-25	30-40	35-60
> 40	35-45	55-70	> 70	25-35	40-55	60-75

Оптимизация длины доставки

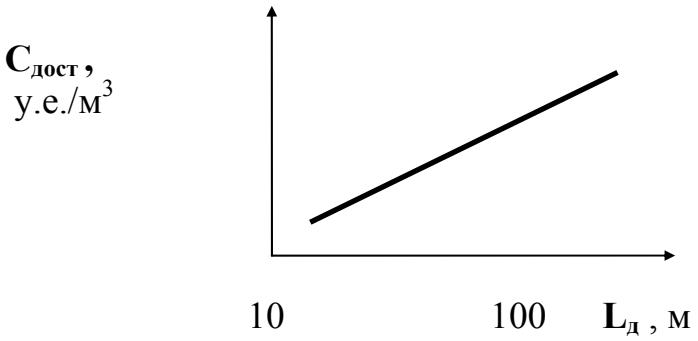
(расстояния между рудоспусками)

В технической литературе можно найти эмпирические зависимости:

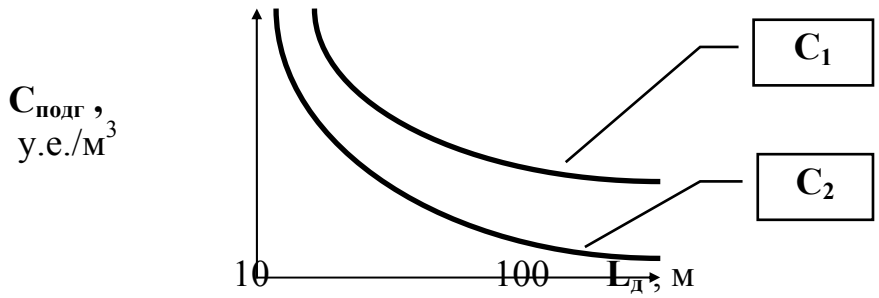
- между расстоянием доставки $L_д$ и расстоянием между рудоспусками вдоль откаточных выработок $L_р$:

$$L_д = 0.6 * L_р \quad , \text{ м}$$

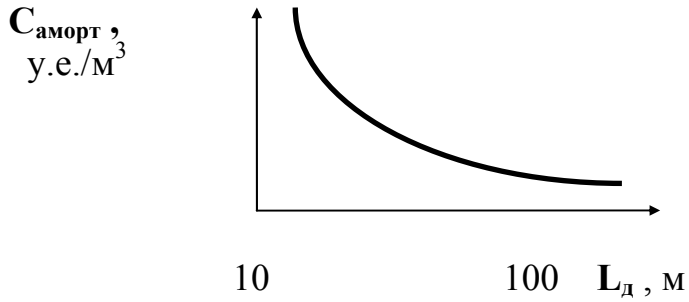
- между длиной доставки $L_д$ и затратами на погрузку-доставку-разгрузку $C_{дост}$



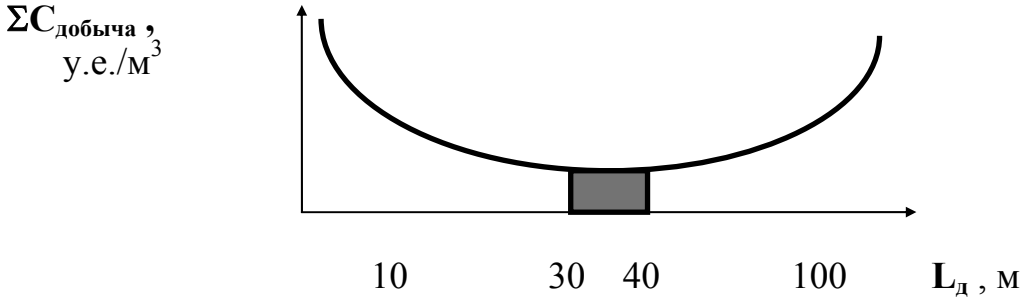
- между длиной доставки и затратами на подготовку блока либо двумя восстающими C_1 либо восстающим и наклонным съездом C_2



- между длиной доставки и затратами на амортизацию погрузочно-доставочных машин



- между длиной доставки и суммарными затратами на подготовку блока, доставку руды и амортизацию ПДМ



Наиболее рациональным является использование дизельного погрузчика с подготовкой блока (или двух блоков в панели) наклонным съездом - по сравнению с использованием ПДМ и подготовкой восстающими.

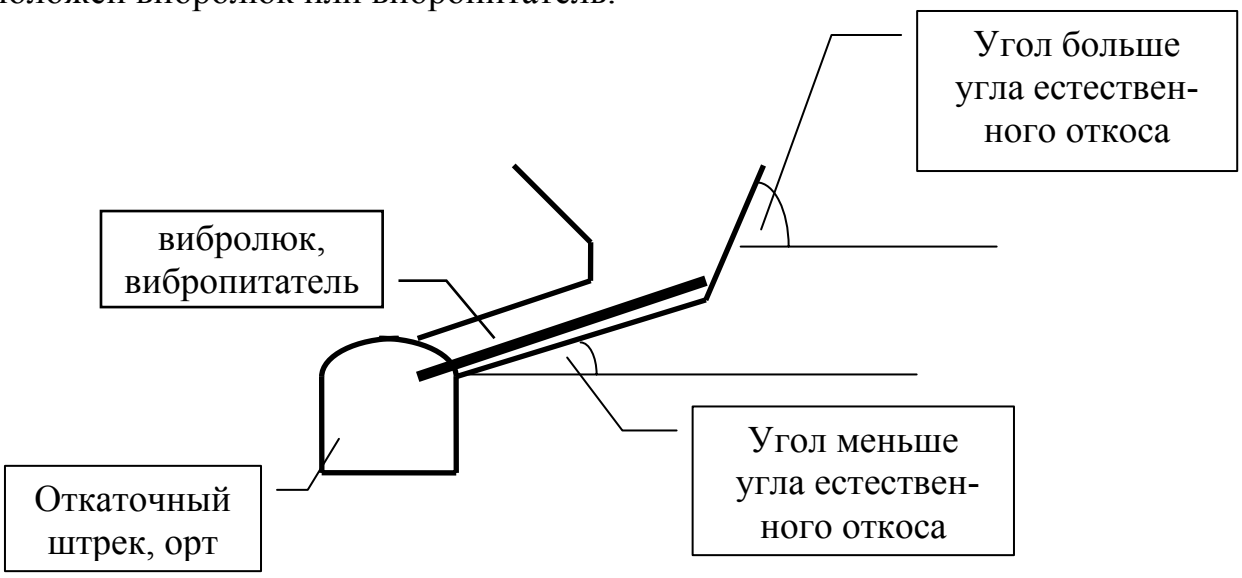
§ 11. Выпуск руды

Под выпуском руды подразумевается перемещение вниз отбитой руды в открытом очистном пространстве (камере) под действием собственной тяжести к откаточному (или доставочному) горизонту.

Выпуск ведется через воронки или траншеи в днище блока. **Днище** - это комплекс выработок в целике над откаточным штреком, ортом. Эти выработки днища обеспечивают или выпуск руды непосредственно на горизонт через дучки или же вторичное дробление негабарита и доставку руды в короткие рудоспуски по доставочному штреку, орту.

Воронка - невысокая вертикальная выработка (элемент дучки) формой перевернутого усеченного конуса или пирамиды. Воронки располагаются в днище блока так, чтобы перекрыть всю горизонтальную площадь камеры, при

этом угол откоса бортов воронок должен быть больше угла естественного откоса отбитой руды, чтобы руда свободно скатывалась в **дучку**, где обычно расположен вибролюк или вибропитатель.



Траншея - трапециевидная выработка для улавливания выпускаемой руды, а далее скрепером или доставочной машиной руду транспортируют в рудоспуски или сразу в вагонетки.

На дне рудоспусков, воронок устанавливаются дозирующие механизмы, позволяющие управлять объёмом выпускаемой руды. Механизмы бывают двух видов: погрузочные люки и вибропитатели. Погрузочные люки бывают с затворами и с вибромеханизмами.

Люки с затворами практически не управляемы, ведь скорость выпуска зависит только от кусковатости руды, поэтому часто образуются пробки - зависание руды. Производительность люков с затворами от 20 до 250 т/см. Угол откоса лотка воронки более 50-60°.

Вибролюки типа ЛВО, ЛВР, АШЛ, УВРЛ - это установка с металлическим лотком длиной до 3.5 м, который колеблется вибраторами вверх-вниз (частота до 2800 колебаний/мин), угол наклона лотка от 5 до 20°, сменная производительность от 150 до 1600 т/см. Ширина люка $\mathbf{b>3*a_к}$, высота $\mathbf{h>1.25*b}$ ($\mathbf{a_к}$=300-400 мм - размер кондиционного куска). Вибролюк можно легко изготовить в ремонтной мастерской рудника.

Вибропитатели типа ВДПУ, ВВДР, ВВР, ВПР, ПВРА, УВР, КП, РПУ-1 - это установки длиной 4-7 м с лотком, который колеблется вверх-вниз или в продольном направлении (частота колебаний 16-25 1/с). Угол наклона лотка от 0 до 20°, производительность 250-1400 т/час, вибропитатели могут работать под навалом руды при плоском днище. Длина лотка 4-7 м, ширина 0.9-2.5 м, высота установки 0.22-1.4 м.

Технология **выпуска руды под обрушенными породами** и всё, что с этим связано – слишком большая тема, и мы её рассмотрим в отдельной главе настоящей работы.

§ 12. Производительность оборудования

Бурение шпуров

а) перфораторами

$$Q = \frac{60\left(T_{см} - T_{п.з.} - T_{обсл}\right)}{\left(t_о + t_{всп}\right)\left(1 + k_{отд}\right)}, \quad пм/см$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;

$T_{п.з.}$ и $T_{обсл}$ - время на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, в зависимости от типа перфоратора:

- ручные $T_{п.з.}$=0.355 ч. и $T_{обсл}$ =0.045 ч.;
- телескопические $T_{п.з.}$=0.411 ч. и $T_{обсл}$ =0.045 ч.;
- колонковые $T_{п.з.}$=0.433 ч. и $T_{обсл}$ =0.047 ч.;
- установки типа СБУ $T_{п.з.}$=0.773 ч. и $T_{обсл}$ =0.230 ч.;

$t_о$ и $t_{всп}$ - основное (чистое) и вспомогательное время бурения 1 пм шпура, в зависимости от крепости пород (f=5-20) и типа перфоратора:

- ручные $(t_о + t_{всп})$=4-24 мин.;
- телескопические $(t_о + t_{всп})$=4-22 мин.;
- колонковые $(t_о + t_{всп})$=4-18 мин.;
- установки типа СБУ $(t_о + t_{всп})$=2-10 мин.;

$k_{отд}$ - коэффициент учёта времени на отдых бурильщика:

- ручные $k_{отд}$ =0.1 ;
- телескопические $k_{отд}$ =0.08 ;
- колонковые $k_{отд}$ =0.06 ;
- установки типа СБУ $k_{отд}$ =0.07 .

б) “бурильными головками” с независимым вращением бура

$$Q = 60*(1 - k_1 - k_2)* k_о* k_{исп}* k_{пер}* N_{бур}* V_{бур}* T_{см}, \quad пм/см$$

где k_1 - коэффициент учёта времени на замену бурового инструмента, k_1=0.12-0.26;

k_2 - коэффициент учёта времени на вспомогательные операции, k_2=0.05-0.08;

$k_о$ - коэффициент одновременности работы бурильных машин:

- при 2-3 манипуляторах $k_о$ =0.95-0.85 ;
- при 4 манипуляторах $k_о$ =0.8-0.9 ;

$k_{исп}$ - коэффициент использования установки за время смены, $k_{исп}$ =0.5-0.75;

$k_{пер}$ - коэффициент учёта перегонов установки из забоя в забой, $k_{пер}$ =1-0.7 ;

$N_{бур}$ - число бурильных машин (манипуляторов) на установке;

$V_{бур}$ - чистая скорость бурения, ориентировочно:

$$V_{бур} = 0.1 * (20 - f), \quad пм/мин$$

$T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов.

Бурение скважин

- **бурильными головками** (бурение тяжелыми перфораторами) - производительность рассчитывается как при бурении шпуров;

- **станками с погружными пневмоударниками**

$$Q = \frac{60\left(T_{см} - T_{п.з.} - T_{обсл}\right)}{t_o + \left(L/B + 1\right) + t_к/B + \left[t_в + t_c\left(m-1\right)\right]/m\,L}, \quad м/см$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;

$(T_{п.з.}+T_{обсл})$ - время на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, $(T_{п.з.}+T_{обсл})$=0.35-0.42 ч.;

t_o - чистое время бурения 1 пм скважины, в зависимости от крепости пород: при **f**=5-20 t_o =6-80 мин/пм ;

L - средняя длина скважин, м;

B - стойкость долота на одну заточку, **B** =12-4 при f=8-16;

$t_к$ - время на замену долота, $t_к$ =16 мин.;

$t_в$ - время на перемещение станка от веера к вееру, $t_в$ =110 мин.;

t_c - время на переход со скважины на скважину в одном веере, t_c =33 мин.;

m - число скважин в веере.

- **станками вращательного действия** (шарошечное бурение)

$$Q = T_{см} * k_{исп} * V_o, \quad пм/см$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;

$k_{исп}$ - коэффициент использования станка за время смены, $k_{исп}$ =0.55-0.6 ;

V_o - механическая скорость бурения:

$$V_o = \frac{0.01\,F_o\left(60\,n\right)^{0.8}}{f^{1.6}\,d}, \quad пм/час$$

F_o - осевая нагрузка на долото (усилие подачи), F_o =150-390 кН;

n - частота вращения долота, **n** =1-3 $с^{-1}$;

f - коэффициент крепости пород по М.М.Протодьяконову;

d - диаметр долота, **d** =15-40 см.

Заряжание шпуров и скважин

- **ручное заряжание**

$$Q = \frac{60\,T_{см} - T_{п.з.} - T_{обсл}}{\left(t_o + t_{всп}\right)\left(1 + k_{отд}\right)}, \quad пм/см$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;

($T_{п.з.}$ + $T_{обсл}$) - время на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, для горизонтальных, восходящих, нисходящих скважин-шпуров **($T_{п.з.}$+$T_{обсл}$)**=23-38 мин. ;

($t_о$ + $t_{всп}$) - чистое и вспомогательное время на заряжание 1 пм:

- шпуров длиной 1-3 м **($t_о$ + $t_{всп}$)**=1.52-0.95 мин/пм ;
- скважин d=56 мм, длиной 3-30 м **($t_о$ + $t_{всп}$)**=1.15-2.5 мин/пм;
- скважин d=100 мм, длиной 3-30 м **($t_о$ + $t_{всп}$)**=2.2-4.4 мин/пм;

$k_{отд}$ - коэффициент учёта времени на отдых, **$k_{отд}$** =0.1 .

- пневматическое заряжание (звено из 2 человек)

$$Q_{шпур} = \frac{60\,T_{см} - T_{п.з.} - T_{обсл} - T_{доп}}{(t_о + t_{всп})(1 + k_{отд})}, \quad пм/см$$

где **$T_{см}$** - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;

($T_{п.з.}$ + $T_{обсл}$) - время на подготовительно-заключительные операции и на обслуживание рабочего места, **($T_{п.з.}$ + $T_{обсл}$)**=36-65 мин. ;

$T_{доп}$ - время на дополнительные операции при высоте забоя более 4 м, **$T_{доп}$**=47 мин.;

($t_о$ + $t_{всп}$) - чистое и вспомогательное время на заряжание, **($t_о$ + $t_{всп}$)**=5-8 мин.;

$k_{отд}$ - коэффициент учёта времени на отдых, **$k_{отд}$** =0.1 .

$$Q_{скв} = \frac{10\,(60\,T_{см} - T_{обсл})}{10\,T_{п.з.}/L_{уст} + (t_о + t_{всп})(1 + k_{отд})}, \quad пм/см$$

где **$T_{обс}$** - время на обслуживание рабочего места, **$T_{обс}$** =10 мин.;

$T_{п.з.}$ - время на подготовительно-заключительные операции, при длине скважин 10-30 м **$T_{п.з.}$**=60-90 мин.;

$L_{уст}$ - длина скважин, заряжаемых с одной установки пневмозарядчика, при длине скважин 10-30 м **$L_{уст}$** =150-1000 м;

($t_о$+$t_{всп}$) - чистое и вспомогательное время на заряжание 10 пм нисходящих-восходящих скважин длиной 10-30 м **($t_о$+$t_{всп}$)**=5-15 мин./10 пм.

Расход ВВ при вторичном дроблении негабарита

- для накладных зарядов (Горная Шория)

$$q_н = \left(7{,}3/d_н + 10{,}5\,d_н - 12{,}1\right) k_1\,k_2, \quad кг/м^3$$

- для шпуровых зарядов (Горная Шория)

$$q_ш = \frac{1{,}08\,k_1\,k_2}{d_н^{1{,}32}}, \quad кг/м^3$$

где **$d_н$** - средний размер негабаритного куска, м;

k_1- поправочный коэффициент на прочность куска на сжатие:

$$k_1 = 1.3 * Lg\ (\sigma_{сж}) - 1.79$$

$\sigma_{сж}$ - предел прочности руды на одноосное сжатие, МПа;
k_2- поправочный коэффициент на размер кондиционного куска:

$$k_2 = 0.3 - 1.65 * Lg\ (a_к)$$

$a_к$ - размер кондиционного куска, м .

Производительность доставки

- люковая погрузка (люк с затвором)

$$Q_{блок} = \frac{60\,N_в\,\gamma_н\,(60\,T_{см} - T_{п.з.})}{(t_о + t_р)(1 + k_{отд})}, \quad т/см$$

где $\gamma_н$ - насыпная плотность руды в вагонетке, $\gamma_н = k_р * k_н * \gamma$, т/м^3 ;
$k_р$ - коэффициент разрыхления;
$k_н$ - коэффициент наполнения вагонетки горной массой, $k_н$ =0.8-0.9 ;
$N_в$ - число вагонеток в составе:

Тип электровоза	Вместимость вагонетки, м^3	Число вагонеток в составе при плотности $\gamma_н$		
		2.2 - 2.8	2.8 - 3.5	>3.5
7КР	0.7-1.2	18 - 19	16	14
К10	1.2-2.2	26 - 14	22 - 12	20 - 10
К14	2.2-4.0	19 - 13	17 - 12	15 - 10
К28	4 - 8	22 - 14	19 - 11	16 - 10

$T_{см}$ - продолжительность смены, на подземных работах 6 часов;
$T_{п.з.}$- время на подготовительно-заключительные операции, $T_{п.з.}$=0.17 ч.;
$t_с$ - время загрузки состава без перецепки вагонеток:

$$t_с = N_в * (t_о + t_в + t_{пер}), \quad мин.$$

$(t_о + t_в)$ - время загрузки одной вагонетки:

Площадь сечения люка, м^2	Вместимость вагонетки, м^3	$(t_о + t_в)$, мин.
< 0.8	0.7 - 1.2	1.5 - 1.65
< 0.8	1.2 - 2.2	1.65 - 2.0
> 0.8	1.1 - 2.2	1.45 - 1.65
> 0.8	2.2 - 4.0	1.65 - 2.75
> 0.8	4	2.75
> 0.8	5	3.4
> 0.8	10	4.2

$t_{пер}$ - время на перестановку вагонеток, $t_{пер}$ =0.3 мин.;
$t_р$ - время замены состава под погрузку или время рейса:

$$t_р = \frac{2L}{V_{движ}}, \quad мин.$$

L - длина откатки, м ;

$V_{движ}$ - средняя скорость движения состава, с учётом разгрузки и простоев $V_{движ}$ = 2 км/час = 33 м/мин.;

$k_{отд}$ - коэффициент учёта времени на отдых, $k_{отд}$ =0.1 .

- погрузка вибропитателями (вибролюками)

Техническая производительность вибролюков и питателей очень большая и колеблется в диапазоне от 200 до 1500 т/час, эта производительность заведомо выше технических возможностей обмена вагонеток под погрузку, поэтому производительность следует рассчитывать по формуле **для люковой погрузки** с учётом увеличенной (примерно вдвое) скорости загрузки одной вагонетки, т.е. при времени загрузки одной вагонетки: **0.5* ($t_о$+ $t_в$) .**

- скреперная доставка

а) при погрузке в рудоспуск

$$Q = \frac{3600\, V_с\, \gamma\, k_н\, k_{исп}\, T_{см}}{2L/V_{движ} + t_п}, \quad т/см$$

где $V_с$ - вместимость самого скрепера, от 0.1 до 4 м^3;

$k_н$ - коэффициент наполнения скрепера, $k_н$ =0.5-0.9 для крупнокусковой-мелкокусковой рудной массы;

$k_{исп}$ - коэффициент использования установки за время смены, $k_{исп}$=0.3-0.6;

L - длина скрепирования, м;

$V_{движ}$ - средняя скорость движения скрепера, $V_{движ}$ =1.4-1.8 м/с;

$t_п$ - время на переключения, реверсирование лебедки, $t_п$ =10-15 с .

б) при погрузке в вагонетки

$$Q = \frac{3600\, V_в\, \gamma\, (T_{см} - T_{п.з.})}{2V_в\left(L/V_в + t_п\right)/(V_с\, k_н) + 60\, t_р/N_в}, \quad т/см$$

где $T_{п.з.}$- время на подготовительно-заключительные операции, $T_{п.з.}$=1-1.2 ч.;

$V_в$ - вместимость вагонетки, м^3;

$t_р$ - время замены состава под погрузку или время рейса:

$$t_р = 2 * L / V_{движ}, \quad мин.$$

L - длина откатки, м ;

$\mathbf{V_{движ}}$ - средняя скорость движения состава, с учётом разгрузки и простоев $\mathbf{V_{движ}}$ = 2 км/час = 33 м/мин.

$\mathbf{N_в}$ - число вагонеток в составе;

- доставка самоходной техникой (погрузочно-доставочными машинами)

$$Q = \frac{60\,V\,\gamma\,k_н\,k_{исп}\,(T_{см} - T_{п.з.})}{t_ц\,k_р}, \quad т/см$$

где **V** - вместимость ковша или бункера (для ковшовых и ковшово--бункерных ПДМ), **V** =1-4 м^3;

$\mathbf{k_н}$ - коэффициент наполнения ковша горной массой, $\mathbf{k_н}$ =0.6-0.9 ;

$\mathbf{k_{исп}}$ - коэффициент использования ПДМ за время смены, $\mathbf{k_{исп}}$ =0.3-0.6;

$\mathbf{T_{п.з.}}$- время на подготовительно-заключительные операции, $\mathbf{T_{п.з}}$ = 0.7-0.8 ч.;

$\mathbf{k_р}$ - коэффициент разрыхления рудной массы;

$\mathbf{t_ц}$ - продолжительность цикла погрузки-доставки:

$$t_ц = t_{неучт} + 2 * L / V_{движ}, \quad мин.$$

$\mathbf{t_{неучт}}$ - время на неучтенные операции, $\mathbf{t_{неучт}}$ =1.5 мин.;

L - расстояние доставки, м;

$\mathbf{V_{движ}}$ - средняя скорость движения ПДМ, $\mathbf{V_{движ}}$ = 7 км/ч = 115 м/мин.

§ 13. Поддержание очистного пространства

Способы поддержания:

1) естественное поддержание рудными и породными целиками (предохранительные целики капитальных выработок, межэтажные, межкамерные и барьерные целики);

2) искусственное поддержание:

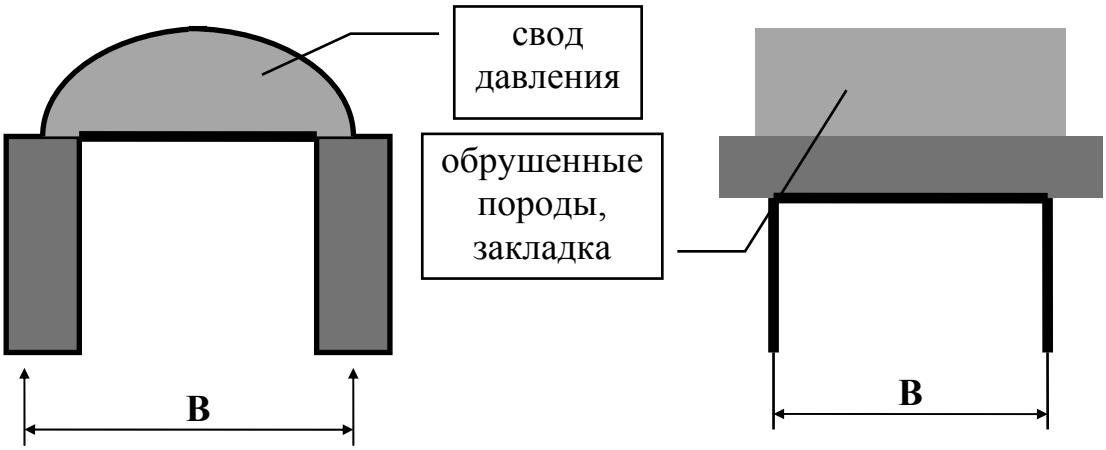
- крепью (распорная, костровая, рамная, станковая);
- магазинированием рудной массы;
- закладкой (сухая, гидравлическая, твердеющая);
- принудительным обрушением налегающих пород.

А. Поддержание целиками

применяется при выемке руд небольшой ценности с устойчивыми породами, т.к. потери руды в целиках неизбежны, а массив должен быть устойчив с опорными столбами или лентами.

Условие выбора размеров целиков: $\mathbf{B < B_{уст}^{экв}}$, м

Целики рассчитываются на прочность под давлением толщи пород до поверхности (при **L/H**>1) или под давлением пород из свода. Отношение **L/H** - это по ВНИМИ - степень подработанности земной поверхности горными работами.



Межкамерные целики **Межэтажные целики**

Б. Поддержание крепью

Виды крепи:

- распорная - стойки или расстрелы, вбитые кувалдой между бортами выработки или между кровлей-почвой;
- костровая - в виде колодезного сруба с заполнением его кусками породы или без заполнения;
- рамная (НДО) - стойки, верхняк, частичная верхняя и боковая затяжка досками, иногда лежень – при пучении почвы;
- станковая - распор расстрелами и стойками одновременно по всем трём направлениям;
- анкерная - металлические стержни, укрепленные в шпурах механическим распором или твердеющим раствором.

В. Поддержание магазинированием

Магазинирование - это временное накопление отбитой рудной массы в очистном пространстве. Поддержание бортов выработки происходит за счёт их самораспора под действием массы сыпучего материала, т.к.

$$\sigma_2 = \sigma_3 = \eta * \sigma_1$$

где η - коэффициент бокового отпора.

Г. Поддержание закладкой

Закладка - это процесс заполнения выработанного пространства каким-нибудь материалом или же закладка - это сам материал для заполнения (погашения) выработок.

Виды материалов закладки:

А) **сухая** закладка – дроблённые породы из отвалов, проходческих забоев или песчано-гравийная смесь (ПГС). Для подачи сухой закладки в выработанное пространство могут использоваться специальные метательные машины[3]

[3] Смолдырев А.Е. Технология и механизация закладочных работ. М., Недра, 1974.

или же заполнение камер происходит по закладочным скважинам и рудоспускам.

Б) **гидравлическая** - породы или ПГС в водяной смеси (для облегчения транспортирования пульпы по трубопроводу пневматическим способом). В выработанном пространстве создается более плотный закладочный массив с низкой сжимаемостью. Необходимо лишь предусмотреть полость для сбора лишней воды.

В) **твердеющая** - это гидравлическая закладка с добавлением в смесь отвердителя (цемент, известь, гипс, доменные шлаки...). Закладка обладает достаточной пластичностью для её транспортировки по трубам, а со временем она затвердевает в монолитный массив, прочность которого зависит, в основном, от количества добавленного отвердителя. Применяется при разработке ценных руд цветных металлов, высококачественных железных руд, редких и радиоактивных металлов.

Затвердевший закладочный массив воспринимает горное давление, укрепляя очистное пространство в блоке созданием объёмной опорной решетки в виде монолитных потолочин, предохранительных стенок, колонн и межкамерных целиков.

В зависимости от функции закладочного массива он должен обладать определенной прочностью, рассчитываемой с помощью теории сопротивления материалов, строительной механики.

Различной нормативной (требуемой) прочности закладки соответствует определенный состав твердеющего раствора на 1 $м^3$ смеси, например (цемент-зола, песок, вода): Ц=50-250 кг, З=250-300 кг, ПГС=1000-1600 кг, В=300-400 кг.

При разработке руд системами с твердеющей закладкой около 60% всех затрат на добычу в блоке составляют расходы на твердеющую закладку (на компоненты смеси и на производство работ). Но эти расходы можно снизить, активируя твердеющую смесь и применяя разнопрочную закладку (подробности см. в отдельной главе).

Оборудование для твердеющей закладки: стационарный поверхностный или передвижной подземный закладочный комплекс (производительностью 30-200 $м^3$/час) с бункерами цемента, золы ТЭЦ, песка, дозаторами их расхода, смесительной машиной. Далее водяная смесь транспортируется в подземные горные выработки или непосредственно по скважине, находящейся под закладочным комплексом или бетоновозами к удаленным скважинам. Вертикальные скважины переходят в магистральный трубопровод из полиэтиленовых труб диаметром 200-300 мм. Порции раствора подталкиваются на горизонтальных участках давлением сжатого воздуха. Главная трудность на закладочных работах, кроме ограждения выработанного пространства перемычками, - это обеспечение высокой пластичности раствора, чтобы не было забутовки трубопровода.

Кроме приготовленной на закладочном комплексе твердеющей закладки существует способ **инъекционного упрочнения** взорванных и обрушенных пустых пород (например, сухой закладки) путём нагнетания твердеющего раствора по шпурам и скважинам непосредственно в массив под высоким давлением.

§ 14. Закладка выработанного пространства

В зависимости от времени выполнения работ по погашению подземных пустот различают: а) одновременную с очистной выемкой закладку и б) последующую, после завершения всех очистных работ в блоке.

По степени заполнения выработанного пространства закладка может быть полной или частичной (если закладки нет вообще, то выработанное пространство изолируется).

В зависимости от способа транспортировки и укладки различают закладку: а) самотечную (под собственным весом); б) механическую (скреперную, конвейерную, метательными или погрузочными машинами); в) гидравлическую; г) пневматическую (сухая смесь или пульпа транспортируется по трубам энергией сжатого воздуха); д) комбинированную.

В зависимости от состава и свойств закладки она бывает: а) породной; б) песчано-гравийной; в) шлаковой; г) твердеющей; д) бетонной; е) льдозакладкой (только на Крайнем Севере).

Пневматическая закладка

В закладочную машину вблизи выработанного пространства загружают сухие материалы (дробленые породы, шлаки, песчано-гравийная смесь...) и сжатым воздухом по трубопроводу заполняют выработанное пространство (примерно так, как заполняют скважины ВВ пневмозарядчиком).

Крупность материалов - до 50 мм, диаметр трубопровода $\mathbf{d_{тр} > (2\text{-}3)*d_{куск}}$, обычно 150-200 мм. Усадка закладочного массива 10-15%. Дальность транспортирования пневматическими закладочными машинами ДЗМ-2 и "Торкрет-6А" - до 1000-1500 м при производительности до 120 $м^3$/час.

Гидравлическая закладка

Используется энергия потока воды для транспортировки и укладки закладочного материала. Крупность материала закладки - до 60-80 мм, отношение твердеющего материала к воде равно (обычно соотношение **Т:В** = 1 : (3-5) при крупности кусков 20-50 мм):

$$\mathbf{T:B} = \frac{\mathbf{2\,L_s}}{\mathbf{2\,A_s + L_s}} \quad , \quad \text{т/т или м}^3/\text{м}^3$$

где $\mathbf{L_s}$ - отношение суммы длин вертикальных участков пульпопровода к горизонтальным

$$\mathbf{L_s} = \frac{\mathbf{\Sigma L_{верт}}}{\mathbf{\Sigma L_{гор}}}$$

$\mathbf{A_s}$ - средний коэффициент сопротивления движению пульпы по трубопроводу, обычно 0.04-0.045 :

$$A_s = \frac{(\gamma_п - 1)\Sigma L}{\Sigma L_{гор} \sin\alpha + \Sigma L_{верт} \cos\alpha}$$

ΣL - общая длина трубопровода, м ;

$\gamma_п$ - средняя плотность пульпы, т/м^3 ;

α - угол наклона горизонтальных и вертикальных участков трубопровода к горизонту, град.

Скорость движения пульпы в трубопроводе должна быть не меньше "критической", при которой частицы пульпы выпадают в осадок:

$$\upsilon > \upsilon_{крит} = k\sqrt{\delta(\gamma_т - 1)} = 0{,}1 \div 0{,}5 \text{ м/с}$$

k - коэффициент, зависящий от формы частиц (от шара до пластинки);

δ - крупность частиц, см ;

$\gamma_т$ - плотность твердых частиц в пульпе, т/м^3 .

Рабочая скорость движения пульпы $\upsilon > (3 \div 4)^* \upsilon_{крит}$.

Предельная длина горизонтального участка трубопровода при самотечном транспортировании:

$$L_{гор} = 2g(H - h)\frac{d}{\lambda \upsilon^2} - \Sigma L_{экв}, \text{ м}$$

где **H** - высота вертикального става, м ;

h - остаточный скоростной напор пульпы, обычно 2 м ;

g - ускорение свободного падения, **g** =9.81 м/с^2 ;

d - диаметр трубопровода, м ;

υ - скорость движения пульпы, обычно 2.5-4 м/с ;

λ- коэффициент сопротивления движению пульпы, λ = 0.04-0.045 ;

$\Sigma L_{экв}$ - суммарная эквивалентная длина колен трубопровода, обычно отводится по 20 м на каждое колено .

Обычно отношение вертикального става к горизонтальному:

$L_{верт} : L_{гор} = 1 : (4 - 15)$ для кусковатых - мелкозернистых материалов.

Диаметр труб в диапазоне 100-250 мм в зависимости от требуемой производительности, обычная производительность поверхностных закладочных комплексов 50-150 м^3/час .

Крупный недостаток гидрозакладки - необходимость отвода всей воды из погашенной выработки.

Инъекционная закладка

Сущность - погашение выработанного пространства сыпучим материалом (щебень, гравий, дробленные породы, песок...) и нагнетание под давлением твердеющего раствора в пустоты закладки. Обычно таким раствором упрочняют сыпучую закладку по периметру выработанного пространства.

Давление нагнетания раствора - 0.5-2.5 МПа. Материал закладки должен обладать пустотностью, чем выше пустотность - тем ниже может быть давление нагнетания. В качестве твердеющего раствора используют цементно-песчаные, цементно-известковые смеси.

Расстояния между инъекторами должно быть 0.5-1.5 м при коэффициенте фильтрации закладочного массива 1-5 м/сутки. Обычный цементно-песчаный раствор объёмной массой 1.35 т/м^3 (при **В:Ц**=1:3) под давлением 0.25-0.5 МПа проникает в массив на глубину от 5 до 20 м (радиус проникновения). Предел прочности на одноосное сжатие инъекционной закладки может достигнуть величины 4-8 МПа на расстоянии до 10 м от инъектора.

§ 15. Твердеющая закладка

Различают жесткие и пластичные твердеющие со временем смеси:

а) для жестких смесей водо-вяжущее соотношение **В:Ц**<0.7 , доставка и укладка их возможна только механически (вагонетками, ПДМ...);

б) для пластичных смесей **В:Ц**=(0.7-1.4) и они транспортируются по трубам как гидравлическая закладка.

Состав твердеющей закладки на 1 м^3 смеси определяют из уравнения:

$$\frac{\mathbf{Ц}}{\gamma_{\mathbf{Ц}}} + \frac{\mathbf{П}}{\gamma_{\mathbf{П}}} + \frac{\mathbf{З}}{\gamma_{\mathbf{З}}} + \frac{\mathbf{В}}{\gamma_{\mathbf{В}}} = \mathbf{1}$$

где **Ц, П, З, В** - вес (расход) компонентов смеси на 1 м^3 - цемента, песка (ПГС), золы (хвостов обогащения), воды , кг ;

$\gamma_{ц}$ = 3100 кг/м^3 - плотность цемента;

$\gamma_{п}$ = 2600 кг/м^3 - плотность ПГС;

$\gamma_{з}$ = 2100 кг/м^3 - плотность золы ТЭЦ;

$\gamma_{в}$ = 1000 кг/м^3 - плотность воды .

Во избежание забутовки трубопровода твердеющая смесь должна обладать минимальной пластичностью, которую можно оценить суммарным количеством тонкодисперсных частиц в смеси (цемента, золы, глины...) - оно должно быть не меньше 350-400 кг/ м^3.

Количество вяжущих в смеси определяется необходимой прочностью закладочного массива и схемой работы закладки под нагрузкой: например, балка-плита (искусственная кровля слоевых систем, несущее днище камер, потолочина камерных систем разработки, целик между открытыми и подземными работами).

Для обеспечения в двух-четырех недельный срок прочности массива $\sigma_{сж}$=3-5 МПа расход цемента в смеси должен быть порядка 120-200 кг/ м^3.

Со временем прочность твердеющего закладочного массива нарастает по следующей зависимости:

$$\sigma_t = \frac{0.6\,\sigma_{28}\,\mathrm{Lg}\,t}{\mathrm{Lg}\,28}\quad, \text{ МПа}$$

где σ_{28} - прочность массива в 28-дневный срок после начала схватывания твердеющей закладки, МПа;

t - интересуемый срок твердения, сутки.

Количество вяжущих в смеси определяется необходимой прочностью закладочного массива и схемой работы закладки под нагрузкой, например, **<u>для балки-плиты</u>** (искусственная кровля слоевых систем, несущее днище камер, потолочина камерных систем разработки):

1) **равнопрочная по высоте закладка**

$$\sigma_{сж} = \left[0{,}0654\frac{h\,B^2}{h_н^2} + 0.04\,h\right]\frac{k_{зап}}{\lambda}\quad, \text{ МПа}$$

2) разнопрочная по высоте закладки

- для нижнего несущего слоя (**нижняя пачка**)

$$\sigma_{сж}^{н} = \left[3{,}27\frac{\gamma\left(h_н + 0{,}5\,h_в\right)B^2}{h_н^2} + \frac{\gamma\left(h_н + 0{,}5\,h_в\right)}{5}\right]\frac{k_{зап}}{\lambda}\quad, \text{ МПа}$$

- для верхнего малопрочного слоя (**верхняя пачка**)

$$\sigma_{сж}^{в} = \gamma\left(2\,h + h_в\right)\frac{k_{зап}}{\lambda}\quad, \text{ МПа}$$

3) частичная (неполная) закладка (верхней пачки нет)

$$\sigma_{сж} = 0{,}0654\,\frac{B^2}{h_н}\,\frac{k_{зап}}{\lambda}\quad, \text{ МПа}$$

4) частично - твердеющая (нижняя пачка), частично - сухая или гидравлическая закладка (верняя пачка)

$$\sigma_{сж}^{н} = 3{,}27\left[\frac{\left(\gamma_н\,h_н^2 + \gamma_в\,h_в^2\right)B^2}{h_н^3}\right]\frac{k_{зап}}{\lambda}\quad, \text{ МПа}$$

где **h** - высота массива закладки, м ;

$h_н$, $h_в$ - толщина нижней, верхней пачки закладки, м ;

B - пролет обнажения искусственной кровли, м ;

γ , $\gamma_н$, $\gamma_в$ - объёмный вес закладки в целом, её нижней и верхней пачки, МН/м^3 (обычно 0.015-0.03 МН/м^3) ;

$k_{зап}$ - коэффициент запаса;

λ - коэффициент ослабления прочности закладки в массиве по сравнению с прочностью её в образцах, определяется слоистостью реального массива закладки, однородностью состава по объёму массива, комплексом про-

цессов фильтрации, гидростатики и седиментации при твердении, продолжительностью обнажения, сейсмическим воздействием взрывов на массив, объёмным характером нагружения закладки (см. таблицу):

- для слоевых систем λ=0.2-0.6 ;
- для камерных систем λ=0.1-0.8 .

Сводная ведомость факторов твердения, формирования закладки и их влияние на несущую способность искусственных массивов

№ п/п	Наименование фактора, авторство, формула	Значение коэффициента влияния (ослабления), λ
	I. При слоевой выемке	
1	Слоистость массива при n=1÷10 а) О.В.Рогожников $K_{сл} = 1/\sqrt{n}$ (балка) $K_{сл} = 1/\sqrt[3]{n}$ (плита) б) В.П.Дудко **$K_{сл}$ = 1/n** в) В.В.Дейнер **$K_{сл}$ = 1-0,09*n** г) А.К.Порцевский $K_{сл} = \frac{1}{n^2} * \left[1 + \frac{(n-1)^2}{3}\right]$	1÷0.3 1÷0.1 1÷0.1 1÷0.28
2	Однородность массива а) В.И.Култышев **K_0=1- $K_{вар}$** б) М.Н.Цыгалов в) Б.А.Вольхин г) Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков д) В.В.Дейнер **K_0=1- 2*$K_{вар}$**	1÷0.6 0,6÷0.55 0,6÷0.7 0,6÷0.8 1÷0.2
3	Комплекс процессов фильтрации, гидростатики и седиментации при твердении закладки в шахте а) М.Н.Цыгалов б) Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков в) В.А.Бакулин	1,4 1÷0.8 0,7÷0,9
4	Продолжительность обнажения, реология а) М.Н.Цыгалов б) В.И.Култышев в) Г.М.Малахов, Р.Ш.Азимов $K_{дл} = \sqrt[q]{t_0 / t_1}$ г) Б.А.Вольхин	0,7÷0,5 1÷0,6 1÷0,2

	д) В.Д.Палий е) Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков ж) СниП 2,03,01-84 $$K_{дл} = \frac{4*t}{100+3*t}$$ з) В.В.Дейнер и) П.А.Танжариков $$K_{дл} = \left(1+\frac{\delta}{1-\alpha}*t^{1-\alpha}\right)^{-0.5}$$	0,7÷0,4 1÷0,5 0,9÷0,7
5	Сейсмическое действие мелкошпуровой отбойки а) М.Н.Цыгалов б) В.В.Дейнер	 0,8 0,8
6	Характер подбучивания кровли, недозакладка - Б.А.Вольхин $K_н=S_{закл}/S_{общ}$	0,75÷1
7	Учёт пригрузки вышележащих слоёв а) Г.Н.Кузнецов, Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков $$K=(1+K_п)$$ б) О.В.Рогожников в) В.В.Попов $$K=\sqrt[p]{H*K_п} \quad при \quad p>1, \quad K_п=1\div0.4$$	 1,5÷3 0,25*H
	II. При камерной выемке	
8	Характер объёмного нагружения а) Б.А.Вольхин, Р.Ш.Азимов б) В.М.Хомяков $$K_{об}=\sigma_{сж}^{(1-\nu)/(1-2*\nu)-1}$$ в) М.Н.Цыгалов г) В.И.Култышев	 1,62 1,2÷3,5 1,4÷2 1,3
9	Характер опор вторичных камер а) Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков б) Р.Ш.Азимов	 0,8 0,8
10	Сейсмическое действие скважинной отбойки а) М.Н.Цыгалов б) Р.Ш.Азимов в) Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков г) В.В.Дейнер	 0,7 0,7÷0,8 0,8 0,7
11	Учёт наклона обнажения при $K_\alpha=\cos^2\alpha+\eta*\sin^2\alpha$ А.К.Порцевский	

	$$K_{у}^{в}=\frac{K_{у}^{90}}{1+(1+tg\psi*tg\alpha)^{-1}}+\frac{\sin\varphi*tg\varphi}{2+tg\psi*tg\alpha}$$ $$K_{у}^{л}=\frac{K_{у}^{90}}{1-(1+tg\psi*tg\alpha)^{-1}}-\cos\psi*tg\varphi*ctg\alpha$$	
12	Учет отношения высоты целика к его ширине а) Е.Церн $$K^{II}_{ф}=\sqrt{\frac{b_{ц}}{h_{ц}}}$$ б) Н.Баушингер $$K^{II}_{ф}=0.775+0.22\frac{b_{ц}}{h_{ц}}$$ в) М.Н.Цыгалов, Н.Ф.Замесов, В.Н.Калмыков $$K^{II}_{ф}=\begin{cases}0.6+0.4\frac{b_{ц}}{h_{ц}} & при \quad h_{ц}<b_{ц}\\ \sqrt{\frac{b_{ц}}{h_{ц}}} & при \quad h_{ц}\geq b_{ц}\end{cases}$$ г) Б.А.Вольхин $$K^{II}_{ф}=1.05-0.05\frac{h_{ц}}{b_{ц}} \quad при \quad h_{ц}>b_{ц}$$ д) А.М.Ильштейн, Ю.М.Либерман $$K^{II}_{ф}=1.15-0.15\frac{h_{ц}}{b_{ц}} \quad при \quad 1<b_{ц}/h_{ц}<3$$ е) Ю.М.Карташов, А.Б.Фадеев $$K^{II}_{ф}=0.75+0.496\frac{b_{ц}}{h_{ц}} \quad при \quad 0,6<h_{ц}/b_{ц}<2.2$$ ж) Н.П.Ерофеев	

	$$K^{П}_{ф} = \begin{cases} \sqrt{\dfrac{b_ц}{h_ц}} & \text{при} \quad 1 < b_ц / h_ц < 3 \\ 3\sqrt{\dfrac{b_ц}{h_ц}} & \text{при} \quad 0{,}3 < b_ц / h_ц < 1 \end{cases}$$ з) И.М.Петухов, А.М.Линьков $$1 + E_0 * \frac{b_ц}{h_ц}, \text{где} \quad E_0 = 0.6 - 0.7 \quad \text{при} \quad 1 < b_ц / h_ц < 7$$ и) М.П.Попов, А.В.Зубков $$1.4(0.75 + 0.5\frac{b_ц}{h_ц})\left[1 - \frac{0.285}{\exp\left(a_ц / b_ц - 1\right)}\right]$$	

Транспорт твердеющей закладки в самотечном режиме

Предельная длина горизонтального участка

$$L_{гор} = \frac{9{,}81\,\rho\,H}{\Delta P} - \left[\frac{H}{\sin\alpha} + \Sigma\left(N_к\,L_к\right)\right], \quad м$$

где ρ- объёмная масса закладочной смеси, кг/м^3 ;

H - высота наполнения закладкой вертикального става трубопровода, принимается равной 0.7-0.8 высоты вертикального става;

α - угол наклона трубопровода к горизонту, град.;

ΔP - удельные потери давления при движении за счёт вязкости смеси, **ΔP** < 10^5 Па ;

$\Sigma(N_к*L_к)$ - суммарная длина колен и поворотов трубопровода из расчёта - один поворот на 90° радиусом 1 м соответствует $L_к$ =20 м .

Диаметр трубопровода:

$$D = \sqrt{\frac{Q}{900\,\gamma\,\upsilon}}, \quad м$$

где **Q -** производительность закладочного комплекса, м^3/час;

υ - средняя скорость движения смеси по трубопроводу, **υ** =0.5-0.7 м/с .

Транспорт твердеющей закладки в самотечно-пневматическом режиме

Длина горизонтального участка трубопровода до пневмоврезки:

$$L = L_{гор} - \frac{P_o}{\Delta P_{пн}} \quad , \text{ м}$$

где $L_{гор}$ - максимальная длина горизонтального самотечного участка трубопровода (см. самотечный режим), м;

P_o -давление сжатого воздуха в магистральной сети , обычно P_o = 5 атм = $5*10^5$ Па;

$\Delta P_{пн}$ - удельные потери давления сжатого воздуха в трубопроводе на участке пневмотранспорта, обычно $\Delta P_{пн}=65*10^3$ Па/пм при **d** =200 мм и υ =2 м/с .

Длина пневмотранспортирования закладки:

$$L_{пн} = \frac{3600\, d^2\, P_o\, \upsilon}{1.276\, k_{зап}\, \Delta P_{пн}\, Q} \quad , \text{ м}$$

где **d** - диаметр трубопровода, м ;

$k_{зап}$ - коэффициент запаса, обычно 1.3 ;

v - средняя скорость пневмотранспортирования, **v** =1.8-2.2 м/с ;

Q - производительность закладочного комплекса, $м^3$/час.

Общая длина горизонтального участка трубопровода:

$$L_{общ} = L + L_{пн} * N_{пн} \quad , \text{ м}$$

где $N_{пн}$ - количество пневмоврезок на этом горизонтальном участке.

Расход сжатого воздуха на пневмотранспортировании 1 $м^3$ закладки на расстояние 1 пм:

$$Q_{сж_возд} = 1{,}1\left[1 - \frac{Q}{3600\,\upsilon\, S}\right]\left[\frac{N_{пн}+1}{2} L_{эж}\, \Delta P_{пн} + \frac{3600\,\upsilon\, S}{Q}\right] , \text{ } м^3/м^3$$

где **S** - сечение трубопровода, $м^2$;

$N_{пн}$ - количество пневмоврезок на этом горизонтальном участке;

$L_{эж}$ - фактическое расстояние между пневмоврезками (эжекторами), м.

Контроль прочности закладочного массива

1. Ударный метод - прочность определяется по диаметру лунки после удара шариком с определенной силой - по таблицам.

2. Керновый метод - производится испытание на сжатие выбуренного из массива керна **d**=59 мм или 76 мм :

$$\sigma_{керн} = P / S \quad ; \sigma_{кубик} = \sigma_{керн} * (D / H)^{-0.5} \quad , \text{ МПа}$$

где **D** - диаметр керна, м ;
P - разрушающая нагрузка, МН;
S - площадь сечения керна, $м^2$;
H - длина керна, м .

3. По пробам твердеющего раствора, подаваемого в шахту

$$\sigma_{кубик} = P / S \quad , \quad МПа .$$

4. Ультразвуковый метод - суть в определении скорости распространения продольной звуковой волны в закладке (от одного датчика до другого) - по таблицам и тарировочным кривым. Приборы: ИПА-59, УКБ-1, УК-10П...

5. Электрометрический метод (по Беляеву Б.М. - Дейнеру В.В.) - заключается в определении прочности по тарировочным кривым, построенным по зависимости прочности образцов закладки на одноосное сжатие от приращения со временем удельного электрического сопротивления твердеющей закладки "в образце". Тарировочные кривые составляются для закладки различного состава, типы которых наиболее часто используются на данном руднике.

Измерение удельного электрического сопротивления осуществляют с помощью электродов (медных или стальных) **d**=6-8 мм и **L**=80 мм на текстолитовой (или из оргстекла) пластинке с расстоянием между ними **b**=80 мм.

Удельное электрическое сопротивление равно:

$$\rho = k * U / I \quad , \quad Ом*м$$

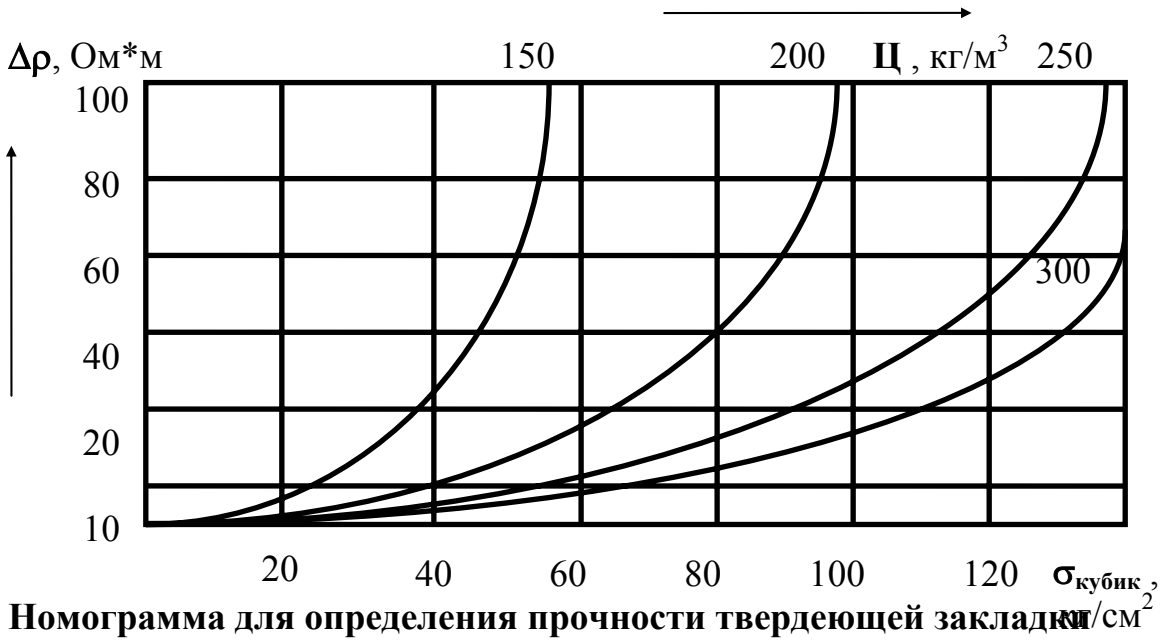
где **U** - напряжение постоянного тока на электродах, В ;
I - сила этого тока, А ;
k - коэффициент измерительной установки-прибора, обычно **k**=0.1 м .
Приращение удельного электрического сопротивления:

$$\Delta\rho = \rho_t - \rho_o \quad , \quad Ом*м$$

где ρ_t - удельное сопротивление закладки в возрасте **"t"** суток, Ом*м ;
ρ_o - начальное удельное сопротивление закладки, измеренное в первые сутки твердения - в возрасте 12-24 часов после начала твердения, Ом*м .

Напряжения и силу тока можно определить любым переносным амперметром, например, Ц4311 и Ц4313 или измерителем сопротивления М416.

В погашаемой секции датчики устанавливаются на высоте 0.5-1.5 м от почвы выработки - из расчёта 1 датчик на 100-150 $м^3$ подземной полости.



Номограмма для определения прочности твердеющей закладки
(состав: вяжущее-портландцемент М400, ПГС и вода)

§ 16. Полнота использования рудником недр

Это, можно сказать, коэффициент полезного действия (к.п.д.) горнорудного предприятия. По данным геологической оценки есть некоторое количество балансовых запасов и чем ниже будут потери этих запасов и количество примешанной пустой породы (разубоживание), тем выше полнота использования недр. При промышленной оценке месторождений, при выборе способов и систем разработки помимо стоимостных показателей затрат на добычу необходимо учитывать экономические последствия от потерь и разубоживания руды.

Повышение уровня потерь по сравнению с проектным уровнем приводит к увеличению себестоимости добычи руды по руднику в целом, т.к. теперь ранее сделанные расходы надо разделить на меньшее количество извлеченной руды.

Повышение же уровня разубоживания по сравнению с проектным уровнем приводит к дополнительным затратам на транспортировку и переработку на обогатительной фабрике дополнительного (непредусмотренного) объёма пустых пород.

Классификация потерь руды по месту их образования
(по В.Г.Иванову, ПромНИИПроект)

1. Потери при освоении месторождения

1.1. Потери, связанные с условиями строительства рудника, оконтуривания балансовых запасов, геологическими особенностями месторождения.

1.2. Потери, связанные со способом вскрытия и подготовки месторождения (оставленными охранными и барьерными целиками).

2. Эксплуатационные потери при разработке месторождения

2.1. Потери в неотбитой руде

- при подготовке блоков к очистной выемке (в целиках, завалах);

- при очистной выемке (у контактов, в невыработанных участках, брошенных рудных целиках ...).

2.2. Потери в отбитой руде

- при очистной выемке в гребнях выпуска, в закладке, на стенках лежащего бока камер, при забойной сортировке, на крепи ...
- при погрузке, транспортировке и складировании руды;
- при сортировке и обогащении на рудоперерабатывающей фабрике.

Классификация разубоживания

Классификация очень проста - по месту примешивания пород:

1. При отбойке руды - законтурными объёмами взорванной пустой породы.
2. При выпуске руды - примешанными неумышленно обрушенными породами или в системах разработки с принудительным обрушением руды и пород - при несоблюдении расчётного режима выпуска из разных воронок.

Экономический ущерб от потерь, отнесенный на 1 т добытой руды (по Г.Г.Ломоносову) – в у.е./т:

$$\text{У}_{\text{п}} = \frac{1}{\text{П}}\left[\text{П}_{\text{н}}\left(\text{C}_{\text{р}}+\text{C}_{\text{г}}+\text{C}_{\text{п}}\right)+\text{П}_{\text{о}}\left(1-\text{R}\right)\left(\text{C}_{\text{р}}+\text{C}_{\text{а}}+\text{C}_{\text{п}}+\text{C}_{\text{о}}\right)+\frac{\text{П}\left(\text{Ц}_{\text{о}}-\text{C}_{\text{с}}\right)\alpha\,\varepsilon}{\beta}\right]$$

где **П** - потери, отн.ед., включают:

$\text{П}_{\text{н}}$ - потери в неотбитой руде; $\text{П}_{\text{о}}$ - потери в отбитой руде;

R - разубоживание, отн.ед.;

$\text{C}_{\text{р}}$, $\text{C}_{\text{г}}$, $\text{C}_{\text{п}}$, $\text{C}_{\text{а}}$, $\text{C}_{\text{о}}$ - затраты на разведку, переработку примешанной породы вместо руды и подготовку (нарезку) блоков, амортизацию сооружений (оборудования) и отбойку (с доставкой и поддержанием очистного пространства), у.е./т;

α - среднее содержание металла в добытой рудной массе с плановыми потерями и разубоживанием, отн.ед.;

ε - коэффициент извлечения металла из руды при переработке на РПК, отн.ед.;

β - плановое содержание металла в концентрате, отн.ед.;

$\text{Ц}_{\text{о}}$ - цена на 1 т концентрата, у.е./т;

$\text{C}_{\text{с}}$ - общая себестоимость добычи и переработки 1 т руды в концентрат, у.е./т.

Экономический ущерб от разубоживания, отнесенный на 1 т добытой руды (по Г.Г.Ломоносову):

$$\text{У}_{\text{р}} = \frac{\text{В}}{\text{Д}}\left(\text{C}_{\text{о}}\,\text{к}_{\text{о}}+\text{C}_{\text{г}}+\text{Э}+\text{к}_{\text{п}}\,\text{Ц}_{\text{о}}\,\alpha\right)\ ,\ \text{у.е./т}$$

где **В** - количество разубоживающей массы пород, т или $м^3$;

Д - количество добытой рудной массы, т или $м^3$;

$\mathbf{k_o}$ - переводной коэффициент от объёма разубоживающих пород к отбитому объёму рудной массы;

Э - эксплуатационные расходы по руднику, у.е./т ;

$\mathbf{k_п}$ - переводной коэффициент на снижение выхода металла из разубоженной рудной массы при переработке её на РПК.

Методы определения фактических показателей извлечения руды

Ведёт учет потерь и разубоживания геолого-маркшейдерская служба рудника. Известны прямые и косвенные методы определения их.

При **прямых методах** замеряют количество теряемой руды и количество засоривших ее пород - это возможно лишь при доступе людей в очистное пространство и непосредственном замере объёмов:

$$\mathbf{П} = \frac{\Sigma(\mathbf{П_i}\,\alpha_i) - \mathbf{В}\,\alpha_{пор}}{\mathbf{Б}\,\alpha_{руда}} \quad \text{, отн.ед.}$$

$$\mathbf{R} = 1 - \frac{\mathbf{Б}\,\alpha_{руда} - \mathbf{П}\,\alpha_{потерь} + \mathbf{В}\,\alpha_{пор}}{\alpha_{руда}(\mathbf{Б} - \mathbf{П} + \mathbf{В})} \quad \text{, отн.ед.}$$

где $\mathbf{П_i}$ и α_i - количество и содержание теряемых запасов по видам потерь;

В и $\alpha_{пор}$ - количество и содержание примешиваемых пород;

Б и $\alpha_{руда}$ - количество и среднее содержание балансовых запасов;

Д и $\alpha_{р_м}$ - количество и содержание добытой рудной массы.

При **косвенных методах** замеряют количество и содержание добытой рудной массы и сравнивают со средним содержанием балансовых запасов:

$$\mathbf{П} = \begin{cases} \dfrac{\mathbf{Б}\,\alpha_{руда} - \mathbf{Д}\,\alpha_{р_м}}{\mathbf{Б}\,\alpha_{руда}} \\ 1 - \dfrac{\mathbf{Д}(\alpha_{р_м} - \alpha_{пор})}{\mathbf{Б}(\alpha_{руда} - \alpha_{пор})} \end{cases} \quad \text{, отн.ед.}$$

$$\mathbf{R} = \begin{cases} \dfrac{\alpha_{руда} - \alpha_{р_м}}{\alpha_{руда}} \\ 1 - \dfrac{\alpha_{р_м} - \alpha_{пор}}{\alpha_{руда} - \alpha_{пор}} \end{cases} \quad \text{, отн.ед.}$$

Нормирование показателей извлечения руды

Существует некоторый оптимальный и экономически оправданный уровень потерь руды, соответствующий наиболее выгодному способу добычи ру-

ды. Для определения этого уровня при проектировании выбираются несколько конкурентоспособных вариантов вскрытия, подготовки и ведения очистных работ. По всем вариантам определяют величины потерь и разубоживания (они стандартны для отдельного способа ведения очистных работ), затем для каждого блока выбирают наиболее выгодный вариант системы разработки из условия минимума затрат или по чистому дисконтированному доходу (сравнение по ЧДД приведено отдельно – в главе «Вскрытие и подготовка»), например:

$$\mathbf{C_i + У_{п.i} + У_{р.i} \text{ -----> } min}$$

где $\mathbf{C_i}$, $\mathbf{У_{п.i}}$, $\mathbf{У_{р.i}}$ - себестоимость добычи, ущерб от потерь и от разубоживания руды по блоку, у.е./т или у.е./м^3 ;

i - номер блока.

Полученные таким образом величины потерь и разубоживания принимаются за нормативные по данному блоку, а по руднику в целом нормативные показатели рассчитываются как средневзвешенные величины:

$$\mathbf{П_{рудник} = \frac{\Sigma(П_i\ Б_i)}{\Sigma Б_i}}, \quad \mathbf{R_{рудник} = \frac{\Sigma(R_i\ Б_i)}{\Sigma Б_i}} \quad \text{, отн.ед.}$$

где $\mathbf{П_i}$ и $\mathbf{R_i}$ - нормируемые потери и разубоживание в отдельных блоках;

$\mathbf{Б_i}$ - балансовые запасы руды в этих блоках, т или м^3 .

Основные мероприятия по снижению потерь и разубоживания

1. Правильный, оптимальный выбор системы разработки в блоке и устойчивых параметров обнажений горного массива.
2. Рациональный порядок отработки горизонтов, этажей, блоков.
3. Своевременный выпуск (в оптимальном режиме) отбитой руды и крепление очистного пространства, зачистка руды в очистных выработках.
4. Интенсивная отработка и погашение блока, до опасного развития сдвижений пород.
5. Рациональное обоснование кондиций и минимального промышленного содержания руды и оконтуривание запасов.
6. Рудосортировка рудной массы - управление качеством руды от забоя до РПК.
7. Концентрация горных работ - сосредоточение оборудования и технологических процессов по этажу и горизонту, применительно к каждой системе разработки.
8. Создание пространственных несущих конструкций (из твердеющей закладки) в неустойчивых зонах горного массива.

Список литературы

1. Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений.- М.: Недра, 1983, 424 с.
2. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд. - М.: Недра, 1993, 283 с.
3. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. - М.: Недра, 1985, 224 с.
4. Боровков Ю.А. Процессы подземных горных работ. - М.: изд. МГРИ, 1988, 85 с.
5. Брюховецкий Я.С., Бунин Ж.В., Ковалев И.А. Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых. - М.: Недра,1989, 300 с.
6. Именитов В.Р. Вскрытие рудных месторождений. - М.: изд. МГИ, 1976, 48 с.
7. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1984.
8. Панин И.М., Ковалев И.А. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1984, 181 с.
9. Попов Г.И. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. - М.: Недра, 1970, 456 с.
10. Рогизный В.Ф. Зарядные машины и устройства для рудных шахт. - М.: изд. МГРИ, 1993, 30 с.
11. Рогизный В.Ф. Методические указания по изучению буровых станков с выносной бурильной головкой. - М.: изд. МГРИ, 1989, 29 с.
12. Рогизный В.Ф. Методические указания по изучению буровых станков с погружными пневмоударниками и шарошечных. - М.: изд. МГРИ, 1989, 30 с.
13. Рогизный В.Ф. Методические указания по изучению конструкций бурильных головок. - М.: изд. МГРИ, 1989, 29 с.
14. Рогизный В.Ф. Методические указания по изучению конструкций бурильных установок. - М.: изд. МГРИ, 1989, 30 с.
15. Симаков В.А., Домбровский А.П., Титов Л.М., Арутюнов К.Г. Подземная разработка месторождений цветных, редких и радиоактивных металлов. - М.: изд. МГРИ, 1991.
16. Справочник по горнорудному делу. Под редакцией В.А.Гребенюка. - М.: Недра,1983, 813 с.
17. Титов В.Д. Вскрытие рудных месторождений. - М.: Госгортехиздат, 1961, 286 с.
18. Холобаев Е.Н. Методические указания и справочный материал по расчету шпуровой отбойки руды. - М.: изд. МГГА, 1993.
19. Шелест Л.А.Вскрытие рудных месторождений. - Иркутск, изд. ИПИ, 1977, 78 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	2
Часть 1. Вскрытие и подготовка рудных месторождений	
§ 1. Основные положения вскрытия месторождений	3
§ 2. Классификация способов вскрытия	4
§ 3. Характеристика месторождений	6
§ 4. Требования к вскрытию месторождений	9
§ 5. Выбор схемы вскрытия месторождения	11
§ 6. Расположение стволов относительно рудного тела	11
§ 7. Околоствольные дворы	12
§ 8. Выбор способа подготовки месторождения	13
§ 9. Расположение восстающих, рудоспусков и порядок подготовки	15
§ 10. Объёмы подготовительно-нарезных выработок	16
Часть 2. Технологические процессы очистной выемки	
§ 1. Классификация производственных процессов подземных горных работ	17
§ 2. Основные технологические процессы	18
А. Шпуровая отбойка	19
Б. Скважинная отбойка	20
В. Минная отбойка	23
§ 3. Выбор бурового оборудования	24
§ 4. Расчёт шпуровой отбойки	26
Расчет основных показателей паспорта БВР	30
§ 5. Расчёт скважинной отбойки	31
Особенности отбойки пучковыми скважинами	35
Особенности отбойки в зажатой среде	35
Особенности отбойки с учётом НДС	38
Отбойка параллельными комплектами сближенных скважин	38
§ 6. Расчет технико-экономических показателей БВР	39
§ 7. Выбор зарядной машины	40
Интервал замедления электродетонаторов	42
§ 8. Сейсмобезопасные расстояния и допустимая масса заряда ВВ	43
Распространение сейсмовзрывных колебаний	43
Особенность контурного взрывания	44
Расчет сейсмобезопасных параметров БВР	45
§ 9. Механическая и электрофизическая отбойка	47
§ 10. Доставка и погрузка руды	48
Выбор погрузочных машин	49
Доставка руды силой взрыва	51
Оптимизация длины доставки	51
§ 11. Выпуск руды	52
§ 12. Производительность оборудования	54

Бурение шпуров	54
Бурение скважин	55
Заряжание шпуров и скважин	55
Расход ВВ при вторичном дроблении негабарита	56
Производительность доставки	57
§ 13. Поддержание очистного пространства	59
А. Поддержание целиками	59
Б. Поддержание крепью	60
В. Поддержание магазинированием	60
Г. Поддержание закладкой	60
§ 14. Закладка выработанного пространства	62
Пневматическая закладка	62
Гидравлическая закладка	62
Инъекционная закладка	63
§ 15. Твердеющая закладка	64
Сводная ведомость факторов твердения, формирования закладки	66
Транспорт твердеющей закладки в самотечном режиме	69
Транспорт твердеющей закладки в самотечно-пневматическом режиме	70
Контроль прочности закладочного массива	70
§ 16. Полнота использования рудником недр	72
Классификация потерь руды по месту их образования	72
Классификация разубоживания	73
Нормирование показателей извлечения руды	74
Основные мероприятия по снижению потерь и разубоживания	75
Список литературы	76