ГОСУДАРСТВЕННЫЙ КОМИТЕТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ ПО РЫБОЛОВСТВУ
МУРМАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Г.Г. МИЛЕХИН

ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Допущено Учебно-методическим объединением
вузов Российской Федерации
по образованию в области горного дела
в качестве учебного пособия
по дисциплине "Вскрытие и подготовка рудных месторождений"
для специальности 090200 "Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых"

Мурманск
2004

УДК 622.34
ББК 33.32
М 60

Милехин, Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: Учеб. пособие по дисциплине "Вскрытие и подготовка рудных месторождений" для специальности 090200 "Подземная разработка месторождений полезных ископаемых" / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.

Рассмотрены технологические схемы вскрытия и подготовки рудных месторождений. Приведены методики расчета основных параметров рудника и выбора способа вскрытия.

Даны классификации вскрывающих, подготовительных и нарезных выработок. Освещены особенности технологии проходки нарезных выработок.

Предназначено для студентов горных специальностей.

The layouts of ore deposits opening and development have been considered. The main mine and deposit opening parameters have been presented. Classifications of access and development openings have been shown with highlighting the specifics of driving the access wokings.

Intendent for students of mining departments.

Ил. 49, табл. 10, список лит. – 12 названий.

Рецензенты – Ю.В. Дядькин, д-р техн. наук, профессор кафедры разработки месторождений подземным способом Санкт-Петербургского государственного горного института (технического университета);
А.Г. Васильев, канд. техн. наук, ведущий научный сотрудник того же института.
Ю.В. Демидов, д-р техн. наук, зав. сектором Горного института Кольского научного центра РАН;

Георгий Георгиевич Милехин
ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Редактор Е.В. Попова

© Мурманский государственный технический университет, 2004
© Г.Г. Милехин, 2004

ISBN

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ 5

ГЛАВА 1. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ РУДНИКА 6

1.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ 6
1.2. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ РУДНИКА 10
1.3. СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА 13

ГЛАВА 2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВСКРЫТИЯ 13

2.1. ОБЩИЙ ПОРЯДОК РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ 13
2.2. РАЗМЕРЫ ШАХТНОГО ПОЛЯ 15
2.3. ВЫСОТА ЭТАЖА 16
2.4. СТУПЕНИ ВСКРЫТИЯ И ИХ ПАРАМЕТРЫ 18

ГЛАВА 3. ВЛИЯНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩИЙ ГОРНЫЙ МАССИВ 18

3.1. ВИДЫ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД 18
3.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОН СДВИЖЕНИЯ 19
3.3. ПОСТРОЕНИЕ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ 21

ГЛАВА 4. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ 23

4.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК 23
4.2. СХЕМЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ ОСНОВНЫХ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК И ИХ ЧИСЛО 23
4.3. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 29
4.4. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ 30
4.5. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ 35
4.6. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЯМИ 41
4.7. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ 43

ГЛАВА 5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ 51

5.1. СУЩНОСТЬ МЕТОДА ВАРИАНТОВ 55
5.2 ТРЕБОВАНИЯ К СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ 55
5.3. ВЫБОР СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК 56
5.4. ПРОВЕРКА РАЗМЕРОВ СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ПО КРИТЕРИЮ ДОПУСТИМОЙ МАКСИМАЛЬНОЙ СКОРОСТИ ВОЗДУХА 62
5.5. РАСЧЕТ КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ НА СТРОИТЕЛЬСТВО РУДНИКА 73
5.6. РАСЧЕТ ПРИВЕДЕННЫХ ЗАТРАТ И ВЫБОР ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ 80
5.7. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН СТРОИТЕЛЬСТВА РУДНИКА 84

ГЛАВА 6. ПОДГОТОВКА БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ К ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ 88

6.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВЫРАБОТОК ЭТАПА ПОДГОТОВКИ 88
6.2. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ 91
6.3. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ БУРОВЫХ ВЫРАБОТОК 92
6.4. СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ

ВЫРАБОТОК……..95
6.5. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВЫПУСКНЫХ ВЫРАБОТОК……...……104
6.6. СПОСОБЫ ФОРМИРОВАНИЯ ПОДСЕЧКИ И ОТРЕЗНЫХ ЩЕЛЕЙ……...107
6.7. ПОКАЗАТЕЛИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНО-НАРЕЗНЫХ РАБОТ
И ТРЕБОВАНИЯ К ПОДГОТОВКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ……110
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА……..112
ПРИЛОЖЕНИЯ……114

ВВЕДЕНИЕ

Современный этап развития общества характеризуется все возрастающими потребностями человечества в минеральном сырье, добыча которого удваивается каждые 15–20 лет.

Минеральным сырьем называют полезные ископаемые, которые извлекаются из недр. Различают следующие виды минерального сырья:

– *руды* – полезные ископаемые, которые требуют переработки с целью извлечения из них различных металлов или минералов;

– *горючие полезные ископаемые* – уголь, нефть, газ, торф, сланцы, которые можно использовать без переработки как энергетическое сырье;

– *нерудные полезные ископаемые* – горные породы, которые используются в производстве без существенной переработки (например, строительные материалы: щебенка, гравий и т. п.).

Около 1/3 руд добывается подземным способом, отличительной чертой которого является необходимость присутствия людей в подземных горных выработках.

Работы, выполняемые на месторождении и связанные с извлечением полезного ископаемого из недр, называются *разработкой* месторождения. Разработка месторождения состоит из трех основных стадий – вскрытия, подготовки рудной залежи и извлечения руды.

Технология разработки рудных месторождений существенно отличается от разработки угольных и сланцевых месторождений из-за необходи-

мости применения взрывной отбойки, поэтому вскрытие и подготовка рудных месторождений имеют свои особенности.

В данном учебном пособии рассмотрены способы и схемы вскрытия рудных месторождений при их подземной разработке, приведены методики расчета их основных параметров и выбора способа вскрытия, описаны способы и схемы подготовки рудных месторождений, технология проведения нарезных выработок в добычных блоках и участках.

При написании учебного пособия автор опирался на многолетний опыт преподавания в Санкт-Петербургском государственном горном институте дисциплины "Вскрытие и подготовка рудных месторождений" для студентов специальности 090200 "Подземная разработка месторождений полезных ископаемых" (специализация "Разработка рудных месторождений").

Главы 1–3 написаны совместно с В.Ю. Казаковым.

ГЛАВА 1. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ РУДНИКА

К основным параметрам рудника относятся:

– промышленные запасы месторождения;

– производственная мощность рудника;

– срок существования рудника.

1.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Запасы полезного ископаемого являются одним из основных факторов, влияющих на промышленную оценку месторождения, масштаб и срок деятельности горнодобывающего предприятия.

Подсчет запасов руды и содержащихся в ней полезных компонентов производится по данным геологической разведки. В зависимости от степени разведанности запасов полезных ископаемых месторождения принимается решение о строительстве рудника.

По степени разведанности все запасы разделяются на четыре категории – A, B, C_1 и C_2.

Запасы категории A вполне разведаны в геологическом и гидрогеологическом отношении. Они оконтурены скважинами и выработками, в них выявлены содержание полезных компонентов и сорта руд, а также определена технология их разработки.

Запасы категории *B* разведаны и оконтурены, выявлены условия залегания, типы и сорта полезных ископаемых, их качественные и технологические характеристики без детализации. В достаточной степени изучены гидрогеологические условия

Запасы категории C_1 разведаны на основании редкой сетки скважин или выработок. Типы руд, их качественные и технологические характеристики не выявлены в достаточной степени, особенно в сложных месторождениях. Общие условия разработки и гидрогеологические условия изучены предварительно.

Запасы категории C_2 примыкают к запасам, разведанным по категориям *A*, *B* и C_1, а также к запасам, предполагаемым на основании данных геологических и геофизических исследований, подтвержденных данными опробования из отдельных скважин и выработок.

Запасы полезного ископаемого в пределах разведанной части месторождения называются *геологическими.* По возможности использования они подразделяются на балансовые и забалансовые.

Балансовые запасы – это запасы, которые выгодны для разработки по комплексу горнотехнических и экономических факторов.

Забалансовые запасы – это запасы, разработка которых при существующей технологии добычи и переработки руды экономически нецелесообразна.

При оценке запасов месторождения пользуются кондициями на минеральное сырье. *Кондиции на минеральное сырье* (или *промышленные кондиции*) представляют собой совокупность требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим, горно-техническим и другим условиям разработки месторождений. Параметры кондиций являются предельными значениями натуральных показателей для подсчета и оценки запасов. Они устанавливаются отдельными горнодобывающими предприятиями или объединениями предприятий в соответствии с ценой на добываемый вид полезного компонента, условиями разработки месторождения и техническим оснащением предприятия.

Разработка проектов строительства новых и реконструкции действующих рудников производится на основе балансовых запасов полезных ископаемых категорий *A*, *B* и C_1, утвержденных Государственной комиссией по запасам.

В балансовые запасы включают *промышленные запасы* и *общерудничные потери*.

Промышленные запасы месторождения – это часть балансовых запасов, которая предусмотрена к отработке планами горных работ.

Величина промышленных запасов зависит от размеров месторождения и может быть рассчитана по следующим формулам:

– для горизонтального месторождения – по формуле

$Q = S\,m\,\rho_р$, т;	(1.1)

– для наклонных и крутопадающих месторождений – по формуле

$Q = \dfrac{L\,H\,m\,\rho_р}{\sin\alpha}$, т,	(1.2)

где S – площадь месторождения, м^2; m – нормальная мощность рудного тела, м; $\rho_р$ – плотность руды в массиве, т/м^3; L – длина рудного тела по простиранию, м; H – вертикальная высота рудного тела, м; α – угол падения рудного тела, град.

К *общерудничным потерям* относят неизвлекаемые запасы, оставляемые в охранных целиках около капитальных горных выработок, а также под зданиями, сооружениями, водоемами, водоносными горизонтами и не предусмотренные к разработке планами горных работ.

В процессе добычи руды часть промышленных запасов по различным причинам остается в недрах, это – *эксплуатационные потери.* Таким образом, промышленные запасы подразделяются на извлекаемые запасы и эксплуатационные потери.

При извлечении руды содержание полезного компонента в ней по различным причинам (в основном из-за примешивания пород) снижается. Этот процесс называется *разубоживанием руды.*

Извлекаемые запасы вместе с примешанной породой называют *рудной массой* или *добытой рудой*.

При проходке горных выработок вне рудной залежи извлекаемые породы выдаются на поверхность отдельно от рудной массы. Совокупность выдаваемых на поверхность рудной массы и пород, извлеченных при проходке горных выработок, называют *горной массой*.

Эффективная разработка месторождения возможна при условии согласования во времени трех стадий подземной разработки: вскрытия, подготовки и извлечения руды.

Вскрытие – это проведение *вскрывающих выработок*, обеспечивающих доступ к месторождению с поверхности.

Подготовка месторождения состоит из двух этапов:

а) *горно-подготовительных работ* – проведения выработок с целью разделения вскрытой части месторождения на добычные участки или блоки;

б) *нарезных работ* – проведения выработок, необходимых для извлечения полезного ископаемого, на этих участках или в блоках.

Извлечение руды – это выполнение комплекса производственных процессов по добыче руды от ее отбойки до выдачи на поверхность. При строительстве рудника все стадии осуществляются последовательно, а в процессе его эксплуатации – параллельно.

В соответствии со стадиями разработки выделяют следующие виды промышленных запасов: вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

Вскрытые запасы – это запасы руды в разрабатываемом месторождении или его части, находящиеся выше горизонта их подсечения вскрывающими выработками.

Подготовленные запасы – часть вскрытых запасов, в которой пройдены все подготовительные выработки.

Готовые к выемке запасы – это часть подготовленных запасов, в которой пройдены все нарезные выработки.

Между указанными видами запасов должно соблюдаться определенное соотношение: вскрытых запасов должно быть больше, чем подготовленных, а подготовленных – больше, чем готовых к выемке. Для каждого рудника устанавливаются *нормативы* (минимальное количество) каждого вида запасов на любой момент работы рудника. Единица измерения нормативов – месяцы (для вскрытых запасов – годы) непрерывной работы рудника на этих запасах с заданной производительностью.

Обеспеченность рудника вскрытыми запасами определяется исходя из времени, необходимого для вскрытия следующего участка или горизонта месторождения. Ориентировочно минимально допустимые нормативы обеспеченности в зависимости от технологии разработки месторождения составляют: для подготовленных запасов от 6 до 20 месяцев, для готовых к выемке – от 2 до 8 месяцев [7].

1.2. ПРОИЗВОДСТВЕННАЯ МОЩНОСТЬ РУДНИКА

Производственная мощность рудника определяется количеством руды (в тоннах), добываемой за определенный период его работы (за смену, сутки, месяц, год). На рудниках за период работы принимается год, поэтому производственную мощность называют *годовой производительностью рудника*. От годовой производительности горного предприятия зависят размер капитальных вложений в его строительство или реконструкцию, себестоимость добычи и переработки 1 т полезного ископаемого, приведенные затраты, ожидаемая или полученная прибыль, эффективность капиталовложений и другие технико-экономические показатели.

Производительность современных горных предприятий колеблется в значительных пределах: от 100 тыс. т/год до 5 млн т/год. Производительность большинства горнорудных предприятий составляет от 0,5 до 3 млн т/год.

Производственная мощность предприятия зависит от горных возможностей [4]: размеров месторождения, его запасов, условий залегания месторождения, технологии и организации горных работ.

Годовая производительность рудника по горным возможностям $A_г$ при угле падения рудных тел более 30º определяется по формуле

$A_г = v\,\mathrm{K}_1\,\mathrm{K}_2\,\mathrm{K}_3\,\mathrm{K}_4\,S_г\,\gamma\,\frac{1-\mathrm{п}}{1-\mathrm{р}}$, т/год,	(1.3)

где v – среднегодовое понижение уровня выемки, м; K_1, K_2, K_3 и K_4 – поправочные коэффициенты к величине годового понижения в соответствии с углами падения, мощностью рудных залежей, применяемыми системами разработки и числом этажей, находящихся одновременно в отработке; $S_г$ – средняя горизонтальная рудная площадь этажа, м^2; γ – плотность руды, т/м^3; п и р –соответственно коэффициенты потерь и разубоживания руды при ее добыче.

Среднегодовое понижение уровня выемки зависит от средней горизонтальной рудной площади этажа:

$$S_г = L_{\text{ш.п}}\,m_{\text{г}} = L_{\text{ш.п}}\,\frac{m}{\sin\alpha};$$

где $L_{ш.п}$ – длина шахтного поля по простиранию, м; $m_г$ – горизонтальная мощность рудного тела, м; m – нормальная мощность рудного тела, м; α – угол падения рудного тела, град.

Эта зависимость выражается следующим образом:

$S_г$, тыс. м^2	Менее 5	5–12	12–25	Более 25
v, м/год	30	30–25	25–22	15

Поправочный коэффициент $К_1$ определяется углом падения рудного тела α:

α, град	90	60	45	30
$К_1$	1,2	1,0	0,9	0,8

Поправочный коэффициент $К_2$ определяется мощностью рудного тела:

m, м	< 3	3–5	5–15	15–25	> 25
$К_2$	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

В зависимости от применяемых систем разработки поправочный коэффициент $К_3$ и ориентировочные показатели потерь П и разубоживания руды Р имеют следующие значения:

Система разработки	**$К_3$**	**П, доли ед.**	**Р, доли ед.**
С открытым выработанным пространством без выемки целиков	1,0	0,3–0,5	0,05–0,1
С открытым выработанным пространством с выемкой целиков	1,0	0,08–0,12	0,12–0,15
С магазинированием	1,0	0,05–0,1	0,1–0,15
С креплением	0,9	0,05–0,07	0,05–0,1
С закладкой	0,8	0,02–0,05	0,05–0,1
Со слоевым обрушением	0,8	0,03–0,05	0,05–0,07
С этажным обрушением	1,0	0,1–0,15	0,15–0,2
С подэтажным обрушением	1,0	0,07–0,15	0,07–0,15

Поправочный коэффициент $К_4$ определяется числом этажей $N_э$, находящихся в одновременной отработке:

$N_э$	1	2	> 3
$К_4$	1,0	1,2–1,5	1,5–1,7

Годовая производительность рудника по горным возможностям $A_г$ при угле падения рудных тел менее 30º определяется по формуле

$A_г = S\,К_и \sum_{i=1}^{i=n} k_i \frac{d_i}{S_i}$,	(1.4)

где S – горизонтальная площадь месторождения, тыс. м^2; $К_и$ – коэффициент использования рудной площади; k_i – доля применяемых систем разработки в общем объеме добычи руды рудником, доли ед.; d_i – производительность блока или панели в зависимости от применяемой системы разработки, т/год; S_i – площадь блока или панели в очистной выемке, в зависимости от применяемой системы разработки, тыс. м^2; n – число применяемых на руднике систем разработки.

Коэффициент использования рудной площади $К_и$ зависит от горизонтальной площади месторождения S:

Горизонтальная площадь месторождения, тыс. м^2	Коэффициент $К_и$
5–10	0,35–0,27
10–20	0,27–0,23
20–50	0,23–0,17
50–100	0,17–0,13
100–200	0,13–0,09
200–400	0,09–0,06
Более 400	0,06

Производительность выемочного участка при камерно-столбовых системах разработки может составлять 360–720 тыс. т/год, а его площадь – 30–60 тыс. м^2, при столбовых системах разработки – соответственно 720–1200 тыс. т/год и 60–90 тыс. м^2.

Помимо понятия годовой производительности рудника по горным возможностям существует понятие *экономически целесообразной* или *оптимальной годовой производительности*, при которой возможно достижение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения.

Экономически целесообразная годовая производительность $A_э$ может быть приблизительно рассчитана по эмпирической формуле

$A_э = К_р\,Б_з^{0,765}$, млн т/год,	(1.5)

где $К_р$ – коэффициент условий разработки ($К_р$ = 0,1 при легких и $К_р$ = 0,075 – при сложных условиях и большой глубине горных работ); $Б_з$ – балансовые запасы, млн т.

1.3. СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА

При известной расчетной годовой производительности рудника срок его существования T (без учета времени на развитие и затухание горных работ) составляет:

$$T = \frac{Б_з}{A}\frac{(1-П)}{(1-Р)}, \text{ лет,} \qquad (1.6)$$

где $Б_з$ – балансовые запасы, т; A – годовая производительность рудника, т.

Расчетный срок существования рудника должен быть больше минимально допустимого для обеспечения наиболее благоприятного соотношения между капитальными затратами и эксплуатационными расходами. Рекомендуются следующие значения производительности рудника в зависимости от срока его существования:

Производственная мощность рудника, млн т /год	Минимальный срок существования рудника, лет
0,1–0,5	10–20
0,5–1,0	20–25
1,0–3,0	25–30
3,0–5,0	30–35
5,0–7,0	35–40
7,0–10	40–45
10–15	45–50

Примечание. Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината или другой производственной единицы, включающей в себя комплекс обогащения полезного ископаемого, табличное значение срока его существования следует увеличить на 20–30 %.

ГЛАВА 2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВСКРЫТИЯ

2.1. ОБЩИЙ ПОРЯДОК РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Для разработки рудного месторождения или его части создается горное предприятие, которое называется *рудником.* Рудник может включать одну или несколько шахт, на каждой из которых обособленно осуществляется добыча руды подземным способом. Кроме шахт в состав рудника может входить карьер, ведущий разработку месторождения открытым спосо-

бом. Рудник включает *горный отвод* – часть недр, предоставленную ему для разработки месторождения, а также наземные сооружения, совокупность подземных горных выработок, горные машины и комплексы, энергетические установки и коллектив трудящихся, обеспечивающий подземную добычу руды. Входящие в горный отвод и подлежащие отработке балансовые запасы рудника называют *рудничным полем*.

Горизонтальные, пологопадающие и слабонаклонные месторождения делятся в результате горно-подготовительных работ на панели шириной 60–200 м и длиной до 600 м и более, которые, в свою очередь, могут делиться на столбы или блоки (рис. 2.1).

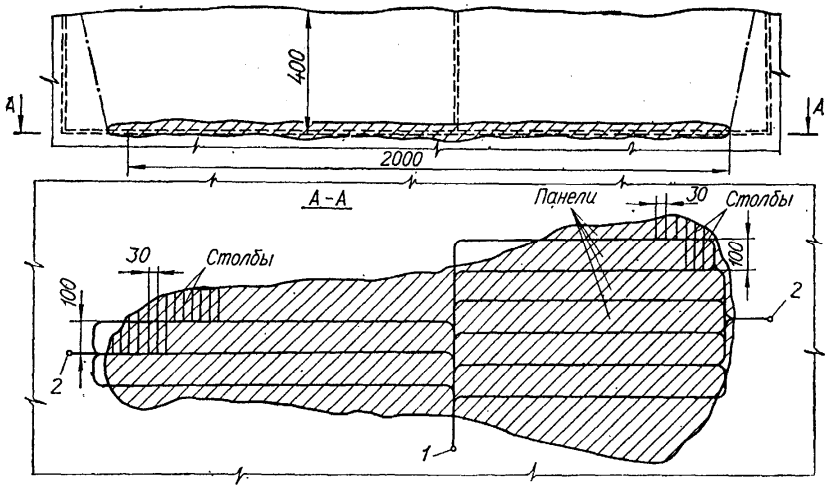

Рис. 2.1. Деление горизонтального месторождения
на панели и столбы: 1 – главный ствол;
2 – вентиляционные стволы

Крутопадающие месторождения при вскрытии делятся по высоте на этажи, а этажи, в свою очередь, – на блоки (рис. 2.2).

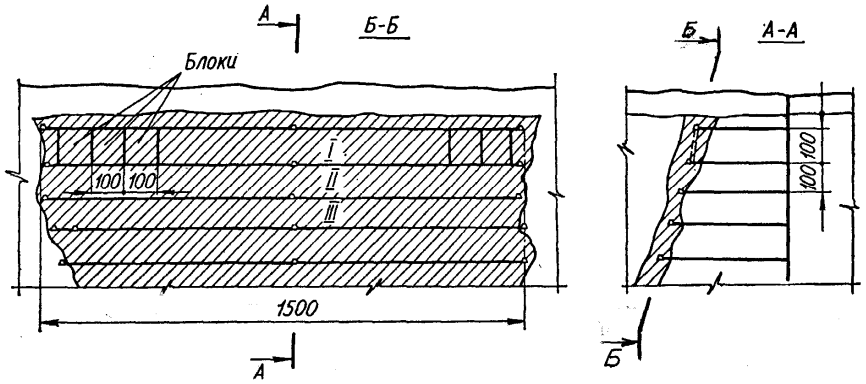

Рис. 2.2. Деление крутопадающего месторождения
на этажи и блоки: I, II, III – этажи

Этажи, как правило, отрабатываются в нисходящем порядке. Такой порядок отработки обусловливается как совпадением направления отработки с направлением эксплуатационной разведки, так и возможностью введения в эксплуатацию верхних этажей раньше и с меньшими затратами, чем нижних. По числу одновременно разрабатываемых этажей различают одноэтажную, двухэтажную и многоэтажную разработку.

Количество одновременно разрабатываемых этажей зависит от условий залегания месторождения, применяемой системы разработки и заданной годовой производительности рудника. Обычно в эксплуатации находятся одновременно два этажа. На нижележащем этаже ведутся основные работы по добыче руды, а на вышележащем дорабатываются оставшиеся запасы.

Порядок отработки блоков и панелей может быть *прямым* – от центра к флангам и *обратным* – от флангов к центру.

Обратный порядок отработки блоков и панелей наиболее широко применяется при разработке угольных месторождений.

2.2. РАЗМЕРЫ ШАХТНОГО ПОЛЯ

Важнейшими параметрами вскрытия месторождения являются размеры шахтного поля, а при разработке крутопадающих месторождений – длина шахтного поля.

В практике существуют два случая определения размеров шахтного поля:

а) размеры шахтного поля определяются величиной месторождения, достаточной для его разработки только одной шахтой;

б) размеры месторождения превышают параметры шахтного поля, и тогда его разрабатывают несколькими шахтами (рис. 2.3).

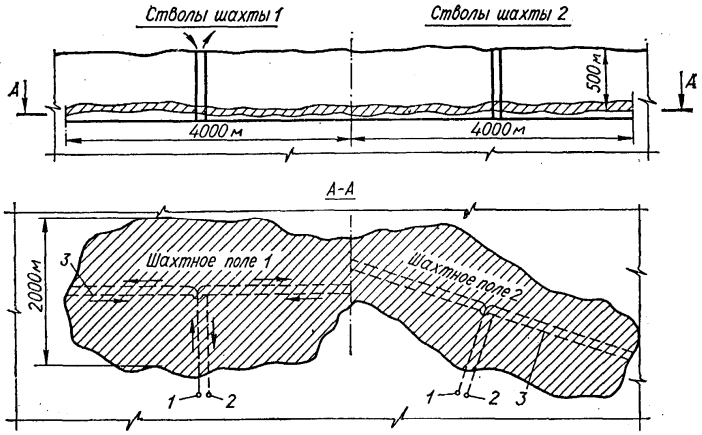

Рис. 2.3. Деление горизонтального пластообразного месторождения на два шахтных поля: 1 – главные стволы шахт; 2 – вентиляционные стволы шахт; 3 – штреки

В последнем случае на стадии проектирования необходимо решить вопрос об оптимальном числе горных предприятий и о размерах шахтного поля для каждого из них. Главными факторами, влияющими на размер шахтного поля, являются: производственная мощность рудника, условия залегания рудной залежи, требуемые капитальные вложения и эксплуатационные затраты. Следует учитывать также сложность проветривания глубоких шахт. По этой причине приходится уменьшать длину шахтных полей, так как на глубинах свыше 1,5 км целесообразная длина участков проветривания отдельными вентиляционными стволами составляет около 400–500 м.

Кроме того, размеры шахтного поля ограничиваются возможностями рационального управления производством крупного масштаба. Специфика горного производства такова, что руководящий состав несет ответственность не только за ритмичную работу предприятия, организацию производства в непрерывно изменяющихся природных условиях, но и за безопасность работающих. Он должен знать реальную обстановку на горизонтах, в блоках, а также в отдельных – наиболее опасных забоях, уметь планировать процесс производства.

Шахтное поле после установления его размеров разделяется подготовительными выработками на этажи и блоки при разработке наклонных и крутопадающих месторождений и на панели – при горизонтальном или пологом залегании рудного тела. Крупные горнодобывающие предприятия черной металлургии имеют длину шахтных полей от 1 000 до 3 000 м, а предприятия цветной металлургии – от 500 до 2 000 м.

2.3. ВЫСОТА ЭТАЖА

Важным параметром вскрытия крутопадающего месторождения является высота этажа.

Этаж – это часть месторождения, ограниченная по падению откаточными и вентиляционными штреками, по простиранию – границами шахтного поля.

Высота этажа – это расстояние по вертикали между откаточными горизонтами. Это постоянная величина, не зависящая от гипсометрии руд-

ной залежи. *Наклонная высота этажа* – это расстояние между откаточными горизонтами по падению месторождения. Этот параметр используется при разработке наклонных залежей.

На высоту этажа влияют следующие факторы:

– *горно-геологические* – размеры (мощность, длина по простиранию и глубина по падению), форма и углы падения рудных тел;

– *горнотехнические* – системы разработки и порядок отработки месторождения, условия поддержания горных выработок, условия и безопасность ведения горных работ, время, необходимое для подготовки и отработки этажа (горизонта);

– *технико-экономические* – запасы руды в этаже, ценность и содержание металла в руде; объемы и сроки проведения горно-капитальных и горно-подготовительных выработок; стоимость подъема руды и породы, водоотлива, доставки людей и материалов.

На практике высота этажа варьируется в широком диапазоне: от 20 до 100 м и более. Этот параметр существенно зависит от угла падения рудной залежи и ее мощности: чем меньше значения этих показателей, тем меньше высота этажа. При наклонном залегании рудной залежи высота этажа может составлять около 20 м, а при разработке мощных крутопадающих месторождений достигает 60–100 м. Однако при разработке крутопадающих жил она составляет всего 40 м. Применение лифтов для подъема людей, материалов и оборудования позволяет увеличить высоту этажа.

2.4. СТУПЕНИ ВСКРЫТИЯ И ИХ ПАРАМЕТРЫ

Как правило, вскрытие глубоких крутопадающих месторождений осуществляется не сразу на всю глубину, а производится в два, три и более этапов (ступенями). Вначале месторождение вскрывают с поверхности и начинают отрабатывать его верхнюю часть (первую очередь вскрытия), а затем, по мере необходимости, последовательно вскрывают и отрабатывают нижние части (рис. 2.4).

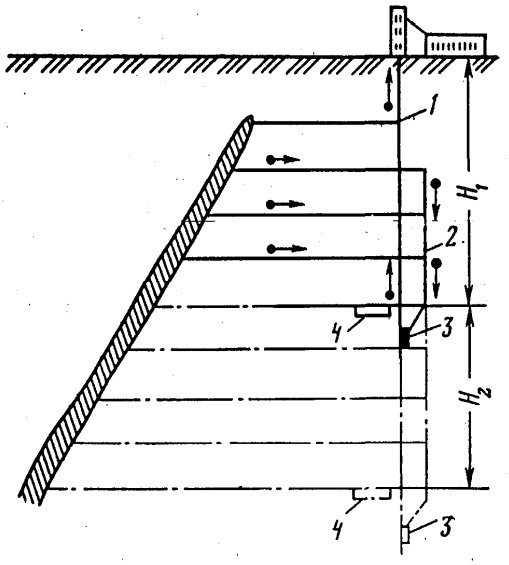

Рис. 2.4. Схема разработки крутопадающего месторождения в несколько очередей: 1 – главный ствол; 2 – капитальный рудоспуск; 3 – дозаторы скипового подъема; 4 – водосборники; H_1 – глубина I очереди вскрытия; H_2 – шаг вскрытия

По данным практики глубина первой очереди вскрытия колеблется в широких пределах: от 300 м (для неглубоких месторождений) до 1 200 м (для месторождений средней глубины залегания).

Шагом вскрытия называют глубину, на которую месторождение вскрывают соответственно во вторую и последующие очереди. Этот параметр должен быть кратным высоте этажа и соответствовать расстоянию между концентрационными горизонтами. Обычно шаг вскрытия составляет 100 – 400 м.

ГЛАВА 3. ВЛИЯНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩИЙ ГОРНЫЙ МАССИВ

3.1. ВИДЫ СДВИЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Горные выработки и пустоты, образующиеся после выемки полезного ископаемого, со временем могут заполняться обрушенными породами. При этом обрушение распространяется вверх, что может привести к оседанию поверхности. Этот процесс называется *сдвижением* горных пород, а горный массив, в котором произошли деформации, называется *областью сдвижения*.

В области сдвижения различают:

– *зону обрушения* – область с разломом и разрушением пород;

– *зону сдвижения* – область с деформациями пород без разрыва сплошности массива.

Часть земной поверхности, подвергающаяся сдвижению с величиной оседания более 10 мм, называется *мульдой сдвижения*.

Если мощность рудного тела незначительна и разработка месторождения ведется на больших глубинах, сдвижение пород может не достигать поверхности.

Глубина горных работ, при которой подземная разработка рудного тела не вызывает сдвижения земной поверхности, называется *безопасной*. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности рудного тела называется *коэффициентом безопасности* и зависит от физико-механических свойств пород.

В ряде случаев пространство, образовавшееся в результате выемки полезного ископаемого, заполняют закладочным материалом (песком, гравием, пустой породой, шлаком в сухом состоянии или смешанным с водой). Это лишь замедляет процесс сдвижения пород, но не исключает возможности их обрушения и сдвижения поверхности. Применение твердеющей закладки позволяет предохранить вмещающие породы от сдвижения при условии соблюдения проектных требований к их прочности и технологии размещения в выработанном пространстве.

В зависимости от условий ведения горных работ коэффициент безопасности ориентировочно равен:

– при работах без закладки – 200;

– при работах с сыпучей закладкой – 80;

– при работах с твердеющей закладкой – 30.

3.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОН СДВИЖЕНИЯ

Сдвижение пород происходит по криволинейным поверхностям, но при выполнении графических построений их принимают за плоскости, образующие с горизонтом углы сдвижения и углы разрывов.

По углам сдвижения можно определить возможные зоны деформации поверхности. Это позволяет принимать решения о размещении поверхностных и подземных горнотехнических сооружений, которые могут выйти из строя даже при небольших деформациях горного массива.

Обезопасить сооружения от последствий сдвижения вмещающих пород можно следующими методами:

– расположением сооружений за пределами зоны сдвижения;

– оставлением под сооружениями охранных целиков из руды;

– применением твердеющей закладки.

При определении зон сдвижения горных пород различают:

– угол сдвижения пород лежачего бока $\beta_л$;

– угол сдвижения пород висячего бока $\beta_в$;

– угол сдвижения пород по простиранию δ.

Углы сдвижения горных пород зависят от их физических, прочностных, деформационных свойств, слоистости, трещиноватости и других факторов. В таблице 3.1 приведены ориентировочные значения углов сдвижения в зависимости от коэффициента крепости и строения пород.

Таблица 3.1

Показатель	**Породы**			
	слоистые		**крепкие**	**Наносы**
Коэффициент крепости *f*	Менее 5	Более 5	Более 10	–
Угол сдвижения, град	50–60	60–75	75–85	35–45

Фактические углы сдвижения могут быть меньше, чем запроектированные, поэтому в целях безопасности поверхностные сооружения располагают на определенном расстоянии от зоны сдвижения. Это расстояние называется *бермой безопасности*.

На рис. 3.1 приведен пример определения места расположения вертикального ствола на поверхности вне зоны сдвижения.

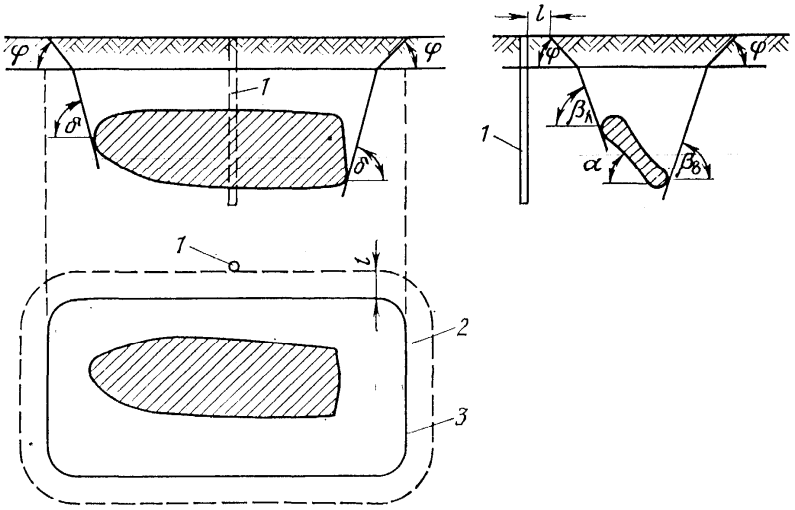

Рис. 3.1. Построение зоны сдвижения горных пород: 1 – ствол;
2 – предохранительная берма на поверхности; 3 – граница сдвижения пород;
α – угол падения рудной залежи; $\beta_л$ и $\beta_в$ – углы сдвижения пород
соответственно лежачего и висячего бока; φ – угол сдвижения в наносах

3.3. ПОСТРОЕНИЕ ОХРАННЫХ ЦЕЛИКОВ

Если ствол шахты пересекает рудное тело, то для поддержания ствола в рабочем состоянии в рудном теле оставляют охранный целик. Построение охранного целика производят следующим образом (рис. 3.2). На разрезе в крест простирания рудного тела в районе ствола выделяют площадку, необходимую для размещения поверхностных сооружений с учетом берм безопасности. Далее определяют зону сдвижения – первоначально в наносах, а затем в коренных породах. Линия пересечения поверхностей сдвижения с рудной залежью является границей охранного целика.

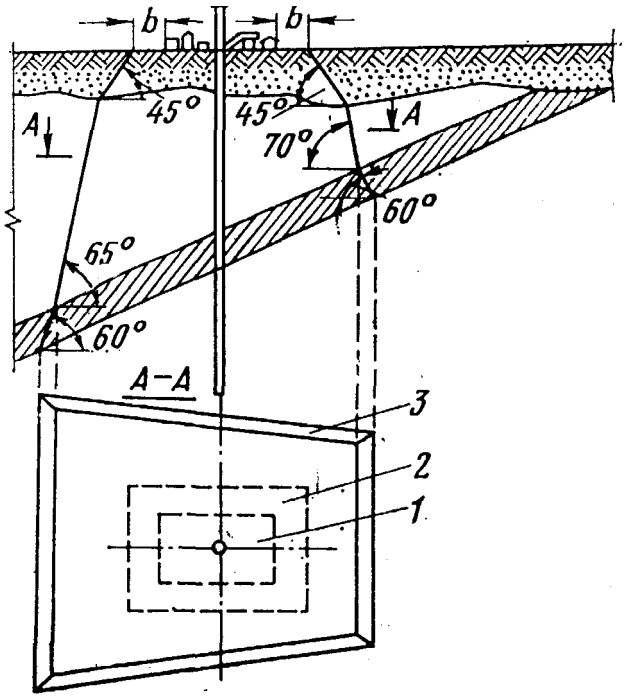

Рис. 3.2. Схема построения охранного целика:
1 – промплощадка; 2 – берма безопасности;
3 – охранный целик

Разработка охранных целиков сопряжена со значительными техническими трудностями. Потери руды при их отработке достигают 30–50 %. Кроме того, в охранных целиках на длительный срок консервируются большие запасы руды, особенно в мощных месторождениях.

ГЛАВА 4. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

4.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Разработка месторождения подземным способом состоит, как отмечалось выше, из трех основных стадий: вскрытия, подготовки и извлечения руды. При строительстве рудника эти стадии осуществляются последовательно, а после введения рудника в эксплуатацию – параллельно.

Вскрытие месторождения производится *вскрывающими выработками*, их проведение называется *горно-капитальными работами*. Схема вскрытия (пространственное расположение вскрывающих выработок), должна обеспечивать рациональное выполнение следующих операций:

– подъем руды и породы;

– спуск и подъем людей и оборудования;

– спуск материалов и подачу закладки (если применяется система разработки с закладкой выработанного пространства);

– проветривание, водоотлив, энергоснабжение рудника и др.

К вскрывающим выработкам относятся: вертикальные и наклонные стволы; штольни; квершлаги; околоствольные дворы; капитальные рудоспуски; главные штреки, соединяющие вскрывающие выработки; шурфы; автосъезды и уклоны, обслуживающие основные горизонты, и т. д.

Вскрывающие выработки по расположению относительно поверхности делятся на две группы:

– *основные* (имеют непосредственный выход на поверхность – вертикальные и наклонные стволы любого назначения, штольни);

– *подземные* (не имеют непосредственного выхода на поверхность).

По выполняемым функциям вскрывающие выработки делятся на:

– *главные*, служащие для транспорта и подъема руды;

– *вспомогательные* (все остальные выработки).

Выделяют также группу *дополнительных* вскрывающих выработок. К ним относятся слепые вертикальные и наклонные стволы, обеспечивающие подъем руды с нижних горизонтов на вышерасположенные.

4.2. СХЕМЫ РАСПОЛОЖЕНИЯ ОСНОВНЫХ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК И ИХ ЧИСЛО

В соответствии с § 34 Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом (да-

лее – ЕПБ) [6] на каждом действующем подземном горном предприятии должно быть не менее двух отдельных выходов на поверхность с противоположным движением в них вентиляционных струй. Это требование предопределяет наличие в действующем подземном руднике (или шахте) как минимум двух основных вскрывающих выработок. На крупных рудниках число основных вскрывающих выработок может быть больше.

Существуют следующие схемы расположения основных вскрывающих выработок.

1. *Центральная*, при которой все основные вскрывающие выработки располагаются в середине месторождения или напротив середины.

Эта схема может быть выполнена в двух вариантах:

– с центрально-сближенным расположением вскрывающих выработок на одной промплощадке[1] рудника или шахты;

– с центрально-отнесенным расположением вскрывающих выработок, при котором они располагаются на двух промплощадках по разные стороны месторождения.

Центрально-сближенное расположение вскрывающих выработок широко применяется при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений, причем при разработке бедных руд (например, калийных) выработки располагают в середине шахтного поля (рис. 4.1).

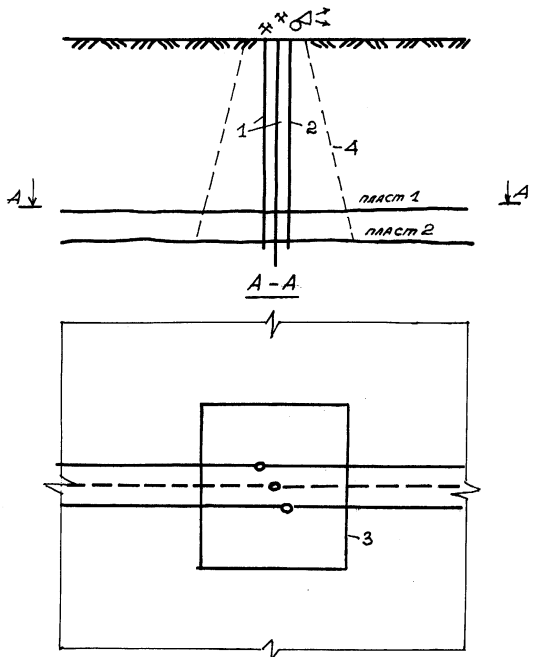

Рис. 4.1. Центрально-сближенное расположение стволов

[1] Промплощадка (промышленная площадка) – участок поверхности, на котором расположены горно-технические сооружения и здания горного предприятия.

при разработке горизонтального месторождения: 1 – главные скиповые стволы;
2 – вентиляционный ствол; 3 – граница охранного целика;
4 – линия сдвижения горных пород

При разработке крутопадающих месторождений эта схема применяется реже: обычно при небольшом простирании месторождения (менее 1 км) и возможности применения обратного порядка его отработки (рис. 4.2).

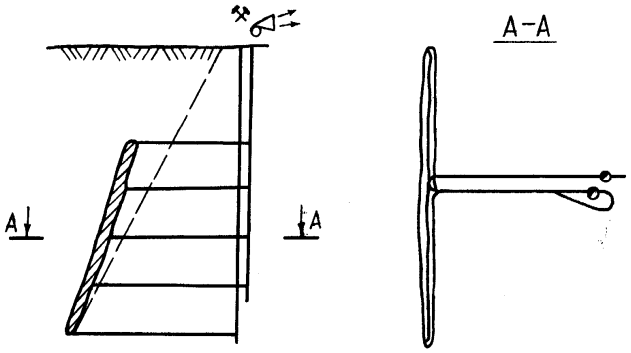

Рис. 4.2. Центрально-сближенное расположение стволов
при разработке крутопадающего месторождения

Очевидным недостатком центрально-сближенного расположения основных вскрывающих выработок является сложность проветривания отдаленных добычных участков. Несколько упрощается, но остается достаточно сложным процесс проветривания при центрально-отнесенной схеме, при которой воздухоподающий и вентиляционный стволы располагаются по разные стороны месторождения (рис. 4.3).

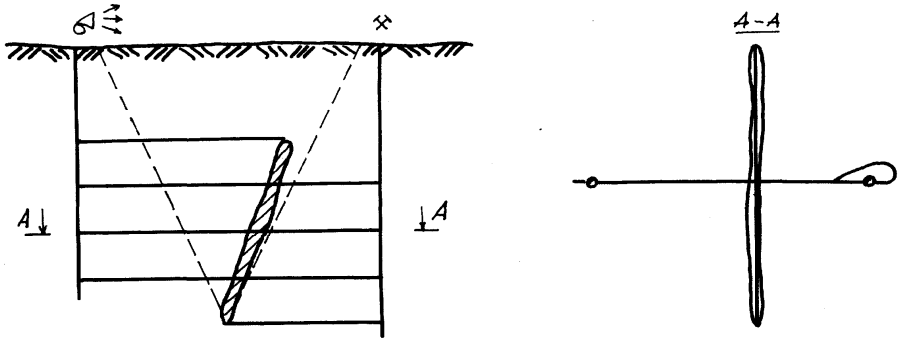

Рис. 4.3. Центрально-отнесенное расположение стволов
при разработке крутопадающего месторождения

2. *Фланговая*, при которой основные вскрывающие выработки располагаются на разных флангах месторождения (рис. 4.4).

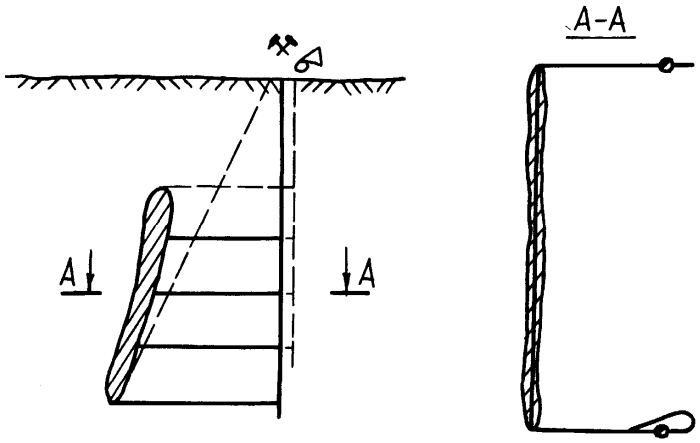

Рис. 4.4. Фланговое расположение вскрывающих выработок при разработке крутопадающего месторождения

При фланговой схеме упрощается проветривание всех добычных участков и блоков, но значительно возрастают (почти в два раза) затраты на подземный транспорт руды к главному стволу, который располагается не в середине месторождения или напротив середины, а на его фланге. Данная схема часто применяется при разработке крутопадающих месторождений при небольшой производительности рудника. При этом увеличиваются расходы на подземный транспорт, но исключается необходимость в проходке третьего ствола напротив середины месторождения. Применение фланговой схемы (рис. 4.5), в отличие от центральной, целесообразно при разработке пологопадающих залежей ценных руд, так как в этом случае не требуется оставления охранного целика.

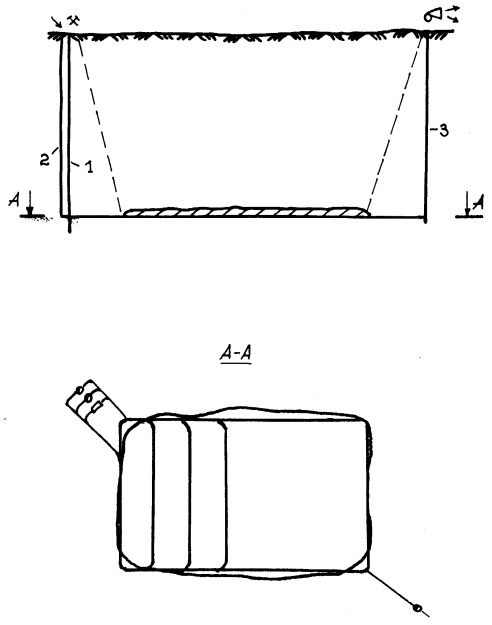

Рис. 4.5. Фланговое расположение вскрывающих выработок

при разработке пологопадающего месторождения:
1 – главный ствол; 2 – вспомогательный ствол;
3 –вентиляционный ствол

3. *Комбинированная*, при которой главная вскрывающая выработка располагается напротив центра месторождения, а на каждом фланге размещаются вентиляционные выработки (рис. 4.6).

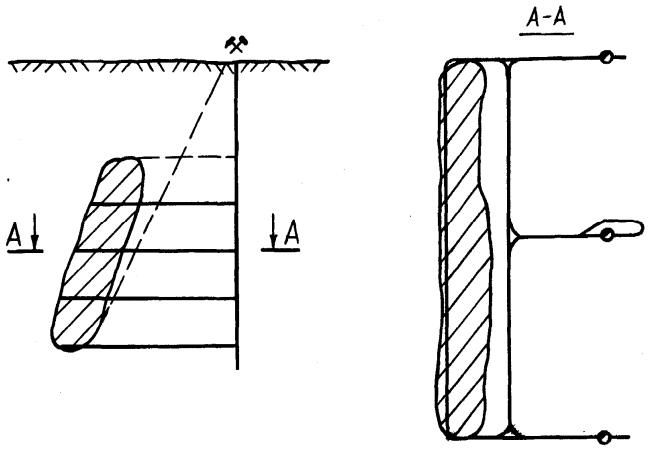

Рис. 4.6. Комбинированное расположение вскрывающих выработок

Такая схема обеспечивает минимальные затраты на подземный транспорт и создает благоприятные условия для проветривания всех добычных блоков и участков. Однако в отличие от вышеописанных схем, при которых необходимы как минимум две вскрывающие выработки, при комбинированном расположении их должно быть не менее трех.

Нередко число основных вскрывающих выработок превышает указанные выше величины. Причинами увеличения числа выработок могут быть:

♦ для главных вскрывающих выработок:

– большая производственная мощность рудника;

– необходимость выдачи руды с нескольких горизонтов;

– необходимость выдачи нескольких сортов руды скиповыми подъемами и др.;

♦ для вспомогательных вскрывающих выработок:

– необходимость проходки рядом со скиповым стволом вспомогательного ствола для спуска и подъема людей и подачи свежего воздуха;

– необходимость проходки дополнительных воздухоподающих и вентиляционных вскрывающих выработок при использовании на руднике самоходного дизельного оборудования;

– необходимость проходки наклонных автосъездов или вертикальных стволов, оборудованных мостовыми кранами для спуска и подъема крупногабаритного самоходного оборудования;

– необходимость проходки специальных стволов для спуска закладочного материала;

– проходка на крупных рудниках специализированного ствола для независимой работы шахтопроходческой организации.

Таким образом, на крупных рудниках число основных вскрывающих выработок может составлять 10 и более (рис. 4.7).

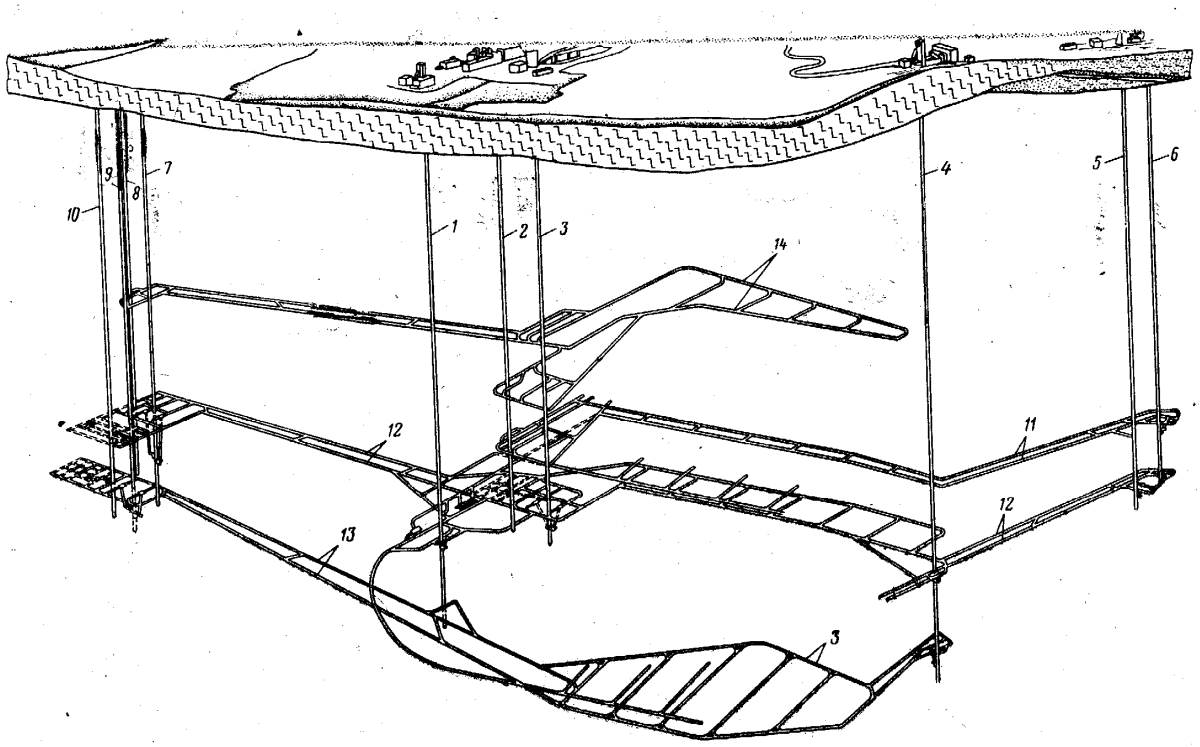

Рис.4.7. Схема вскрытия Октябрьского рудника (Норильский ГМК):
1 – грузовой ствол; 2 – вспомогательный закладочный ствол;
3 – вспомогательный скиповой ствол; 4 – вентиляционный ствол № 3;
5 – вентиляционный ствол № 1; 6 – вентиляционный ствол № 2;
7 – скиповой ствол № 1; 8 – клетьевой ствол № 1; 9 – скиповой ствол № 2;
10 – клетьевой ствол № 2; 11 – выработки горизонта –700 м;
12 – выработки горизонта –800 м; 13 – выработки горизонта –900 м; 14 – выработки вентиляционно-закладочного горизонта (–350 м)

Место расположения вскрывающих выработок должно соответствовать следующим требованиям:

– вскрывающие выработки необходимо располагать вне зоны сдвижения горных пород, которая может образоваться после полной отработки месторождения;

– воздухоподающие вскрывающие выработки должны размещаться с наветренной стороны по отношению к пыльным дорогам, отвалам, металлургическим заводам и т. п.;

– главные вскрывающие выработки при центральной или комбинированной схеме вскрытия при выдержанных контурах рудной залежи следует располагать в центре месторождения или напротив его центра, а при невыдержанных – напротив центра тяжести месторождения для обеспечения минимальных затрат на подземный транспорт руды;

– при разработке крутопадающих месторождений вскрывающие выработки, как правило, располагают в лежачем боку залежи, что значительно сокращает длину квершлагов. Невозможность такого расположения вскрывающих выработок может быть обусловлена наличием поблизости водоемов, населенных пунктов, заповедников и т. д.

К месту расположения устьев вскрывающих выработок предъявляются следующие требования:

– в гористой местности устья вскрывающих выработок должны располагаться выше максимального уровня подъема воды в реках и не в лавиноопасных местах.

– площадка для размещения зданий и сооружений должна быть удобной, с уклоном поверхности в ее пределах не более 5–6 град.

4.3. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Общепринято классифицировать способы вскрытия рудных месторождений при их подземной разработке по типу главной вскрывающей выработки (по которой производится выдача руды на поверхность). Если вскрытие осуществляется выработками одного типа, то оно относится к группе простых способов, а если для подъема руды с нижних горизонтов используются слепые стволы – то к группе комбинированных.

Подъем руды по стволам и ее транспорт по штольням могут осуществляться различными способами. Классификация способов вскрытия имеет следующий вид.

I. Простые способы вскрытия:

1) вертикальными стволами:

– с клетьевым подъемом руды;

– со скиповым подъемом руды;

– с конвейерным подъемом руды;

2) наклонными стволами:

– с подъемом руды в вагонетках;

– со скиповым подъемом руды;

– с конвейерным подъемом руды;

– с подъемом руды автосамосвалами (или троллейвозами);

3) штольнями:

– с электровозным транспортом руды;

– с конвейерным транспортом руды;

– с транспортом руды автосамосвалами.

II. Комбинированные способы вскрытия:

1) вертикальными и слепыми вертикальными стволами;

2) вертикальными и слепыми наклонными стволами;

3) штольнями и слепыми вертикальными стволами;

4) штольнями и слепыми наклонными стволами;

5) наклонными и слепыми вертикальными стволами.

4.4. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ СТВОЛАМИ

Данный способ является основным способом вскрытия рудных месторождений.

Вертикальные стволы, как правило, имеют сечение круглой формы диаметром в свету от 4 до 8 м и более, причем ГОСТ рекомендует, чтобы этот диаметр был кратен 0,5 м. Крепление таких стволов обычно бетонное (рис. 4.8, а), но в сложных горно-геологических условиях может быть комбинированным: бетоном и тюбингами. При проходке стволов комбайнами допускается только тюбинговое крепление. На шахтах с небольшим сроком службы (10–15 лет) могут применяться стволы прямоугольного сечения с креплением деревом (рис. 4.8, б). Возможна эллиптическая форма сечения ствола с бетонным креплением для размещения в нем крупногабаритной клети.

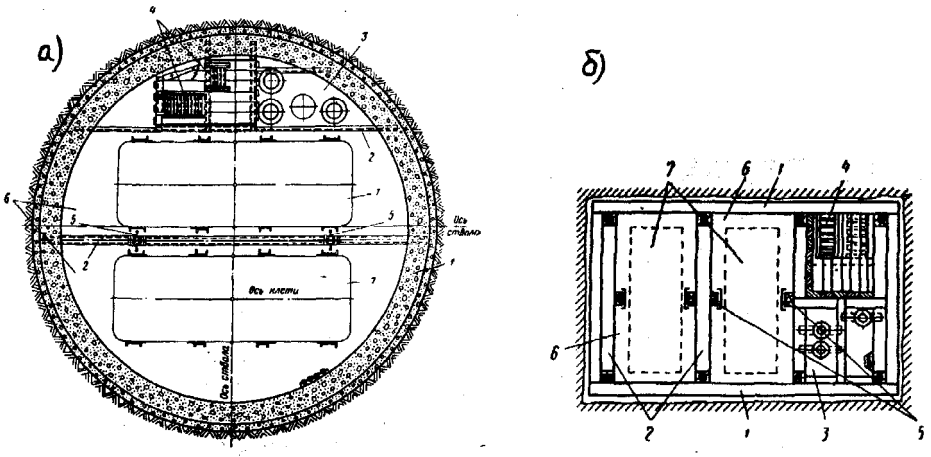

Рис. 4.8. Сечение вертикального ствола с бетонным (а)
и деревянным (б) креплением: 1 – крепь; 2 – расстрелы;
3 – трубно-кабельное отделение; 4 – лестничное отделение;
5 – проводники; 6 – подъемное отделение;
7 – подъемные сосуды

В настоящее время глубина стволов достигает 2,5 км и более. Однако вследствие конструктивных особенностей подъемных установок выдача руды на поверхность возможна только с глубины 1200–1600 м, поэтому глубина главных стволов обычно ограничивается этими величинами. За рубежом применяются установки системы Блэра, позволяющие поднимать добытое полезное ископаемое в скипах грузоподъемностью 10–15 т с глубин 2–2,5 км.

Подъем руды в вертикальных стволах может осуществляться в клетях или в скипах. За рубежом имеется опыт использования специальных конвейерных установок большой производительности для подъема полезного ископаемого в вертикальных стволах.

При *клетьевом подъеме* выдача руды производится в вагонетках, которые на поверхности разгружаются и вновь спускаются в рудник. На откаточном горизонте, с которого осуществляется подъем руды, периодически формируются составы из порожних вагонеток.

При клетьевом подъеме существенно упрощается выдача многосортной руды (разгрузка вагонеток с определенным сортом руды производится в соответствующий бункер), но производительность подъема низкая из-за продолжительности обмена вагонеток в клетях и их небольшой емкости (до 4 – 4,5 м^3). Обычно в стволе размещаются две клети (для увеличения производительности клетьевого подъема применяют двухэтажные клети).

При разработке горизонтальных и пологопадающих залежей, когда выдача руды производится с одного горизонта, спуск и подъем клетей осуществляется одной подъемной установкой. При этом клеть с порожней вагонеткой является противовесом груженой (так называемый зависимый подъем, рис. 4.9, а).

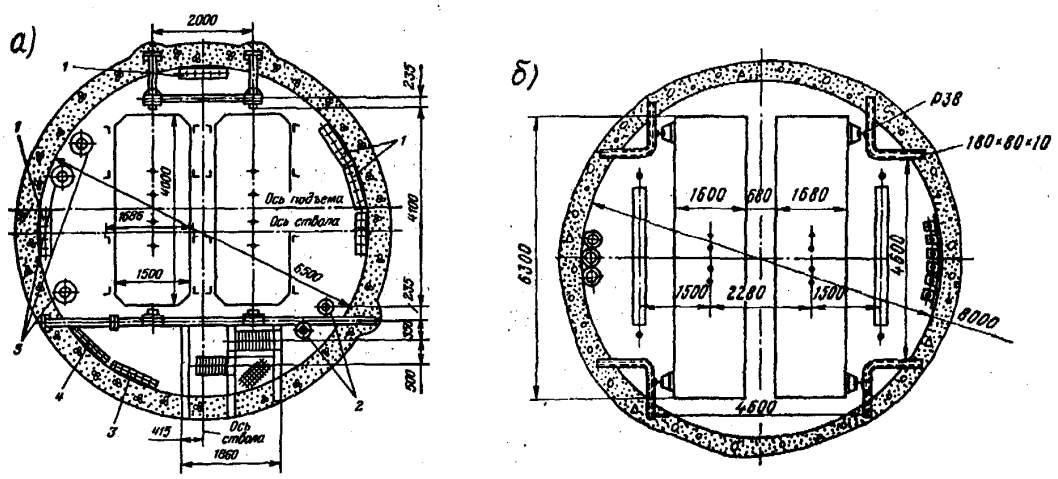

Рис. 4.9. Сечение вертикального ствола с двумя клетями с зависимым (а) и независимым (б) подъемом

При разработке крутопадающих и наклонных месторождений, когда выдача руды осуществляется одновременно с нескольких горизонтов, применяется независимый подъем клетей, при котором каждая клеть имеет свой противовес и свою подъемную машину (рис. 4.9, б).

Преимуществом клетьевого подъема руды является простота схемы околоствольных дворов (требуются только отдельные выработки для размещения груженых и порожних вагонеток), что значительно сокращает объем горно-капитальных работ и уменьшает затраты на строительство рудника. Кроме того, клетьевой подъем позволяет осуществлять выдачу на поверхность рудной массы любой крупности, а саму клеть использовать как для выполнения главной функции (выдача руды), так и для осуществления вспомогательных функций (спуск и подъем людей и оборудования, подъем породы, спуск материалов и т. п.).

Недостатком клетьевого подъема является трудоемкость обмена вагонеток.

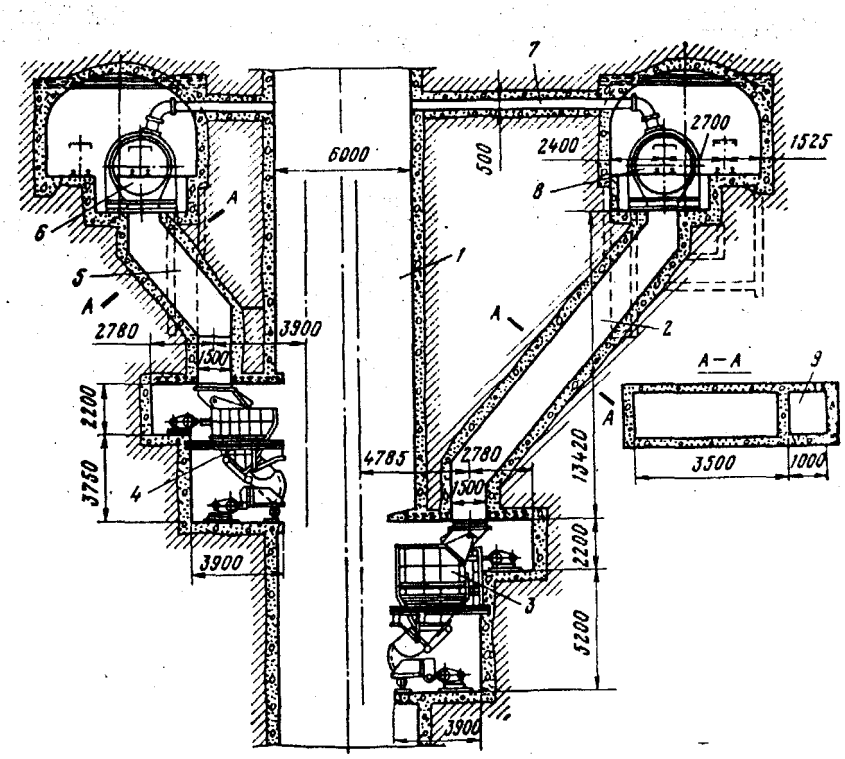

Рис. 4.10. Комплекс выработок для загрузки скипов: 1 – скиповой ствол; 2 – приемный рудный бункер; 3 – дозаторная; 4 – загрузочное устройство; 5 – породный бункер; 6 – породный опрокидыватель; 7 – трубопровод для отсоса пыли; 8 – рудный опрокидыватель; 9 – ходовое отделение

При *скиповом подъеме* выдача руды на поверхность производится в скипах грузоподъемностью от 4 до 50 т. Производительность скипового подъема значительно выше, чем клетьевого (в 5–7 раз при одинаковых размерах сечения стволов), но схемы околоствольных дворов значительно сложнее (рис. 4.10), так как необходимы отдельная выработка для опрокидывателя, приемные бункеры, камеры дозаторов и т. д., а при скважинной отбойке – камеры подземного дробления руды (в скипы можно загружать куски крупностью не более 300–400 мм). Для уменьшения числа пунктов загрузки скипов их размещают не на каждом горизонте, а через два или три, перепуская руду с верхних горизонтов по капитальным рудоспускам (рис. 4.11).

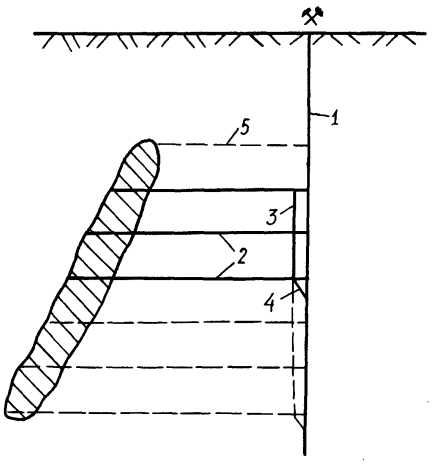

Рис. 4.11. Схема вскрытия вертикальным стволом со скиповым подъемом и капитальным рудоспуском: 1 – главный ствол; 2 – главные квершлаги; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – пункт загрузки скипов; 5 – вентиляционный квершлаг

Главные стволы при скиповом подъеме руды могут быть скипо-клетьевыми (рис. 4.12), а при большой производительности рудника (свыше 5 млн т) – только скиповыми (рис. 4.13).

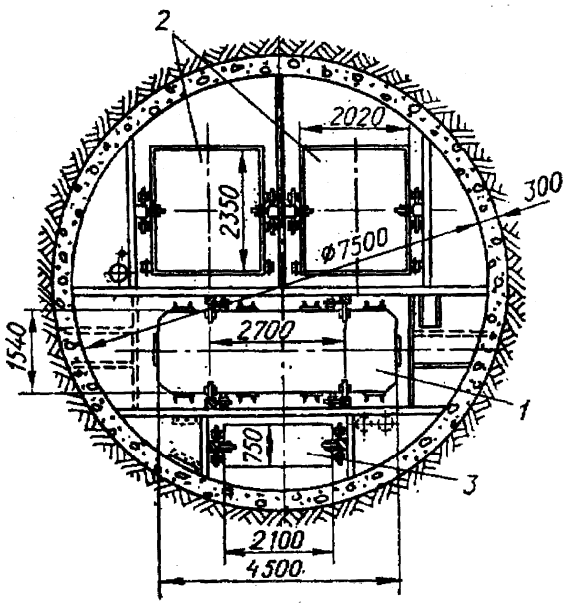

Рис. 4.12. Сечение скипо-клетьевого ствола

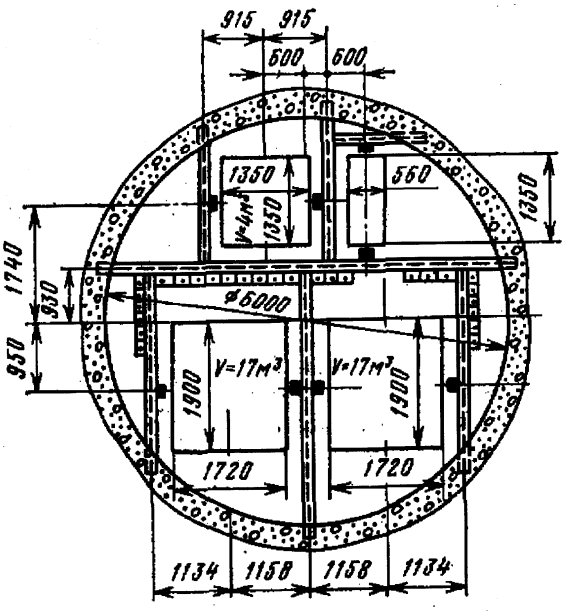

Рис. 4.13. Сечение скипового ствола

Существенным недостатком скипового подъема является запыление воздуха при загрузке и разгрузке скипов. В связи с этим на силикозоопасных шахтах рядом с главным стволом проходят вспомогательный ствол

с клетьевым подъемом для спуска и подъема людей и подачи свежего воздуха (рис. 4.14).

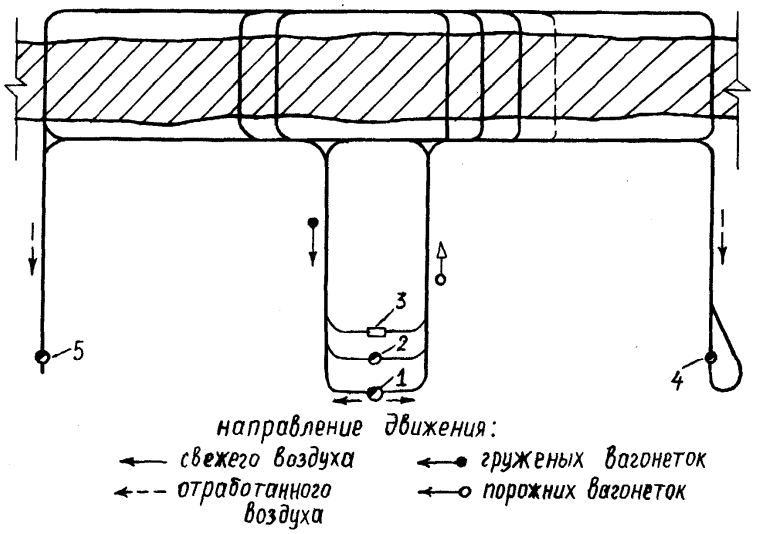

Рис. 4.14. План откаточного горизонта при вскрытии мощного крутопадающего месторождения: 1 – клетьевой ствол; 2 – скипо-клетьевой ствол; 3 – камера опрокидывателя; 4 – вспомогательный ствол для выдачи породы; 5 – вентиляционный ствол

Скиповой способ подъема руды по вертикальным стволам существенно усложняется при добыче нескольких ее сортов, так как для выдачи каждого сорта необходимы отдельные скиповые подъемы, что приводит к увеличению числа стволов. При клетьевом подъеме вагонетки с разными сортами руды поднимаются по одному стволу и разгружаются в разные бункеры. Однако клетьевой подъем малопроизводителен, поэтому его рекомендуется использовать при производственной мощности рудника до 600 тыс. т/год и глубине разработки до 600 м. Применение скипового подъема в таких условиях должно быть экономически обосновано.

Примером схемы вскрытия крупного рудника вертикальными стволами является схема вскрытия Октябрьского рудника (см. рис. 4.7).

4.5. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫМИ СТВОЛАМИ

Подъем руды по наклонным стволам можно осуществлять вагонетками, скипами, конвейерами и автосамосвалами (троллейвозами).

Вскрытие наклонными стволами *с вагонеточным* (*джиговым*) *подъемом* руды применяется редко, только на шахтах с небольшой производительностью (до 100 тыс. т /год) с глубины не более 100 м (рис. 4.15).

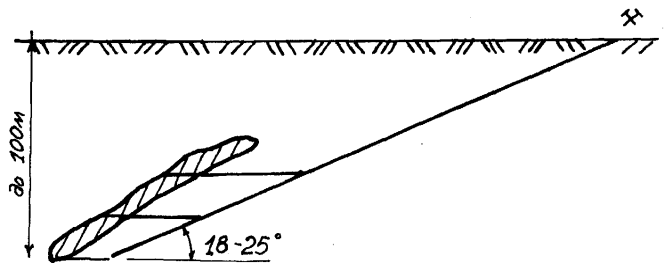

Рис. 4.15. Схема вскрытия наклонным стволом
с вагонеточным подъемом

При этом способе подъема руды состав из нескольких вагонеток вытягивается подъемной машиной, установленной на поверхности. Перед подъемом каждую вагонетку осматривают, чтобы не допустить свисания кусков руды. Недостатками вагонеточного способа являются низкая скорость подъема, а также возможность схода вагонеток с рельсов.

При *скиповом подъеме* руды наклонные стволы проходят под углом от 20–45 до 60º (рис. 4.16).

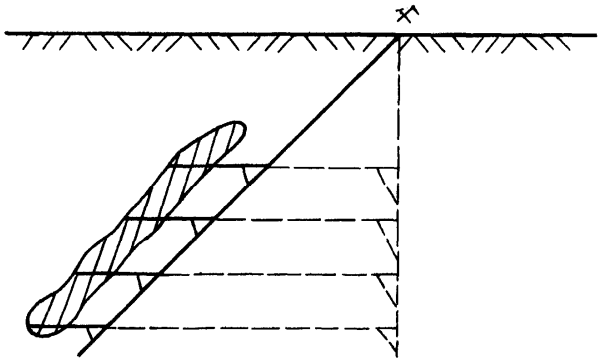

Рис. 4.16. Схема вскрытия наклонным скиповым стволом

Основным преимуществом этого способа вскрытия по сравнению со вскрытием вертикальным стволом является меньшая длина квершлагов.

Однако бóльшая длина главного ствола обусловливает более высокую стоимость его проходки (на 20–80 % выше, чем вертикального ствола). Кроме того, скорость движения скипов по рельсам довольно низкая, вследствие чего производительность скипового подъема в наклонных стволах меньше, чем в вертикальных. Подъемные канаты, которые скользят по направляющим роликам, быстро изнашиваются, поэтому существует опасность схода скипов с рельсов.

Эти недостатки весьма существенны, поэтому наклонные стволы со скиповым подъемом руды целесообразно применять при наклонном зале-

гании месторождения, глубине разработки до 400–500 м, производительности рудника до 500–600 тыс. т /год.

Вскрытие наклонными стволами с *конвейерным подъемом* руды осуществлено, в частности, на Кировском руднике ОАО "Апатит" и руднике имени С.М. Кирова в Кривом Роге (рис. 4.17).

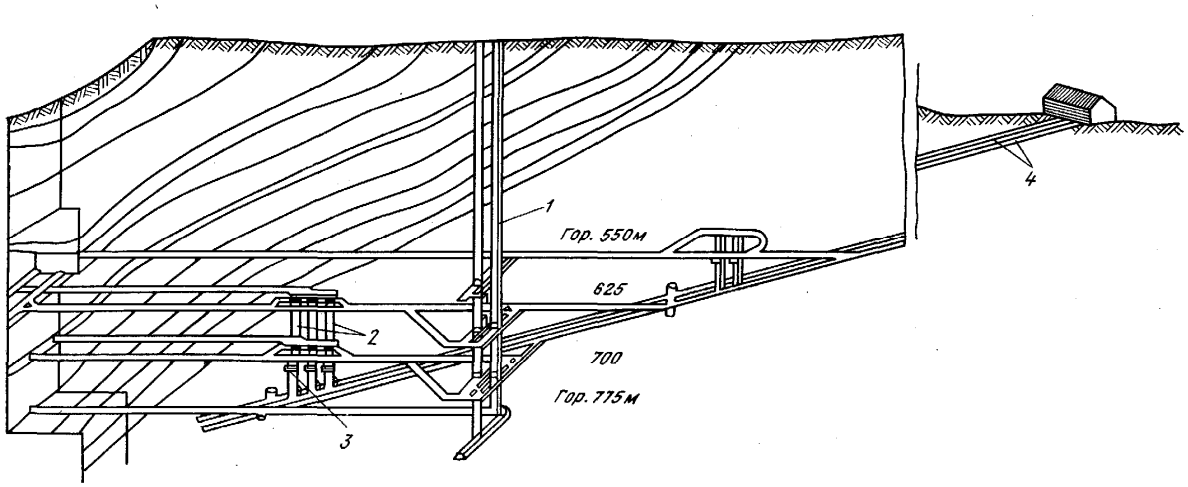

Рис. 4.17. Схема вскрытия рудника имени С.М. Кирова (Кривой Рог): 1 – вертикальный ствол шахты "Артем № 1"; 2 – капитальный рудоспуск; 3 – подземный дробильно-перегрузочный пункт; 4 – наклонные конвейерные рудоподъемные стволы

При данном способе подъема для выдачи руды применяются только ленточные конвейеры, с помощью которых можно транспортировать куски руды крупностью не более 200 мм, поэтому при буровзрывном способе добычи, особенно при скважинной отбойке, в пунктах погрузки обязательно предусматриваются камеры подземного дробления руды. С целью уменьшения числа таких камер один пункт погрузки обслуживает несколько откаточных горизонтов, которые соединяются капитальным рудоспуском (рис. 4.18).

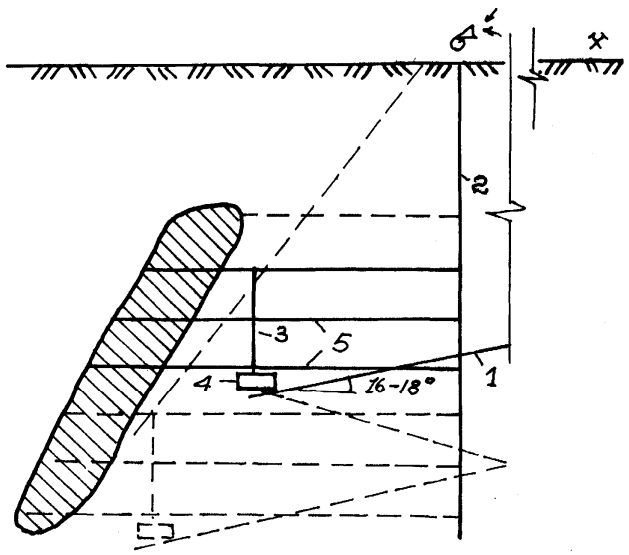

Рис. 4.18. Схема вскрытия мощного крутопадающего месторождения наклонным конвейерным стволом: 1 – главный конвейерный ствол; 2 – вспомогательный вертикальный ствол; 3 – капитальный рудоспуск; 4 – камера подземного дробления руды; 5 – квершлаги

Конвейеры могут обеспечить практически любую производительность: так, конвейер с шириной ленты 2 000 мм за год выдает до 12–18 млн т руды, что соответствует производительности крупнейших рудников. Для большей надежности подъема обычно устанавливают два конвейера. Для этого проходят либо два наклонных ствола относительно небольшого сечения (рис. 4.19), либо один большого сечения (30 м^2 и более). Из-за небольшого угла наклона стволов (16–18º) их длина значительна: на каждые 100 м высоты она составляет 350–370 м. На одну приводную станцию приходится от 300 до 600 м конвейера, поэтому через каждые 100–180 м по высоте проходят специальные камерные выработки для установки приводных станций.

Наклонный ствол при таком способе подъема используется только для выдачи руды. Для спуска и подъема людей и оборудования, спуска материалов, подъема породы и выполнения других вспомогательных функций проходят вертикальные стволы.

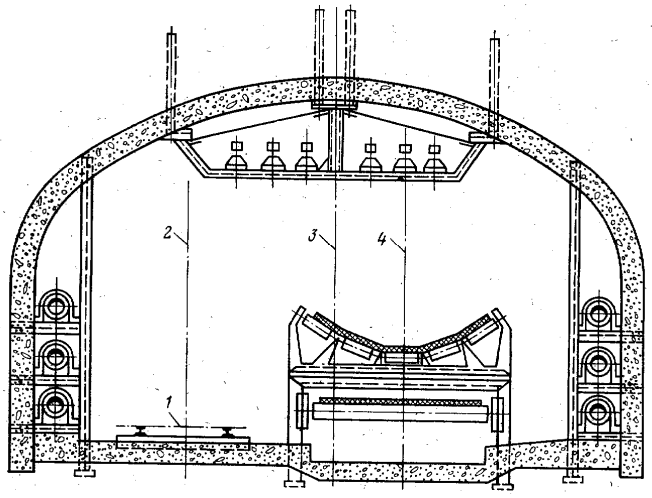

Рис. 4.19. Сечение наклонного конвейерного ствола:
1 – уровень головок рельсов; 2 – ось рельсового пути;
3 – ось выработки; 4 – ось конвейера

Конвейерный подъем руды – единственный вид подъема, хорошо поддающийся автоматизации и обеспечивающий высокую производительность установки независимо от глубины разработки. Существенным недостатком этого способа является большая длина стволов, что значительно увеличивает срок строительства рудника. Кроме того, как показал опыт эксплуатации конвейеров на указанных выше рудниках, расходы на их обслуживание достаточно высоки. Поэтому применять данную схему вскрытия целесообразно при большой производительности рудников (свыше 6–8 млн т/год) в условиях, благоприятных для проходки наклонных стволов (например, при отсутствии пересекаемых стволом водоносных горизонтов).

Подъем руды по наклонным стволам *в автосамосвалах* (такие стволы называют *автосъездами*) применяют, в частности, на руднике "Северный" комбината "Печенганикель" (рис. 4.20) и на Адрасманском руднике в республике Таджикистан. Подъем руды производится специальными подземными дизельными самосвалами с двойной очисткой выхлопных газов. Автосамосвалы могут преодолевать подъем 10–12º, но угол наклона автосъездов для подъема руды принимают равным 5–6º, что является оптимальным с учетом затрат на проходку стволов и эксплуатационных расходов. Если автосъезды служат только для выполнения вспомогательных функций, то они проходятся под углом 10–12º.

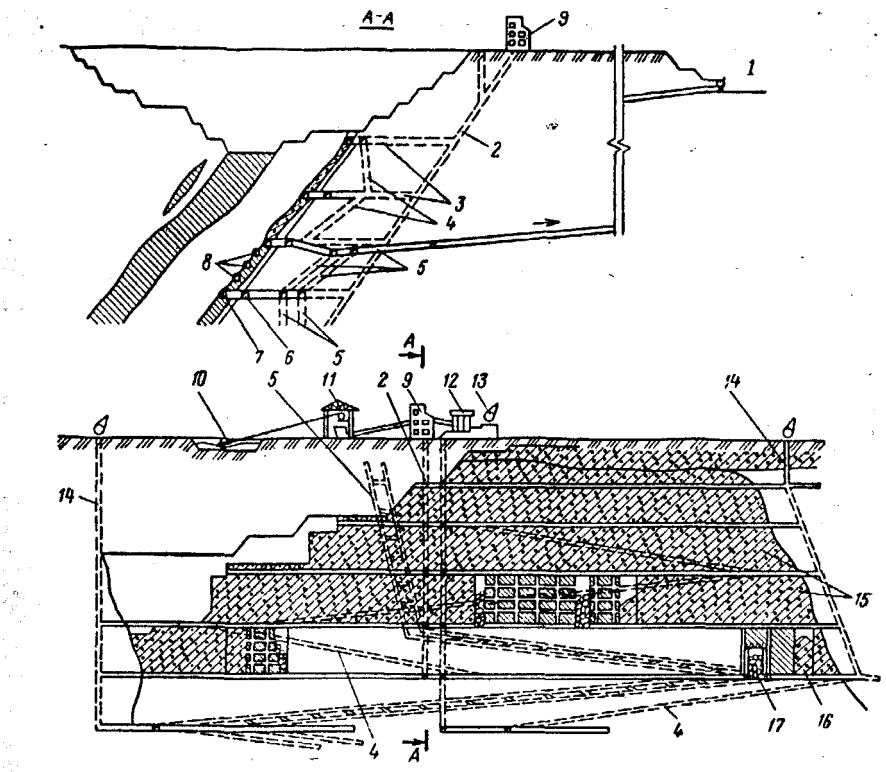

Рис. 4.20. Схема вскрытия и отработки месторождения на руднике "Северный": 1 – портал наклонных съездов; 2 – закладочный восстающий; 3 – квершлаги; 4 и 5 – соответственно вспомогательные и вскрывающие уклоны; 6 и 7 – соответственно полевой и рудный штреки; 8 – подэтажные буровые штреки; 9 – смесительное отделение; 10 – прирельсовый приемный узел; 11 и 12 – соответственно склады инертных заполнителей и цемента; 13 – вентилятор главного проветривания ВОД-30; 14 – вентиляционные восстающие; 15 – отработанные и заложенные камеры; 16 – закладываемая камера; 17 – отрабатываемый блок.

Площадь сечения автосъездов не менее 20 м^2, форма сечения сводчатая, крепление штанговое, торкрет-бетоном, или штанговое в сочетании с торкрет-бетоном. В сложных горно-геологических условиях допускается бетонное крепление.

Технология проведения автосъездов аналогична проходке горизонтальных выработок. Ствол может быть введен в эксплуатацию при достижении первого добычного горизонта. Это обусловлено отсутствием необходимости сооружать надшахтные здания и устанавливать в них подъемное оборудование, как при других способах подъема. При такой схеме

подъема руды проходки ствола на проектную глубину вскрытия не требуется, а его углубка осуществляется одновременно с добычными работами на вскрытых горизонтах.

При небольшой производительности рудника для выдачи руды проходят один автосъезд с камерами разминовки автосамосвалов через каждые 500 м (как на Адрасманском руднике), при большей производительности – два автосъезда – для груженых и порожних автосамосвалов (рудник "Северный").

Существенным недостатком вскрытия автосъездами являются высокие затраты на проветривание рудника, так как согласно ЕПБ на каждый киловатт мощности дизельного двигателя автосамосвала необходимо подавать не менее 6,8 $м^3$ воздуха в минуту (не менее 1 000 $м^3$/мин на один самосвал МоАЗ-6401). По этой причине за рубежом все шире применяют троллейвозы.

Кроме того, с увеличением глубины разработки производительность самосвалов резко уменьшается. Поэтому схему подъема автосамосвалами рекомендуется применять при небольшой глубине разработки (до 300 м) и относительно невысокой производительности рудника (максимум 1,5 млн т/год). Данная схема вскрытия предпочтительна при возможности загрузки автосамосвалов в забое или из участковых рудоспусков, а также при транспорте руды до обогатительной фабрики.

4.6. ВСКРЫТИЕ ШТОЛЬНЯМИ

Вскрытие штольнями применяется только в гористой или на холмистой местности. К месту расположения устьев штолен предъявляются следующие требования: они должны располагаться выше максимального уровня подъема воды в реках и не должны находиться в лавиноопасных местах.

По сравнению с другими способами вскрытие штольнями имеет существенные преимущества – нет необходимости в подъеме руды и устройстве искусственного водоотлива.

Применяются две основные схемы вскрытия штольнями: этажными штольнями (рис. 4.21) и капитальной штольней с рудоспуском (рис. 4.22).

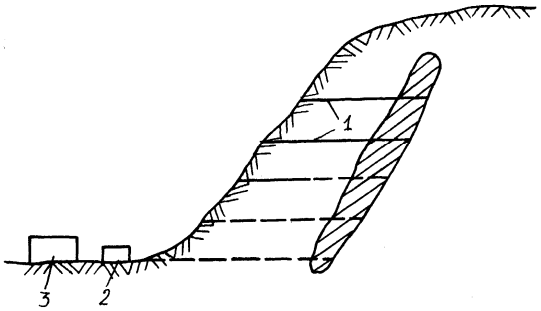

Рис. 4.21. Схема вскрытия этажными штольнями:
1 – этажные штольни; 2 – административно-бытовой комбинат;
3 – обогатительная фабрика

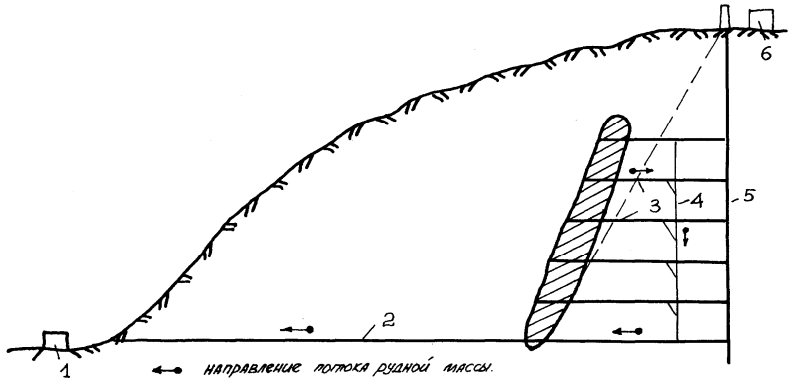

Рис. 4.22. Схема вскрытия капитальной штольней с рудоспуском:
1 – обогатительная фабрика; 2 – капитальная штольня; 3 – квершлаги;
4 – капитальный рудоспуск; 5 – вспомогательный ствол;
6 – административно-бытовой комбинат

При вскрытии *этажными штольнями* на каждом откаточном горизонте проходят штольни, по которым рудная масса вывозится на поверхность и затем транспортируется до обогатительной фабрики. Доставка рабочих, оборудования, материалов на каждый горизонт производится по склону горы. Схема проста, но требует наличия транспортных коммуникаций на склоне горы, что не всегда осуществимо. Кроме того, затрудняется подогрев воздуха для подачи в рудник, так как сооружение калориферных на каждом этаже экономически нецелесообразно.

Эти недостатки отсутствуют у схемы вскрытия *капитальной штольней с рудоспуском,* при которой вся руда, добытая на верхних горизонтах, перепускается на капитальную штольню и транспортируется на поверхность. Но данная схема предполагает предварительную проходку вспомо-

гательного ствола для доставки людей, оборудования, материалов на добычные горизонты. Этот ствол может быть слепым, если расстояние от верхнего горизонта до поверхности более 150 м или устройство промплощадки на этом участке горы невозможно.

Административно-бытовой комбинат может располагаться как у вспомогательного ствола (если этому способствует инфраструктура района), так и у устья капитальной штольни. В последнем случае доставка людей, оборудования, материалов, осуществляется по капитальной штольне с последующим подъемом по вспомогательному стволу на добычные горизонты. Данная схема предпочтительна при значительном удалении рудного тела от склона горы.

4.7. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

Комбинированные способы вскрытия применяются в следующих случаях:

1) если глубина разработки превышает максимальную глубину, с которой технически возможно осуществлять выдачу руды подъемной установкой, расположенной на поверхности (рис. 4.23);

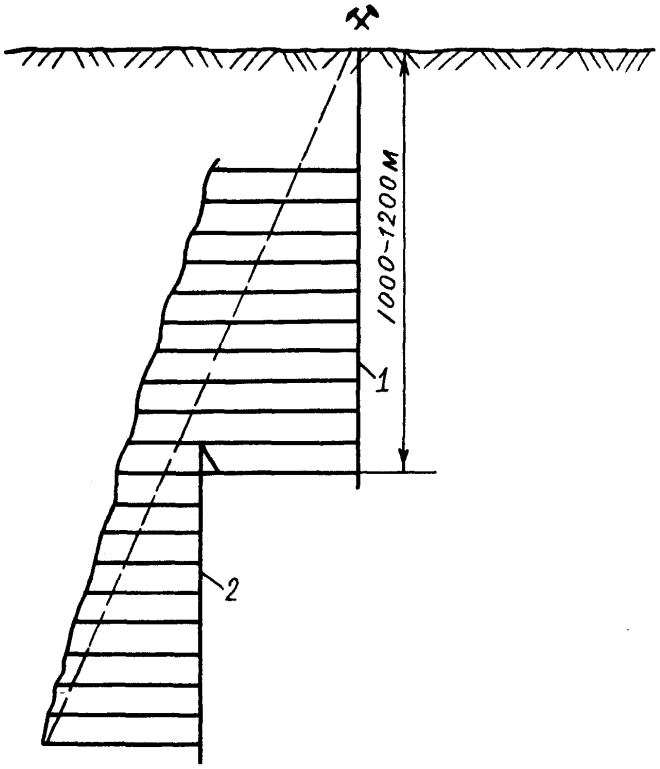

Рис. 4.23. Комбинированная схема вскрытия вертикальным и слепым вертикальным стволами: 1 – главный ствол; 2 – слепой ствол

2) если при переходе на отработку глубоких горизонтов и углубке главного ствола подъемная машина, установленная в этом стволе, не может обеспечить заданную производительность. В этом случае необходимо проходить либо новый главный ствол с более производительной подъемной установкой, либо слепой ствол для вскрытия нижних горизонтов.

В данном случае возможны следующие варианты комбинированного способа вскрытия:

– вскрытие слепым вертикальным стволом (рис. 4.23), который служит для подъема руды и выполнения вспомогательных функций;

– вскрытие слепым наклонным конвейерным стволом для подъема руды и углубкой главного ствола для выполнения вспомогательных функций (рис. 4.24);

3) если разрабатываемый участок месторождения располагается ниже уровня капитальной штольни.

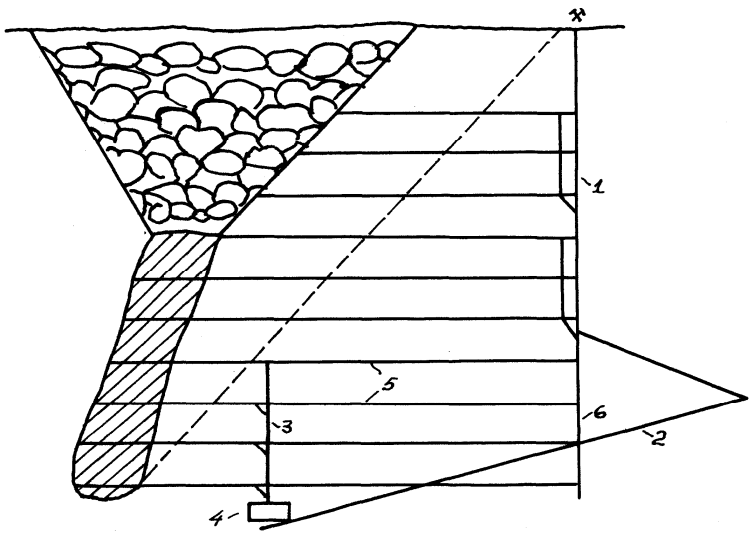

Рис. 4.24. Вскрытие вертикальным и слепым конвейерным стволами:
1 – главный ствол со скиповым подъемом; 2 – слепой конвейерный ствол;
3 – капитальный рудоспуск; 4 – камера подземного дробления руды;
5 – квершлаги; 6 – участок главного ствола,
выполняющий вспомогательные функции

Возможные варианты вскрытия в этом случае:

– вскрытие капитальной штольней и слепым вспомогательным стволом (рис. 4.25);

– вскрытие капитальной штольней в сочетании со слепым наклонным конвейерным стволом для подъема руды и уклоном с вагонеточным подъемом для выполнения вспомогательных функций (рис. 4.26).

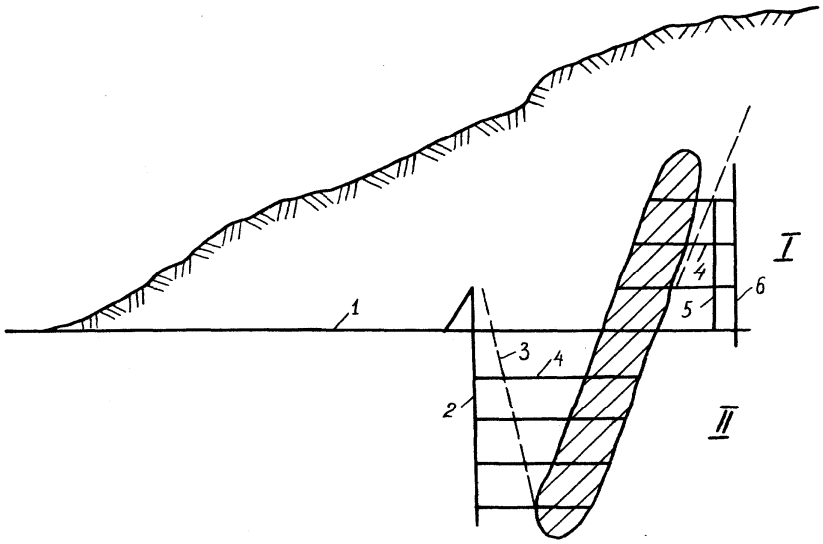

Рис. 4.25. Схема вскрытия месторождения капитальной штольней:
I – простая схема вскрытия верхней части месторождения;
II – комбинированная схема вскрытия нижней части месторождения
(1 – капитальная штольня; 2 – слепой вертикальный ствол;
3 – линия сдвижения; 4 – квершлаги;
5 – капитальный рудоспуск; 6 – слепой вспомогательный ствол)

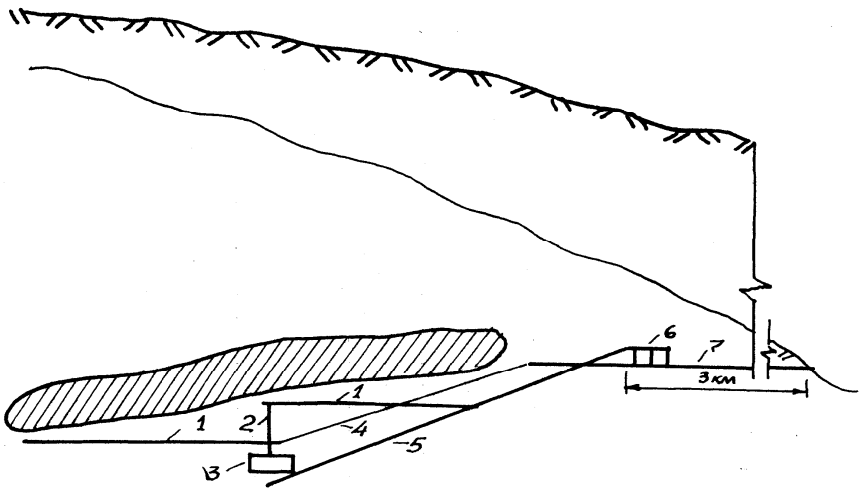

Рис. 4.26. Схема вскрытия капитальной штольней
и слепым наклонным конвейерным стволом:
1 – откаточные горизонты; 2 – капитальный рудоспуск;
3 – камера подземного дробления руды;
4 – вспомогательный уклон; 5 – слепой конвейерный ствол;
6 – приемные бункеры; 7 – капитальная штольня

ГЛАВА 5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ

5.1. СУЩНОСТЬ МЕТОДА ВАРИАНТОВ

Выбор способа вскрытия осуществляется методом вариантов, суть которого заключается в следующем. Намечаются все возможные схемы и варианты вскрытия конкретного месторождения и из них отбираются два или три максимально удовлетворяющих техническим и экономическим показателям. Из отобранных вариантов на основании сравнения технико-экономических показателей выбирают наиболее целесообразный.

Разные варианты вскрытия отличаются объемами строительных работ, величиной капитальных вложений на протяжении времени строительства рудника, временем строительства рудника, годовыми эксплуатационными расходами. На стадии технико-экономической оценки способа и схемы вскрытия месторождения эффективный вариант следует устанавливать расчетами по приведенным затратам $с_{пр}$:

$$с_{пр} = \frac{Э + E_н К_д}{A}, \text{ руб/т},$$	(5.1)

где Э – годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.; $E_н$ – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (для горнорудной промышленности $E_н = 0{,}15$); $К_д$ – дисконтированные[1] капитальные затраты тыс. руб.; A – производственная мощность рудника, тыс. т/год.

Так как способ вскрытия в значительной мере зависит от производственной мощности рудника, она должна быть определена предварительно (если не является обусловленной заданием).

Общая схема расчетов при выборе варианта вскрытия месторождения или его части заключается в следующем:

1. Определяется производственная мощность рудника (см. гл. 1).

2. Намечаются все возможные варианты вскрытия и из них отбираются два или три наиболее целесообразных.

3. Производится составление схем намеченных вариантов вскрытия: для каждого варианта строятся разрез в крест простирания месторождения (или проекция вскрывающих выработок на вертикальную плоскость) и план откаточного горизонта.

4. Определяются сечения всех вскрывающих выработок.

[1] Дисконтирование затрат – приведение к одному периоду времени.

5. Рассчитываются капитальные затраты для каждого варианта вскрытия.

6. Если вскрытие производится в два и более этапов, то капитальные затраты второго и последующих этапов дисконтируются.

7. Для каждого варианта устанавливаются годовые эксплуатационные расходы.

8. Определяются приведенные затраты и выбирается вариант с наименьшими затратами.

5.2. ТРЕБОВАНИЯ К СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ

Графическое построение схемы вскрытия сводится к вычерчиванию не менее двух разрезов, позволяющих представить расположение в пространстве и взаимосвязь всех вскрывающих выработок.

Для крутопадающих месторождений необходимо выполнить разрез в крест простирания месторождения в районе главной вскрывающей выработки и план откаточного горизонта. В сложных случаях необходимо построить проекцию вскрывающих выработок на вертикальную плоскость по простиранию месторождения.

Для пологопадающих месторождений основными разрезам являются план откаточного горизонта и проекция на вертикальную плоскость всех вскрывающих выработок.

В соответствии с [7] при вскрытии и подготовке рудных тел с помощью стволов необходимо предусматривать наличие в пределах шахтного поля не менее двух стволов, служащих выходами на поверхность, оборудованных механическими подъемами для спуска и подъема людей с каждого горизонта с разными направлениями вентиляционных струй.

Рудник производительностью более 3,0 млн т/год должен иметь специальный ствол, оборудованный клетью для спуска крупногабаритных грузов, в том числе самоходного оборудования.

При вскрытии штольнями запасные выходы должны предусматриваться в соответствии с табл. 5.1.

Таблица 5.1

Минимальное число выходов в зависимости от расстояния между горизонтами и протяженности рудного тела

Расстояние между штольнями или горизонтами по вертикали, м	Протяженность рудного тела в пределах шахтного поля, м	Минимальное число выходов
До 40	До 500	Один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
До 40	Более 500	Через каждые 500 м один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
40 – 70	До 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим подъемом
40 – 70	Более 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим подъемом, и через каждые 500 м – ходовой восстающий
Более 70	До 1 000	Один ствол и один восстающий, оборудованные механическими подъемами
Более 70	Более 1 000	Два ствола, оборудованных механическими подъемами

Вскрытие месторождения (или его части), расположенного под нижней вскрывающей штольней, следует производить двумя стволами, оборудованными механическими подъемами. Оба ствола должны обеспечивать подъем людей на поверхность с каждого горизонта. В случае невозможности проходки одного из стволов непосредственно на поверхность он может быть пройден до вскрывающей штольни. В сложных горных условиях по согласованию с Госгортехнадзором допускается проходка двух слепых стволов, но они должны выходить на две разные штольни.

Вскрытие штольнями месторождения горизонтального залегания необходимо осуществлять проходкой не менее двух парных сближенных выработок со сбойкой их между собой через каждые 250–350 м или проходкой штольни и ствола, оборудованного механическим подъемом и выходом на поверхность.

При разработке крутопадающих месторождений этажами высотой более 70 м предусматривается один лифтовый подъемник на группу блоков протяженностью до 500 м. На таком же расстоянии друг от друга необхо-

димо проходить восстающие, оборудованные лебедками для подъема на подэтажи материалов и оборудования.

При составлении схемы вскрытия необходимо решить такие важные вопросы, как выбор мест расположения основных вскрывающих выработок и, если это предусматривается схемой вскрытия, установление размеров охранных целиков в рудном массиве.

Места расположения основных вскрывающих выработок на поверхности выбираются в районах с благоприятными для проходки выработок горно-геологическими условиями. Они должны находиться вне возможной зоны сдвижения пород висячего бока или над месторождением с оставлением охранного целика. Выбор мест расположения вскрывающих выработок и определение размеров охранного целика осуществляется с учетом углов сдвижения пород и размеров предохранительных берм, которые принимаются в соответствии с данными практики и нормативными документами.

Если углы сдвижения неизвестны, то угол сдвижения пород для пологопадающих месторождений δ при системах с обрушением рассчитывается по формуле [3]:

$\delta = 55^\circ + 1{,}5^\circ \cdot f$	(5.2)

где f – коэффициент крепости пород.

Для крутопадающих месторождений угол сдвижения пород лежачего бока β_1 определяется по формуле

$\beta_1 = 35^\circ + 3{,}4^\circ \cdot f.$	(5.3)

Он должен составлять не более 60º при $f \leq 8$ и не более 65º при $f > 8$, а также не должен превышать угла падения рудного тела.

Углы сдвижения в наносах и выветриваемых коренных породах принимают равными 40–50º.

Размеры предохранительных берм принимают в соответствии с табл. 5.2.

Таблица 5.2

Размеры предохранительных берм

Категория охраны	Характеристика объекта охраны	Ширина бермы, м
I	Сооружения основного подъемного комплекса (стволы, копры, здания подъемных машин), основные вентиляционные шахтные стволы, слепые шахты, магистральные железные дороги, здания в четыре этажа и выше, русла больших рек и т. п.	20
II	Вспомогательные стволы шахт с копрами и подъемными машинами, капитальные рудоспуски, квершлаги, штольни, штреки, бытовые комбинаты, жилые и общественные здания в 2-3 этажа и т. п.	10
III	Борта действующих карьеров, сады, парки, шоссейные дороги, одноэтажные здания, подъездные рудничные железнодорожные пути и т. п.	5

Примечание. При проектировании крупных промышленных сооружений, капитальных стволов, шахт, расположенных в лежачем боку мощных крутопадающих залежей, имеющих значительную протяженность по простиранию и падению, ширину предохранительной бермы увеличивают до 50 м.

При определении числа основных вскрывающих выработок учитываются схема их расположения относительно месторождения, а также функции, выполнение которых должна обеспечивать схема вскрытия (подъем руды и породы, спуск и подъем людей и оборудования, спуск материалов, закладки, подача энергии, проветривание рудника, водоотлив, оборудование запасных выходов и т. п.). Кроме того, в соответствии с [7] должно быть предусмотрено определенное количество клетьевых подъемных установок для выполнения вспомогательных операций:

Производительность рудника, млн т/год	Количество клетьевых подъемов
До 1,0	1
1,0–3,0	2
3,0–5,0	3
5,0–10,0	4–5

5.3. ВЫБОР СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Размеры и форма сечений вскрывающих выработок должны обеспечивать их устойчивость и работу рудника в проектных параметрах (условия безопасности, производительность по добыче руды и выдаче породы).

По расположению в пространстве вскрывающие выработки делятся на *вертикальные* (главные и вспомогательные стволы, рудоспуски), *наклонные* (главные и вспомогательные стволы, автосъезды, уклоны, рудоспуски) и *горизонтальные* (квершлаги и штреки). Размеры сечений этих выработок, как правило, определяются габаритами транспортного и подъемного оборудования.

Сечения всех вскрывающих выработок определяются габаритами горного оборудования, например, параметрами вагонеток и электровозов (табл. 5.3, 5.4).

Таблица 5.3

Параметры шахтных вагонеток

Марка вагонетки	Емкость кузова, м^3	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм	Масса, кг
УВГ-0,7	0,7	600	850	1220	1250	488
УВГ-1,2	1,2	600; 750	1000	1300	1850	780
УВГ-1,3	1,3	600	880	1300	2000	610
УВГ-2,2	2,2	600; 750	1200	1300	2950	1518
УВГ-2,5	2,5	900	1240	1300	2975	1153
УВГ-4,0	4,0	900	1320	1600	3850	3860
УВГ-4,5	4,5	750; 900	1350	1550	3950	3850
УВГ-9,0	9,0	750; 900	1350	1550	7850	9000
УВГ-9,5	9,5	750; 900	1800	1600	7300	9350

Таблица 5.4

Параметры рудничных электровозов

Марка электровоза	Ширина колеи, мм	Ширина, мм	Высота, мм	Длина, мм
3КР-600	600	960	1400	2590
4КР	600	1000	1515	3120
	750; 900	1300	1515	3120
10КР2	600	1048	1500	4500
	750; 900	1348	1500	4500
14КР 2А	750; 900	1340	1550	4900
АК-2У	600	900	1180	2015

4,5АРП-2М	650; 750	1000	1350	3300
13АРП-1	900	1380	1515	5600

При небольшой производительности рудника (до 600 тыс. т/год) и выдаче руды клетьевым подъемом необходимо осуществлять выбор типа вагонетки исходя из производственной мощности рудника. Для этого сначала определяют величину полезного груза в вагонетке g_0, при которой обеспечивается производительность рудника:

$$g_0 = A_ч / n_п, \text{ т}, \quad (5.4)$$

где $A_ч$ – часовая производительность рудника; $n_п$ – число подъемов клетей в течение часа.

Часовая производительность рудника рассчитывается по формуле

$$A_ч = \frac{К_{р(} A + A_п)}{T_р\ t_п}, \text{ т/ч}, \quad (5.5)$$

где $К_р$ – коэффициент резерва производительности клетьевого подъема по выдаче горной массы (при наличии вспомогательного подъема $К_р = 3$, при отсутствии такового $К_р = 4$); A – производственная мощность рудника, т/год; $A_п$ – количество пустой породы, выдаваемой на поверхность за год т/год (обычно составляет 10–20 % от производственной мощности рудника); $T_р$ – число рабочих дней в году (305 дней); $t_п$ – продолжительность работы подъемной установки в течение суток (принимается в соответствии с суточной продолжительностью добычных смен, но не более 18 ч).

Число подъемов клетей $n_п$ в течение часа определяется по формуле

$$n_п = \frac{3600\, n_в}{2\left(t_к + \theta\right)}, \text{ шт}, \quad (5.6)$$

где $n_в$ – число вагонеток (пустых и груженых), движущихся по стволу одновременно (зависит от числа клетей и количества этажей в них); $t_к$ – продолжительность подъема клети, с; θ – пауза для обмена вагонеток в клетях, с.

Продолжительность подъема составляет [9]:

$$t_к = 4\sqrt{H_п}, \text{ с}, \quad (5.7)$$

где $H_п$ – общая высота подъема, м.

Общая высота подъема рассчитывается по формуле

$$H_п = H_{раз} + h_п,$$

где $H_{раз}$ – глубина разработки, м; $h_п$ – высота переподъема вагонеток на поверхности, м (в пределах 10 м).

Продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток на одном этаже клети составляет [9]:

Длина клети, м	Пауза, с
2,55	20
3,1	25
4,5	30
6,5	40

При использовании двухэтажных клетей паузу для обмена вагонеток на одноэтажных приемных площадках удваивают и добавляют 10–20 с на перестановку клети.

Зная величину полезного груза, определяют необходимый объем вагонетки V:

$$V = \frac{g_0 k_р}{\gamma_р}, \text{ м}^3 \qquad (5.8)$$

где $k_р$ – коэффициент разрыхления руды (обычно $k_р \approx 1{,}5$); $\gamma_р$ – плотность руды в массиве, т/м^3.

По табл. 5.3 выбирается ближайшая бóльшая по емкости стандартная вагонетка.

При скиповом подъеме руды для выбора сечения главного ствола необходимо знать параметры скипа, которые определяются его грузоподъемностью. Расчет параметров скипа производится аналогично расчету параметров вагонетки по формулам (5.4–5.8) с учетом следующих замечаний:

–если вместимость подземного бункера соответствует производительности рудника в течение 2,5 ч, коэффициент резерва грузоподъемности скипа принимается равным 1,3;

– если подъем руды и породы производится одним скипом, то в подземном бункере должно быть оборудовано специальное породное отделение;

– при подъеме породы вагонетками или другим скипом величина $A_п$ в формуле (5.5) не учитывается;

– расчетное время работы одноканатной скиповой установки по выдаче горной массы при трехсменном режиме принимается продолжительно-

стью не более 18 ч в сутки, а при многоканатном подъеме – в зависимости от высоты подъема:

Высота подъема, м	Суточная продолжительность работы скипа, ч
До 800	18
800–1 000	17,5
1 000–1 200	17
1 200–1 400	16,5
1 400–1600	16
1 600–1 800	15,5;

– общая высота подъема руды (формула 5.6) принимается с учетом глубины загрузочной камеры скипового подъема $h_з$, которая равна 20 м при отсутствии подземных камер дробления и 40–50 м – при их наличии;

– высота переподъема скипов $h_п$ (см. формулу 5.6) равна 15–20 м для копров шатрового типа и 35–40 м – для башенных копров;

– продолжительность паузы для загрузки-разгрузки скипов принимается следующей [9]:

Вместимость скипа, $м^3$	Пауза, с
3–4	7
5	8
6,4–7	9
8	10
9,5	11
11	12
15	15
17	17
19	19
20	20
25	25
35	35
55	45

Основные параметры скипов для горнорудной промышленности приведены в табл. 5.5.

Таблица 5.5

Скипы для горнорудной промышленности типоразмера СН

Типоразмер скипа	Вмести-мость, м^3	Грузоподъемность, т		Размеры в плане, мм	Высота в положении разгрузки (условно), мм
		Руда	Порода		
1СН 4-2	4	8,8	–	1350×1350	7190
1СН 5-2	5	11	13	1440×1640	7110
1СН 7-2	7	16	–	1440×1640	9460
1СН 9,5-2	9,5	22	13	1680×1740	9730
2СН 11-2	11	25	15	1680×1740	12760
4СН 11-2	11	25	15	1740×1800	12510
3СН 15-2	15	35	20,5	1740×1800	16200
2СН 17-2	17	40	–	1700×1800	16960
3СН 17-2	17	40	–	1900×2350	15200
2СН 21,5-2	21,5	50	–	1900×2350	16220

С учетом выбранного оборудования транспортировки и подъема руды принимается типовое сечение вертикального ствола. При этом необходимо учитывать, что в соответствии с ЕПБ [5,6].суммарный зазор между вагонеткой и боковыми стенками клети должен составлять не менее 100 мм.

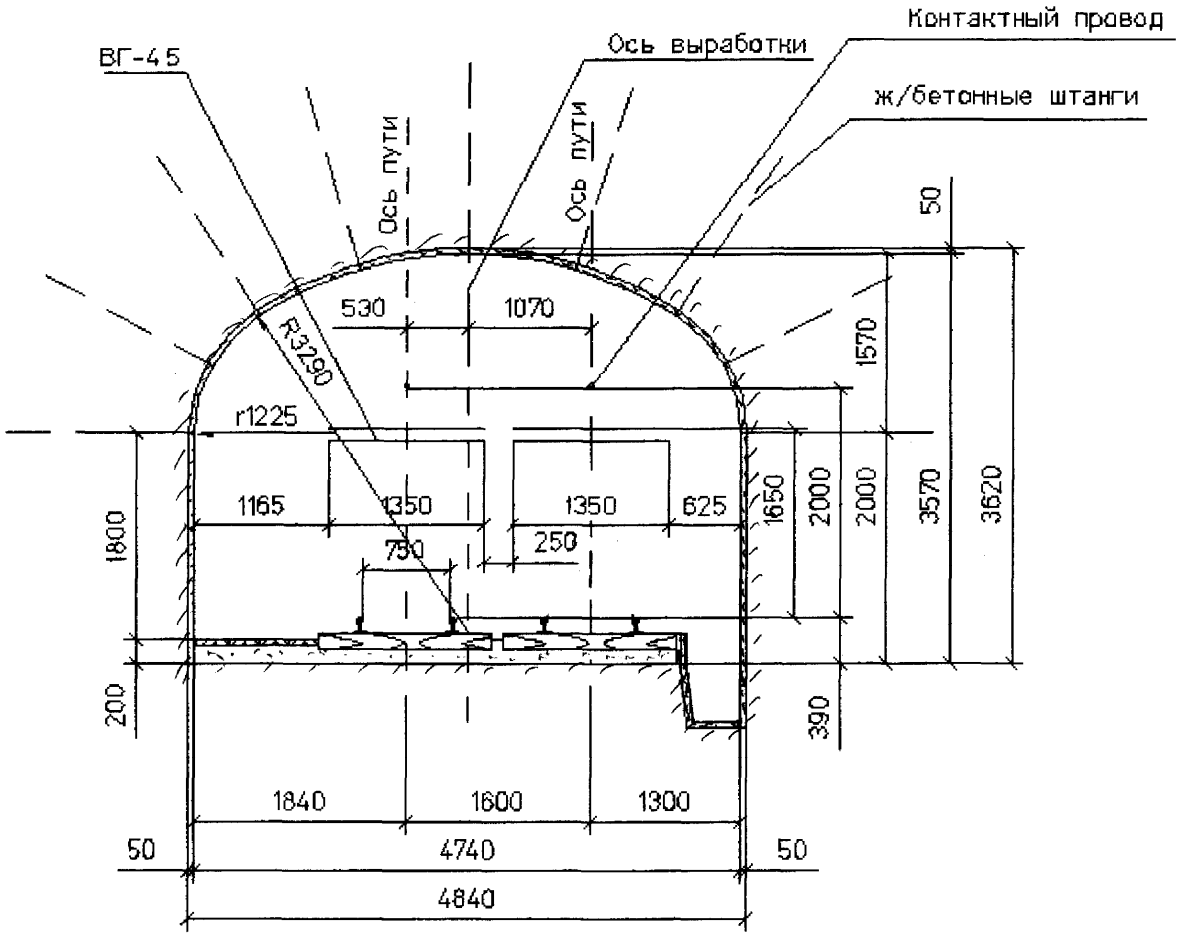

Рис. 5.1. Сечение горизонтальной выработки сводчатой формы

Сечения горизонтальных выработок принимаются с учетом габаритов транспортного оборудования и требуемых по ЕПБ зазоров. В квершлагах и главных откаточных штреках необходимо предусматривать размещение электрокабелей и трубопроводов для подачи сжатого воздуха (если на очистной выемке используется пневматическое оборудование) и технической воды. Количество рельсовых путей (один или два) в этих выработках зависит от схемы подземного транспорта руды.

Как правило, на подземных рудниках горизонтальные выработки имеют сводчатую форму (рис. 5.1). Параметры выработки принимаются в соответствии с типовыми сечениями или рассчитываются по приведенным ниже формулам в зависимости от ширины выработки B, которая должна учитывать габариты транспортного оборудования и регламентированные ЕПБ зазоры для прохода людей.

Остальные параметры сечения выработки рассчитываются по следующим формулам:

1) высота свода h_0:

– при бетонной, набрызгбетонной крепи при f = 7–12 и при штанговой и комбинированной крепи при f = 4–9 – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{3};$$

– при набрызгбетонной крепи при $f > 12$ и при штанговой и комбинированной крепи при $f > 9$ – по формуле

$$h_0 = \frac{B}{4};$$

2) высота выработки от почвы до верхней точки свода $h_в$ – по формуле

$$h_в = h + h_0,$$

где h – высота вертикальной стенки выработки от ее почвы, м;

3) толщина слоя набрызгбетона t принимается:

– при набрызгбетонной крепи

t = 40–60 мм при f = 7–9;

t = 30–50 мм при f = 10–12;

t = 20–30 мм при $f > 12$.

– при комбинированной крепи

t = 20–30 мм при $f \geq 4$;

4) проектная ширина выработки в проходке B_1 – по формуле

$$B_1 = B + 2t;$$

5) проектная высота выработки в проходке H – по формуле

$$H = h_в + d_0,$$

где d_0 – расчетная толщина свода (можно принимать равной t);

6) радиус осевой дуги свода R – по формулам:

$$R = 0{,}692B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3});$$

$$R = 0{,}905B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4});$$

7) радиус боковой дуги свода r – по формулам

$$r = 0{,}262B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3});$$

$$r = 0{,}173B \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4});$$

8) площадь поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ – по формулам

$$S_{св} = B(h_1 + 0{,}26B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3});$$

$$S_{св} = B(h_1 + 0{,}196B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4}),$$

где h_1 – высота вертикальной стенки выработки от балластного слоя.

9) проектная площадь сечения выработки в проходке $S_{пр}$:

– без крепи и при штанговой крепи – по формулам

$$S_{пр} = B(h + 0{,}26B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3});$$

$$S_{пр} = B(h + 0{,}196B) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4});$$

– при набрызгбетонной и комбинированной крепи – по формулам

$$S_{пр} = B_1(h + 0{,}26B_1) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{3});$$

$$S_{пр} = B_1(h + 0{,}196B_1) \text{ (при } h_0 = \frac{B}{4}).$$

Вид крепи горизонтальной и наклонной выработки зависит от устойчивости пород. Горные породы в зависимости от их смещений в приконтурной зоне поперечного сечения выработки за весь срок ее службы делятся на четыре категории [11]:

– I категория – устойчивые со смещением до 20 мм;

– II категория – среднеустойчивые со смещением до 100 мм;

– III категория – неустойчивые со смещением до 200 мм;

– IV категория – очень неустойчивые со смещением свыше 200 мм.

В горизонтальных и наклонных выработках, расположенных вне зоны воздействия очистных работ и других выработок, следует применять:

– для пород I категории устойчивости – анкерную или набрызгбетонную крепь толщиной не менее 30 мм; для монолитных, малотрещиноватых пород допускается оставлять выработки без крепи;

– для пород II категории устойчивости – монолитную бетонную крепь, комбинированную (набрызгбетон толщиной не менее 50 мм с анкерами и металлической сеткой) или податливую и т. д.;

– для пород III и IV категорий устойчивости – сборную (тюбинговую и блочную) крепь, податливую, металлобетонную и анкер-металлическую.

В соответствии с [6, § 41] все горизонтальные выработки, в которых применяются рельсовые подвижные средства, должны быть обеспечены с одной стороны проходами для людей шириной не менее 0,7 м между стенкой (крепью) выработки, размещенным в выработках оборудованием

и трубопроводами и наиболее выступающими частями подвижных средств. С другой стороны зазор должен составлять не менее 0,25 м. Указанная ширина свободного прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки не менее чем на 1,8 м.

В выработках с конвейерной доставкой руды ширина прохода должна быть не менее 0,7 м с одной стороны и 0,4 м – с другой. Расстояние от возможного навала горной массы (руды), транспортируемой конвейером, до кровли или крепления выработок должно составлять не менее 0,3 м.

Ширина междупутья (расстояние между осями двух прямых параллельных путей) принимается такой, чтобы зазор между встречными электровозами (вагонетками) по наиболее выступающей кромке габарита электровоза (вагонетки) был не менее 0,2 м.

Почва выработки со стороны прохода для людей должна быть выровнена или иметь настил.

Ширина откаточных выработок при транспорте горной массы самоходным оборудованием, в том числе подземными самосвалами, должна приниматься с учетом зазоров между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенным в выработке оборудованием, составляющих 1,2 м со стороны прохода для людей и 0,5 м – с противоположной стороны. Зазор для прохода людей может быть уменьшен до 1 м в случае устройства ниш через 25 м или пешеходного трапа шириной 0,8 м на высоте 0,3 м.

Ниши должны сооружаться высотой 1,8 м шириной 1,2 м глубиной 0,7 м. Во всех случаях высота прохода для людей по ширине зазора должна составлять не менее 1,8 м. [6, с. 72].

Технические характеристики ленточных конвейеров для транспорта руды приведены в табл. 5.6, подземных самосвалов – в табл. 5.7 [1].

Таблица 5.6

Технические характеристики ленточных конвейеров

Показатели	Тип конвейера			
	2ЛУ-120В	**1ЛУ-120**	**КЛЗ-500ПМА**	**КЛ-600**
Производительность, т/ч	1500	1200	500	600
Скорость движения ленты, м/с	3,15	2,5	2,26	2,6
Ширина ленты, м	1,2	1,2	1	1
Установленная мощность				

двигателей, кВт	4 х 250	2 х 250	75	150
Параметры конвейера, м:				
ширина	1,63	1,7	–	–
высота	1,087	1,18	–	–
длина	2600	2300	400	600
Масса, т	280	185	29	68
Стоимость (в ценах 1980 г.), тыс. руб.	175	120	–	–

.

Таблица 5.7

Технические характеристики подземных самосвалов

Показатели	**МоАЗ-6401**	**МоАЗ-7405**	**ANF (Франция)**	**Блоу-Нокс (Франция)**	**К-162 (Швеция)**	**К-501 (Швеция)**	**Toro25D (Финляндия)**
Вместимость кузова, $м^3$	11	12,5	14	15,6	16	21	12,5–16
Грузоподъемность, т	20	22	25	26	21	50	27
Мощность двигателя, кВт	147	140	140	143	121	372	204
Максимальная скорость движения, км/ч	40	40	29.4	40	44	47	22
Преодолеваемый уклон, град	8	7–10	14	14	6	8,5	-
Радиус поворота, м:							
внутренний	3,5	3,5	3,35	3,2	2,9	3,65	4,9
внешний	7,5	7,59	7,35	7,65	6,95	8,17	8,95
Габариты, м:							
длина	8,31	8,61	8,5	8,56	8,5	10,2	9,69
ширина	2,85	2,85	2,85	3,31	3,05	3,3	3,04
высота	2,25	2,63	2,23	2,4	2,3	2,8	2,43
высота при разгрузке	4,28					5,65	5,5
Масса, т	17,8	19,5	17,2	19	15,5	29,7	25
Стоимость (в ценах 1980 г.), тыс. руб.	46	–	53	56	–	–	–

5.4. ПРОВЕРКА РАЗМЕРОВ СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ПО КРИТЕРИЮ ДОПУСТИМОЙ МАКСИМАЛЬНОЙ СКОРОСТИ ВОЗДУХА

Для определения скорости движения воздуха по выработке необходимо знать количество воздуха, проходящее через данную выработку и раз-

меры сечения, через которое это количество воздуха проходит (вентиляционное сечение выработки).

В соответствии с [5, §101] в подземных рудниках скорость движения струи воздуха не должна превышать следующих значений:

а) в очистных и подготовительных выработках – 4 м/с;

б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах – 8 м/с;

в) в остальных выработках – 6 м/с;

г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10 м/с;

д) в стволах, по которым производятся спуск и подъем людей и грузов, – 8 м/с;

е) в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, – 12 м/с;

ж) в стволах, оборудованных подъемными установками, предназначенными для подъема людей в аварийных случаях и осмотра стволов, а также в вентиляционных каналах – 15 м/с;

з) в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

Общее количество воздуха, необходимое для проветривания рудника, *Q,* должно быть не меньше величины, рассчитанной по каждому из следующих факторов [12]:

1. По максимальному числу людей, одновременно находящихся в руднике:

$Q_л = 6\, n_л\, К_з$, м^3/мин,	(5.9)

где 6 – норма расхода воздуха на человека, м^3/мин; $n_л$ – максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике; $К_з$ – коэффициент запаса, который принимается равным 1,3–1,65.

Максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике, рассчитывается по формуле

$n_л = \dfrac{A К_н}{T_р\, t_{см}\, П_р}$, чел.,	(5.10)

где $К_н$ – коэффициент неравномерности выхода рабочих в смену (принимается равным 1,05–1,10); $T_р$ – число рабочих дней в году (305); $t_{см}$ – число рабочих смен в сутки; $П_р$ – производительность труда подземного рабочего, т/см (ориентировочно 5–10 т/см); A – годовая производительность рудника, т.

2. По количеству взрывчатых газов (метан, водород), выделяющихся в шахте:

– для шахт I–III категорий

$Q_г = q_н A_{г.м} К_з,$	(5.11)

где $q_н$ – нормативное количество воздуха на 1 м^3 горной массы, м^3/мин; $A_{г.\ м}$ – суточная производительность рудника по горной массе, м^3; $К_з$ – коэффициент запаса необходимого количества воздуха.

В зависимости от категории шахты по газоопасности $q_н$ имеет следующие значения:

Категория шахты	Нормативное количество воздуха $q_н$ на 1 м^3 горной массы, м^3/мин
I	1,4
II	1,75
III	2,1
Сверхкатегорийная	Не менее 2,1

Суточная производительность рудника по горной массе определяется по формуле

$A_{г.м} = \frac{A}{\gamma_р T_р} + \frac{A_п}{\gamma_п T_р},$	(5.12)

где $A_п$ – количество выдаваемой за год породы, т/год (обычно 10–20 % от производственной мощности рудника); $\gamma_р$ и $\gamma_п$ – плотность соответственно руды и породы, т/м^3;

– для сверхкатегорийных шахт

$Q_г = \frac{q_г A_{гм} К_з}{14{,}4 \quad c_д}$, м^3/мин,	(5.13)

где $q_г$ – коэффициент газообильности рудника на 1 м^3 горной массы; $c_д$ – допустимая концентрация газа по максимальному содержанию окиси углерода ($c_д$ = 0,008 %) в исходящей струе;

Примечание. Для некатегорийных шахт данный расчет не производится.

3. По расходу взрывчатого вещества (ВВ):

$Q_{вв} = \frac{100 J_{вв} M_{вв}}{t_п c_д}$, м^3/мин,	(5.14)

где $J_{ВВ}$ – газовость ВВ, м^3/кг (в пересчете на условную окись углерода составляет 0,04 м^3/кг); $M_{ВВ}$ – масса одновременно взрываемого ВВ, кг; $t_п$ –

продолжительность проветривания после взрыва, мин (обычно не более 30 мин).

В соответствии с ЕПБ [5, § 99] в расчетах должно приниматься максимальное количество одновременно взрываемого ВВ, величина которого равна:

а) всему количеству ВВ, расходуемому в двухчасовом междусменном перерыве с проведением взрывных работ в течение 30 мин в его начале. При этом расходуемое на протяжении смены ВВ (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.) в указанный расход не включается, если оно меньше количества ВВ, взрываемого в указанный перерыв.

Количество ВВ, расходуемое на протяжении смены, определяют по формуле

$M_{\text{вв}} = \frac{A_{\text{см}}}{\gamma_{\text{р}}} q_{\text{I}}$, кг,	(5.15)

где $A_{\text{см}}$ – сменная производительность рудника, т/см; q_{I} – удельный расход ВВ, кг/м^3.

Сменная производительность рудника определяется по формуле

$A_{\text{см}} = \frac{A}{T_{\text{р}} n_{\text{д}}}$, т/см,	(5.16)

где $n_{\text{д}}$ – число добычных смен в сутки.

Удельный расход ВВ принимается в зависимости от крепости руды:

Коэффициент крепости, f	Удельный расход ВВ, кг/м^3
< 4	0,3
4–6	0,5
7–9	0,8
10–14	1,0
15–18	1,4
19–20	1,8;

б) при 6–7-часовой смене, когда максимальным количеством взрываемого ВВ на протяжении смены является расход на вторичное дробление и на проходку выработок, в расчетах следует принимать $^1/_3$ этого ВВ (при условии, что данное количество ВВ больше расходуемого в течение междусменного перерыва). Расчет количества ВВ производится по формуле

$M_{\text{ВВ}} = \frac{1}{3}(A_{\text{см}}\, q_{\text{II}} + A^{\text{в}}_{\text{см}}\, q_{\text{в}})$, кг/см,	(5.17)

где q_{II} – удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т; $A^{\text{в}}_{\text{см}}$ – среднесменный объем горной массы, отбиваемый при проходке выработок, м^3; $q_{\text{в}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м^3.

Удельный расход ВВ на вторичное дробление учитывается при скважинной отбойке и зависит от крепости руды. Величина удельного расхода изменяется в пределах:

Коэффициент крепости, *f*	Удельный расход ВВ, кг/м^3
2–6	0,17
6–8	0,175
8–10	0,18

Среднесменный объем горной массы, отбиваемый при проходке выработок, рассчитывается по формуле

$A^{\text{в}}_{\text{см}} = \frac{(0{,}1 \div 0{,}2)A}{T_{\text{р}}\, n_{\text{см}} \gamma_{\text{п}}}$, м^3/см,	(5.18)

где $q_{\text{в}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м^3 (зависит от крепости руды, типа ВВ, площади забоя).

При площади забоя 10–12 м^2 удельный расход ВВ изменяется в пределах:

Коэффициент крепости, *f*	Удельный расход ВВ, кг/м^3
2–3	0,9
4–6	1,9
10–12	2,5
13–15	3,0
16–18	3,6
19–20	4,1

в) при трех- и четырехчасовом междусменном перерыве и условии, что взрывные работы будут закончены в течение часа после начала перерыва, – все количество ВВ, расходуемое в течение междусменного перерыва. В этом случае время на разжижение ядовитых продуктов взрыва до 0,008 % по объему при пересчете на окись углерода может быть принято равным 60 мин.

4. По пылевыделению при производственной мощности рудника соответственно до 0,9 млн т /год и более:

$Q_{\text{п}} = 90 + 46{,}5\, A$;	(5.19)

$Q_{\text{п}} = 195\ A$, м^3/с,	

где A – производственная мощность рудника, млн т/год.

5. По разбавлению выхлопных газов, выделяемых машинами с двигателями внутреннего сгорания, до санитарных норм:

$Q_{\text{м}} = 6{,}8\ W_{\text{м}}\ N_{\text{м}}$, м^3/мин,	(5.20)

где 6,8 – нормативное количество воздуха на 1 кВт мощности двигателя, м^3/мин; $W_{\text{м}}$ – мощность двигателя, кВт; $N_{\text{м}}$ – число машин с двигателями внутреннего сгорания, шт.

При выборе способа вскрытия, предусматривающего выдачу руды и породы автосамосвалами, их количество $N_{\text{ас}}$ рассчитывается по формуле

$N_{\text{ас}} = \dfrac{A + A_{\text{п}}}{T_{\text{р}}\, n_{\text{см}}\, P_{\text{ас}}}$, шт.,	(5.21)

где $P_{\text{ас}}$ – сменная производительность автосамосвала, т/см.

Сменная производительность автосамосвала рассчитывается по формуле [1]

$P_{\text{ас}} = V_{\text{к}}\, k_{\text{н}}\, k_{\text{г}}\, \dfrac{\gamma}{k_{\text{р}}}\, \dfrac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}}{t_{\text{р}}}$, т/см,	(5.22)

где $V_к$ – вместимость кузова, м^3; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения кузова ($k_{\text{н}}$ = 0,95–1,2); $k_{\text{г}}$ – среднестатистический коэффициент использования грузоподъемности машины ($k_{\text{г}} \approx$ 0,8–0,95); $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления руды; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $T_{\text{п.з}}$ – время на подготовительно-заключительные операции, мин (40–50 мин); $t_{\text{р}}$ – продолжительность рейса, мин.

Продолжительность рейса определяется по формуле

$t_{\text{р}} = t_{\text{н}} + t_{\text{разг}} + t_{\text{ож}} + k_{\text{д}}\,(t_{\text{г}} + t_{\text{п}})$, мин,	(5.23)

где $t_{\text{н}}$ – нормативная продолжительность загрузки автосамосвала, мин; $t_{\text{разг}}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин ($t_{\text{разг}}$ = 1,5–1,8 мин); $t_{\text{ож}}$ – время ожидания у мест погрузки или разгрузки, мин (2–4 мин); $k_{\text{д}}$ – коэффициент неравномерности движения ($k_{\text{д}} \approx$ 1,1); $t_{\text{г}}$ и $t_{\text{п}}$ – время движения соответственно груженой и порожней машины, мин.

Продолжительность загрузки автосамосвала рассчитывается по формуле

$$t_{\text{н}} = \frac{V_{\text{к}}\, k_{\text{н}}}{P_{\text{п}}},$$

где $P_{\text{п}}$ – техническая производительность погрузочной машины или установки, м^3/мин (производительность погрузочной машины типа ПНБ3К $P_{\text{п}}$ = 3 м^3/мин, типа ПНБ3Д2 – 4,5 м^3/мин).

Общее время движения груженой и порожней машины ориентировочно составляет:

$$T_{\text{д}} = \frac{0{,}12\,L_{\text{тр}}}{v_{\text{ср}}}, \text{ мин},$$

где $L_{\text{тр}}$ – длина трассы, м (принимается максимальной – до наиболее отдаленного пункта погрузки); $v_{\text{ср}}$ – средняя скорость движения автосамосвала, км/ч (10–12 км/ч).

Длина наклонного автосъезда $L_{\text{ас}}$ определяется по формуле

$$L_{\text{ас}} = L_{\text{н}} + n_{\text{п}}\, l_{\text{п}}, \text{ м},$$

где $L_{\text{н}}$ – длина наклонного участка автосъезда, м; $n_{\text{п}}$ – количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного съезда, которые планируют закладывать через каждые 600 м [8, п. 5.49.2], шт.; $l_{\text{п}}$ – длина горизонтального участка или поворота автосъезда, м.

Длина наклонного участка автосъезда определяется по формуле

$$L_{\text{н}} = \frac{H_{\text{ас}}}{\sin\alpha},$$

где $H_{\text{ас}}$ – перепад между верхней и нижней высотными отметками автосъезда, м; α – угол наклона автосъезда (около 6° у автосъездов для подъема руды и породы и 10–12° – в остальных случаях).

Количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного съезда рассчитывается по формуле

$$n_{\text{п}} = \frac{L_{\text{н}}}{600} - 1\,.$$

Для определения скорости движения воздуха по выработкам принимается наибольшее из рассчитанных значений его расхода.

Количество воздуха, проходящее через конкретную выработку, определяется на основании схемы проветривания рудника. Данная схема учитывает, что в одновременной работе находится несколько этажей, на каждый из которых подается определенная часть общего расхода воздуха.

При выборе схемы вскрытия месторождения скорость движения воздуха по воздухоподающим и воздуховыдающим вскрывающим выработкам, главным и вентиляционным квершлагам, а также по главным отка-

точным штрекам сопоставляется с допустимой скоростью в этих выработках в соответствии с требованиями ЕПБ [5,6].

Расчет скорости движения воздуха производится по формуле

$v = \frac{Q_{в}}{60\,S_{вент}}$, м/с ,	(5.24)

где $Q_{в}$ – количество воздуха, проходящего через выработку, м^3/мин; $S_{вент}$ – вентиляционное сечение выработки, м^2 (у стволов с ходовыми отделениями оно составляет около 80 % от сечения в свету, для остальных выработок оно определяется по их сечению в свету за вычетом доли площади сечения, занимаемой балластом, дорожным покрытием, тротуарами и т. п.).

В случае если рассчитанная скорость будет больше предельно допустимой в соответствии с [5,6], сечение выработки должно быть увеличено до необходимых размеров.

5.5. РАСЧЕТ КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ НА СТРОИТЕЛЬСТВО РУДНИКА

Капитальные затраты на вскрытие месторождения складываются из следующих видов затрат:

1) на проведение всех подземных выработок;

2) на приобретение основного оборудования для работы рудника в установленных проектом параметрах.

3) на строительство зданий и сооружений поверхностного комплекса.

Затраты на проведение горно-капитальных выработок рассчитываются по укрупненным стоимостным показателям (см. приложение 1) для конкретной схемы вскрытия месторождения, в соответствии с которой определяются сечение, длина и объем каждой выработки. При этом учитываются все выработки и камеры горно-капитальных работ, предусмотренные Нормами технологического проектирования [7, 8] и другими нормативными документами.

Расчет затрат на проведение подземных выработок рекомендуется выполнять в форме табл. 5.8.

Таблица 5.8

Затраты на проведение горных выработок

Название выработки	**Число выработок**	**Площадь сечения выработки, м^2**	**Длина выработки, м**	**Объем выработки, м^3**	**Общий объем выработок, м^3**	**Себестоимость проходки, руб./м^3**	**Стоимость проходки выработки, тыс. руб.**
Главный ствол Вспомогательный ствол Вентиляционный ствол Главный квершлаг Вентиляционный квершлаг Главный штрек Околоствольный двор у главного ствола Околоствольный двор у вентиляционного ствола Капитальный рудоспуск Камера опрокидывателя Бункер Камера дробления Подземная электроподстанция							

Основными факторами, влияющими на формирование объемов выработок околоствольных дворов, являются их тип, способ подъема руды и производительность рудника (см. приложения 2, 3).

Ориентировочно объемы всех выработок околоствольных дворов можно рассчитать по формулам:

– для главных вертикальных стволов – по формуле

$$V_{о.д} = 2\sqrt[3]{A^2} + 0{,}001A, \qquad (5.25)$$

– для наклонных конвейерных стволов – по формуле

$$V_{о.д} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200}, \qquad (5.26)$$

где A – производственная мощность рудника, т/год;

– для вентиляционных стволов – по формуле

$V_{\text{о. д}} = (100–200)\, A_{\text{эт}},$	(5.27)

где $A_{\text{эт}}$ – годовая производительность этажа, млн т.

Затраты на приобретение основного оборудования рудника включают стоимость клетьевых и скиповых подъемов, конвейерных стволов, автосамосвалов, главных вентиляторных и водоотливных установок, подземных дробилок, оборудования для компрессорных станций и т. д.

К *зданиям и сооружениям поверхностного комплекса* (их возведение называется горно-строительными работами) относятся копры, надшахтные здания, здания подъемных машин, погрузочные бункера, эстакады, здание административно-бытового комбината и т. п. Ориентировочно затраты на горно-строительные работы составляют 20–30 % от затрат на горно-капитальные работы. Некоторые стоимостные данные (в ценах 1980 г.) приведены в приложениях 4–7.

Общие капитальные затраты для каждого варианта (а при необходимости и для каждого этапа $К_i$) вскрытия рекомендуется определять в соответствии с табл. 5.9.

Таблица 5.9

Капитальные затраты по одному из вариантов вскрытия месторождения

Статьи и виды затрат	Количество единиц, шт.	Стоимость единицы, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.
Этап I			
I. Горнопроходческие работы			
II. Цена основного оборудования			
1. Клетьевой подъем			
2. Скиповой подъем			
3. Дробилка			
4. Вентилятор главного проветривания			
5. Насосная установка			
6. Опрокидыватель			
III. Цена зданий и сооружений			
1. Копры			
2. Надшахтные здания			
3. Здания подъемных машин			
4. Административно-бытовой комбинат			
Всего по этапу I			

Этап II *Всего по этапу II* ***Всего по варианту I***			

5.6. РАСЧЕТ ПРИВЕДЕННЫХ ЗАТРАТ И ВЫБОР ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ

Выбор варианта вскрытия, основанный только на минимуме капитальных затрат, не всегда целесообразен. Это объясняется тем, что от схемы и способа вскрытия в значительной мере зависят годовые общешахтные расходы рудника на подземный транспорт и подъем горной массы, поддержание выработок, вентиляцию, водоотлив и т. д. Иногда капитальные затраты по одному варианту меньше, чем по другому, но общешахтные расходы при этом выше. В этом случае выбор варианта производится по минимуму приведенных затрат (см. формулу 5.1).

Эксплуатационные расходы ориентировочно можно принимать по данным приложения 8.

Стоимость перевозки руды или породы автосамосвалом $c_{ас}$ можно рассчитать по формуле

$$c_{ас} = \frac{C_{ас}}{P_{ас}}, \text{ руб./т,} \qquad (5.28)$$

где $C_{ас}$ – стоимость одной машино-смены автосамосвала, руб. (в ценах 1980 г. ориентировочно 150 руб.); $P_{ас}$ – сменная производительность автосамосвала, т/см.

Эксплуатационные расходы на вентиляцию (а также на водоотлив) можно ориентировочно рассчитать, условно приняв, что они состоят только из стоимости электроэнергии:

$$Э_{вент} = c_{кВт}\, 365 \cdot 24\, W_{вент}, \text{ руб.,} \qquad (5.29)$$

где $c_{кВт}$ – стоимость киловатт-часа (в ценах 1980 г. – 0,02 руб.); 365 – число календарных дней в году; 24 – продолжительность суток, ч; $W_{вент}$ – мощность электродвигателя вентилятора, кВт/ч.

Расчет эксплуатационных расходов по каждому варианту вскрытия рекомендуется производить в форме табл. 5.10.

Таблица 5.10

Эксплуатационные расходы для рассматриваемого варианта

Виды расходов	Единица измерения	Коли-чество единиц	Стоимость единицы, руб.	Общие расходы за год, тыс. руб.
Поддержание выработок:				
вертикального ствола	м			
наклонного ствола	м			
квершлага	м			
главного штрека	м			
и т. д.	м			
Доставка руды	т·км			
Подъем руды	т·м			
Подземное дробление руды	т			
Расход электроэнергии:	кВт			
- водоотлив				
- вентиляция				
Итого				

Дисконтирование капитальных затрат производится в том случае, если предусматриваются две или более очередей вскрытия. Затраты второй и последующих очередей $К_{дп}$ дисконтируются по формуле:

$$К_{дп} = \frac{К_{n}}{(1+E_{д})^{t_{п}}}, \quad (5.30)$$

где K_n – капитальные затраты n-го этапа ввода месторождения в эксплуатацию, руб.; $E_д$ – коэффициент дисконтирования ($E_д$ = 0,08); $t_п$ – продолжительность отработки предыдущих очередей месторождения, лет.

Продолжительность отработки одной из очередей месторождения определяется по формуле

$$t_{п} = \frac{Б_{п-1}}{A}\left(\frac{1-П}{1-Р}\right), \quad (5.31)$$

где $Б_{п-1}$ – вскрытые балансовые запасы одной из очередей месторождения, т; A – производственная мощность рудника, т/год; П и Р – соответственно коэффициенты потерь и разубоживания руды.

Общие капитальные затраты по варианту, в котором вскрытие месторождения производится в несколько этапов, определяются суммированием

рассчитанных капитальных затрат первого этапа с дисконтированными капитальными затратами второго и последующих этапов вскрытия:

$К_{дI} = К_1 + К_{д2} + К_{д3} + ¨ + К_{дi}.$	(5.32)

Если вскрытие месторождения осуществляется в один этап, то дисконтирование капитальных затрат не производится.

После выполнения расчетов принимается вариант с меньшими приведенными затратами. Если величины приведенных затрат вариантов вскрытия различаются в пределах 10 % , то варианты считаются экономически равноценными и выбор варианта осуществляется по другим критериям (например, по технической целесообразности или по меньшему сроку строительства).

5.7. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН СТРОИТЕЛЬСТВА РУДНИКА

Для определения продолжительности строительства рудника разрабатывается календарный план проведения подземных выработок на основе нормативных скоростей проходки (см. приложения 9–11 и табл. 5.11). В нем указываются выработки и порядок их проходки при строительстве рудника (см. приложение 12).

При этом учитывается, что:

– минимальная продолжительность строительства рудника достигается максимальным числом забоев, находящимся в одновременной работе;

– число забоев в период строительства рудника должно быть одним и тем же (допускается увеличение числа забоев в начале строительства и сокращение – в конце);

– проведение новой выработки возможно только из уже пройденной;

– до ввода рудника в эксплуатацию проходятся только выработки, обеспечивающие выполнение заданной производственной мощности.

ГЛАВА 6. ПОДГОТОВКА БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ К ОЧИСТНОЙ ВЫЕМКЕ

6.1. КЛАССИФИКАЦИЯ ВЫРАБОТОК ЭТАПА ПОДГОТОВКИ

Подготовка рудных месторождений к очистной выемке включает проведение подготовительно-нарезных выработок.

К подготовительным выработкам относят откаточные штреки и орты, блоковые восстающие [1].

На подготовленных добычных участках или блоках проходят выработки, необходимые для извлечения руды. Они называются *нарезными*, а их проведение – *нарезными работами*. После завершения нарезных работ блок считается подготовленным к очистной выемке.

Нарезные выработки по назначению делятся на:

– *буровые* (буровые штреки, орты, восстающие, камеры и заходки);

– *выпускные* (воронки, траншеи, дучки, погрузочные заезды и т. д.);

– *доставочные* (рудоспуски, скреперные штреки или орты, ниши для питателей, конвейерные выработки и т. д.);

– *подсечные* и *отрезные* (отрезные восстающие и щели, подсечные штреки и орты, подсечки и т. д.);

– *вентиляционные* (вентиляционные штреки, орты, восстающие, сбойки и т. д.);

– *соединительные* (ходки, материально-ходовые выработки и т. д.);

– *выработки для управления горным давлением* (используются при производстве закладочных работ и обрушении вмещающих пород и руды).

Число и расположение нарезных выработок в пространстве зависит от системы разработки.

6.2. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Вскрытую часть месторождения разбивают горно-подготовительными выработками на отдельные выемочные участки или добычные блоки. Проведение этих выработок называется *горно-подготовительными работами*. В зависимости от угла падения рудной залежи различают следующие способы подготовки месторождений: панельный, этажный и комбинированный.

Панельный способ (рис. 6.1) применяется при пологом залегании месторождения. Шахтное поле делится откаточными штреками (главными и панельными) на панели шириной 60–200 м и длиной до нескольких сотен метров (эти параметры зависят от размеров месторождения, применяемой

[1] На практике к подготовительным выработкам относят также часть нарезных выработок, которые необходимы на протяжении всего периода отработки блока или участка, т. е. не погашаются во время очистной выемки

системы разработки и механизации основных технологических процессов очистной выемки).

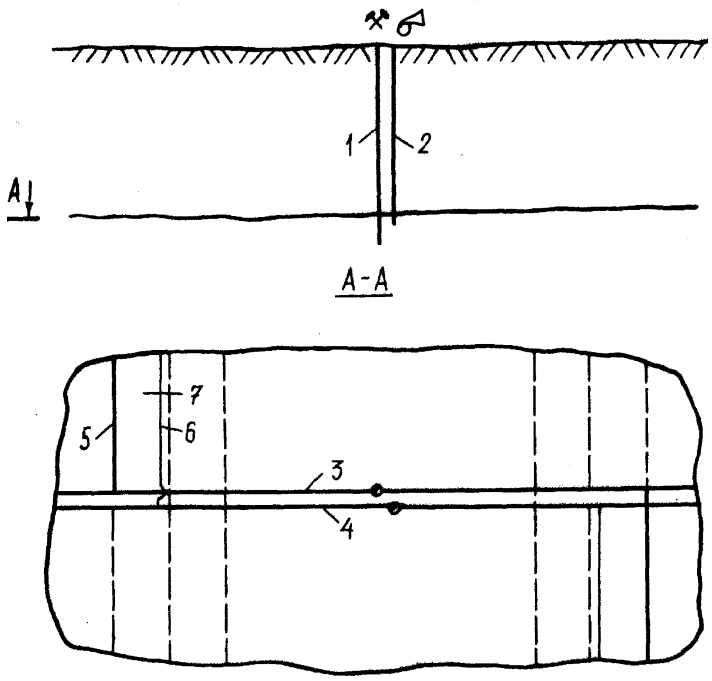

Рис. 6.1. Панельный способ подготовки:
1 – главный ствол;
2 – вентиляционный ствол;
3 – главный штрек;
4 – вентиляционный штрек;
5 – панельный штрек;
6 – панельный вентиляционный штрек;
7 – панель

Этажный способ (рис. 6.2) применяется при разработке крутопадающих и наклонных месторождений. Деление этажа на добычные блоки осуществляется блоковыми восстающими, а при разработке мощных месторождений – блоковыми восстающими и откаточными ортами.

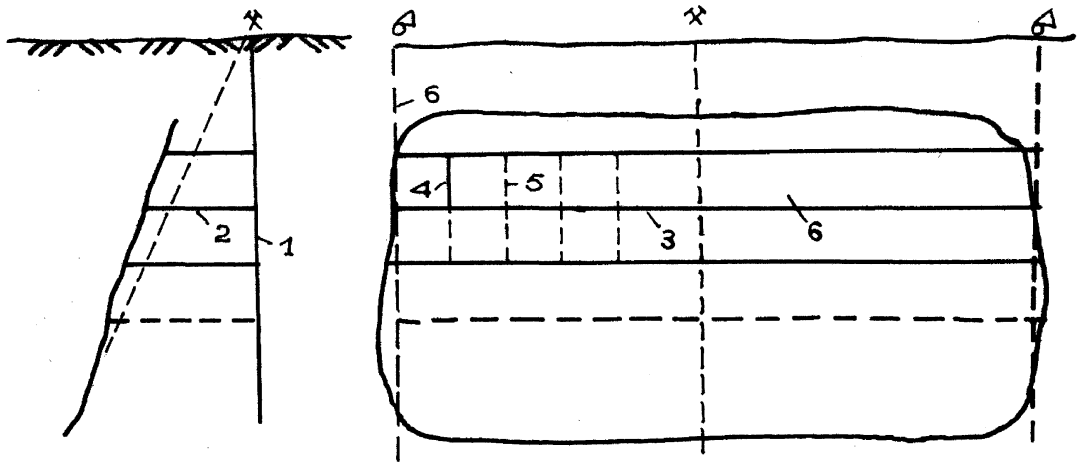

Рис. 6.2. Этажный способ подготовки: 1 – главный ствол; 2 – квершлаг; 3 – откаточный штрек; 4 – блоковый восстающий; 5 – добычной блок; 6 – этаж

Комбинированный способ предполагает, что месторождение по высоте делится на этажи, а этаж – на панели. Он применяется при разработке наклонных месторождений.

По расположению подготовительных выработок относительно рудного тела подготовка месторождений может быть рудной, полевой и смешанной.

При *рудной* подготовке все подготовительные выработки проходятся по рудному телу. Данный вид подготовки является основным при разработке пологопадающих залежей и применении самосвалов или конвейеров для транспорта руды. Преимущество рудной подготовки – возможность доразведки месторождения при отработке крутопадающих жил и попутной добычи руды, что частично компенсирует затраты на проведение подготовительных выработок.

При *полевой* подготовке все подготовительные выработки проходятся вне рудного тела. Она широко применяется при электровозной откатке добытой руды, поскольку позволяет выдерживать величину уклона рельсовых путей при сложной гипсометрии почвы рудной залежи. Применение полевой подготовки при разработке крутопадающих жил позволяет исключить потери руды в междуэтажных целиках.

Смешанная подготовка предполагает, что одна часть подготовительных выработок проходится по рудному телу, а другая – по породам. Смешанная подготовка является основной при разработке мощных крутопадающих месторождений, а также используется при разработке пологопадающих месторождений с транспортными горизонтами, расположенными в подстилающих породах.

В зависимости от типа подготовительных выработок, при помощи которых производится деление балансовых запасов этажа на добычные блоки, различают штрековую и ортовую подготовку.

При *штрековой* подготовке деление этажа на блоки производится только откаточными штреками и восстающими (рис. 6.2). Штрековая подготовка применяется при разработке крутопадающих рудных тел небольшой мощности.

Ортовая подготовка – это деление этажа на блоки откаточными штреками, ортами и восстающими. Ортовая подготовка применяется при большой мощности рудного тела (рис. 6.3).

По схеме движения транспорта различают тупиковую, кольцевую и комбинированную подготовку.

Тупиковая подготовка применяется при небольшой производительности этажей, которая достигается работой одного или двух составов вагонеток на горизонте.

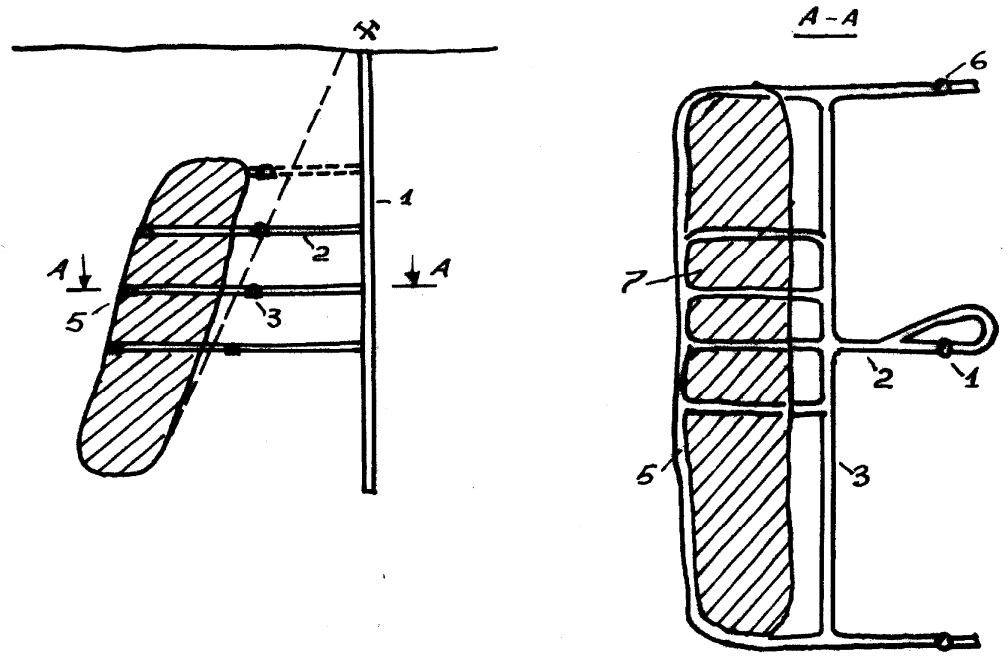

Рис. 6.3. Ортовая подготовка мощного крутопадающего месторождения: 1 – главный ствол; 2 – квершлаг; 3 – главный (полевой) штрек; 4 – откаточный орт; 5 – откаточный штрек; 6 – вентиляционный ствол; 7 – добычной блок

Кольцевая подготовка применяется при большой производительности горизонтов.

Комбинированная подготовка применяется редко, только при высоком горном давлении. В этом случае проходят тупиковые орты, а для организации кольцевой откатки в породах лежачего бока закладывают два откаточных штрека.

6.3. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ БУРОВЫХ ВЫРАБОТОК

Буровые выработки необходимы при скважинной отбойке руды (рис. 6.4). Из них осуществляется бурение и заряжание взрывных скважин взрывчатым веществом, монтаж взрывной сети.

Основными буровыми выработками на подземных рудниках являются буровые штреки и буровые орты, что обусловлено широким применением веерного расположения скважин (рис. 6.4 а, б).

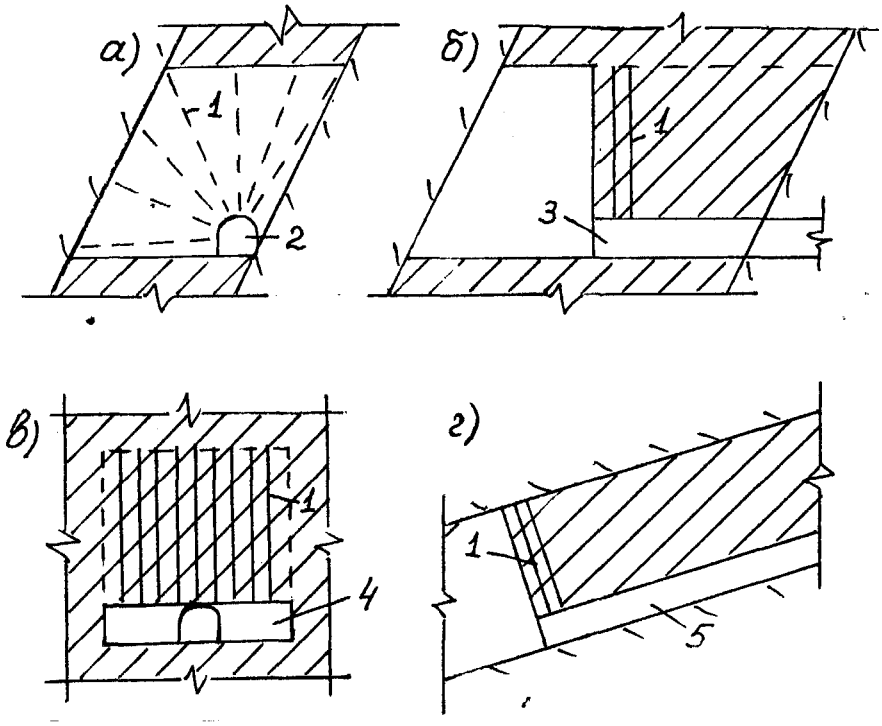

Рис. 6.4. Схемы бурения взрывных скважин: а – из бурового штрека; б – из бурового орта; в – из буровых заходок; г – из бурового восстающего (1 – взрывные скважины; 2 – буровой штрек; 3 – буровой орт; 4 – буровая заходка; 5 – буровой восстающий)

Размеры сечений буровых штреков и ортов принимаются с учетом габаритов буровых станков или минимальной площади сечения, которая указывается в технической характеристике бурового станка (например, при бурении скважин колонковыми перфораторами размеры сечения должны составлять не менее 2×2 м, а при бурении буровыми станками НКР-100 – 3×3 м). Кроме того, учитываются габариты оборудования, используемого при проведении этих выработок.

Для проходки горизонтальных буровых выработок используют как переносное, так и самоходное буровое оборудование. В этом случае уборка отбитой горной массы производится скреперными установками или погрузочно-доставочными машинами.

При отбойке руды параллельными или параллельно-сближенными скважинами из горизонтальных буровых выработок проходят буровые заходки (рис. 6.4, в).

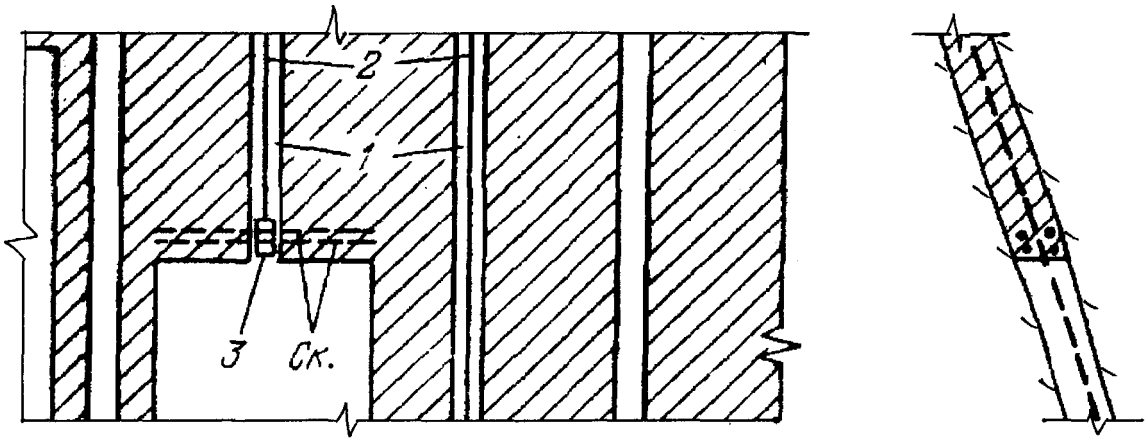

Рис. 6.5. Бурение скважин комплексом КОВ-25: 1 – буровые восстающие; 2 – монорельсы; 3 – комплекс КОВ-25

Для выемки наклонных рудных залежей по восстанию бурение взрывных скважин производится из буровых восстающих (рис. 6.4, г).

В случае крутого падения маломощных рудных тел их разбуривание производится с использованием комплекса КОВ-25, который перемещается по восстающему (рис. 6.5).

При отбойке рудных тел на горизонтальное компенсационное пространство, бурение скважин производится из буровых камер, которые проходят из буровых восстающих через 4–6 м (рис. 6.6).

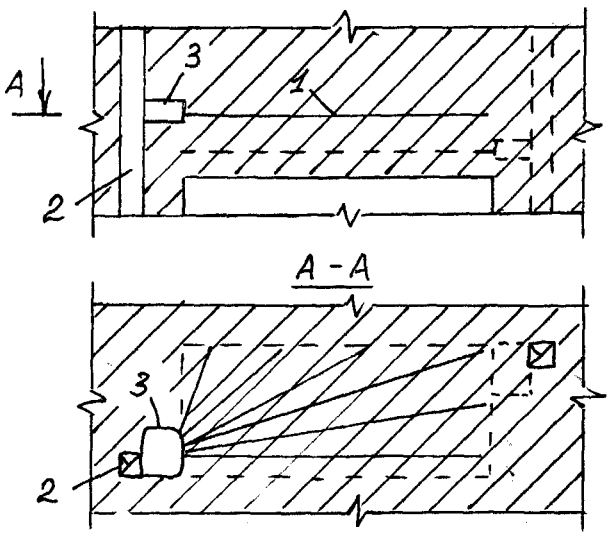

Рис. 6.6. Схема бурения скважин из буровых камер: 1 – скважины; 2 – восстающий; 3 – буровая камера

В настоящее время такая технология отбойки применяется редко: только для обрушения потолочин камер или принудительного обрушения покрывающих пород. Это обусловлено сложностью перемещения бурового оборудования по вертикали, а также пониженной устойчивостью горизонтальных обнажений по сравнению с вертикальными.

6.4. СПОСОБЫ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

К вертикальным и наклонным нарезным выработкам относятся восстающие различного назначения (вентиляционные, ходовые, буровые, отрезные, закладочные) и рудоспуски (или породоспуски).

В зависимости от назначения восстающие проходят на одно, два или три отделения. Форма поперечного сечения восстающих может быть прямоугольной и круглой. Площадь их поперечного сечения составляет 2–8 м^2. В крепких породах в восстающих устанавливают распорную крепь, а в породах слабой и средней крепости – сплошную венцовую. Отрезные восстающие и рудоспуски, как правило, не крепят. Восстающие и рудоспуски располагают сбоку выработки, из которой их проходят. Рудоспуски проходят под углом не менее 60º. Их размер в поперечном сечении должен быть не менее четырехкратного размера наибольших пропускаемых по ним кусков руды или породы.

Существует несколько способов проходки восстающих.

Буровзрывной способ с применением рабочих полков (рис. 6.7) из-за низкой эффективности в настоящее время применяют преимущественно при коротких (до 25–30 м) восстающих. Проходческий цикл при этом включает следующие операции: осмотр и оборку забоя, возведение крепи, сооружение рабочего и отбойного полков, бурение шпуров, разборку рабочего полка, взрывание шпуров и проветривание забоя. Скорость проходки восстающих составляет 40–80 м /мес.

Недостатками данного способа проходки являются:

– опасные условия оборки забоя после взрывных работ;

– большая трудоемкость работ по возведению крепи, сооружению отбойных и рабочих полков, установке лестниц;

– вероятность повреждения крепи при взрывных работах и ее ремонта;

– значительные затраты времени на доставку материалов, инструмента и передвижение людей по восстающему;

– сложность проветривания выработки.

Перечисленные недостатки отсутствуют при проходке восстающих комплексами КПВ и КПН. Такой способ применяется при проходке восстающих без крепления по устойчивым породам на полную высоту этажа.

Площадь поперечного сечения восстающих более 3 м^2, угол наклона 15–90°.

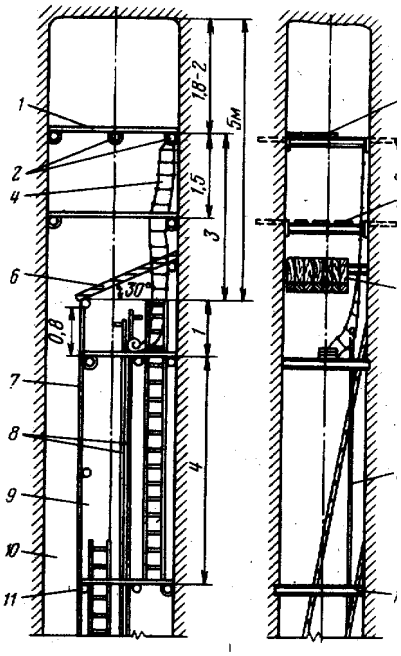

Рис. 6.7. Схема проходки восстающего с двумя отделениями:
1 – рабочий полок;
2 – металлические крючья;
3 – шпуры для крючьев;
4 – подвесная канатная лестница;
5 – предохранительный полок;
6 – отбойный полок;
7 – отшивка; 8 – трубопроводы;
9 – ходовое отделение;
10 – рудоспускное отделение;
11 – распорная крепь

Комплекс типа КПВ включает полок, представляющий собой самоходную платформу с кабиной, передвигающуюся по монорельсу при помощи механизма с цевочным зацеплением (рис. 6.8). Монорельс состоит из секций длиной по 1,5 м, которые крепят к висячему боку анкерной крепью. В каждой секции монорельса проложены три трубы, по двум из которых подают сжатый воздух и воду для перфоратора, а третья используется в качестве переговорного устройства. Полок оборудован автоматическим ловителем, тормозом и другими предохранительными устройствами.

На высоту 4–6 м восстающий проходят обычным способом. Монтаж

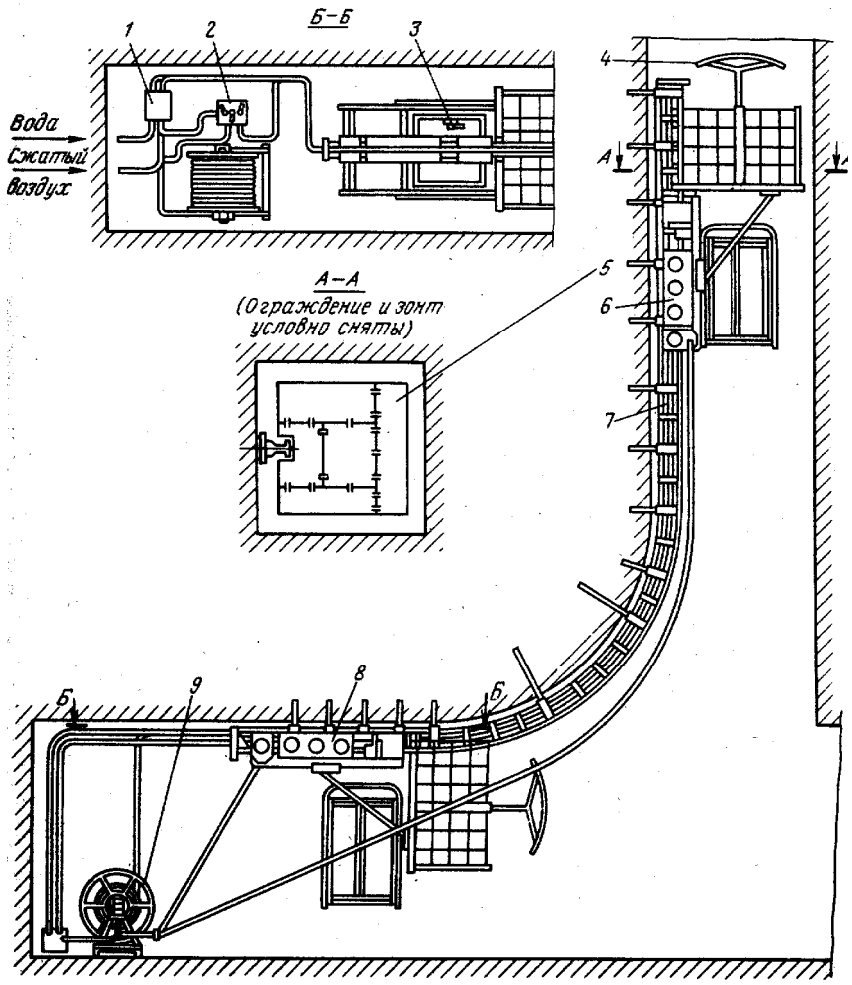

Рис. 6.8. Комплекс для проходки восстающих типа КПВ:
1 – блок питания; 2 – блок для отбора проб воздуха;
3 – блок управления комплексом с полка; 4 – предохранительный зонт; 5 – платформа; 6 – самоходный полок; 7 – монорельс;
8 – самоходный полок в камере; 9 – шланговая лебедка

комплекса осуществляют в горизонтальной нише, длина и высота которой равны соответственно 4 и 3 м.

Поднявшись на полке в забой, проходчики обуривают его и заряжают шпуры. На время взрыва полок опускается и отводится в нишу. После взрывания шпуров дистанционно включается туманообразователь, вмонтированный в оголовок монорельса, для ускорения проветривания забоя и подавления пыли.

Каждый цикл проходческих работ включает вывод полка из ниши и подъем его к забою, осмотр забоя и оборку кровли, бурение шпуров под анкерную крепь и установку секции монорельса, раскрепление полка в рабочем положении в забое, обуривание забоя двумя перфораторами, уборку инструмента, подъем взрывника к забою, заряжание шпуров и монтаж взрывной сети, спуск полка и отвод его в нишу, взрывание шпуров и проветривание забоя.

Уборка горной массы, отбитой в восстающем, производится скреперными установками, погрузочной машиной и обычно совмещается с бурением.

Для проведения восстающих с углом наклона 35–47º на рудниках цветной металлургии применяется комплекс КПН-1М в виде самоходного полка с установленными на нем бурильными машинами на манипуляторах.

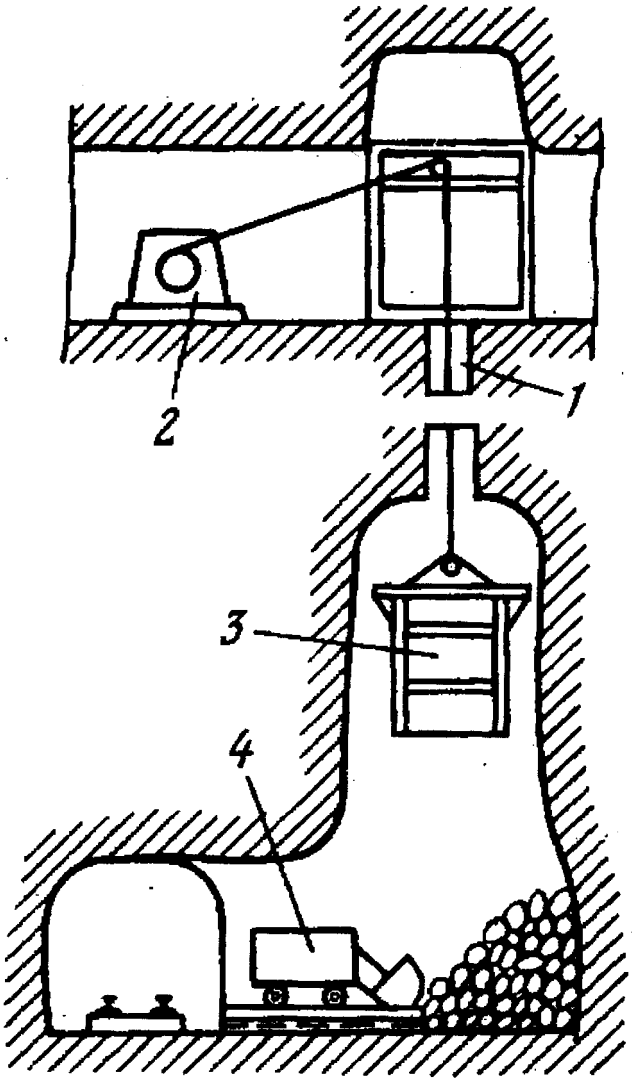

Рис. 6.9. Проходка восстающих с помощью подвесных клетей:
1 – скважина для каната; 2 – подъемная лебедка;
3 – подвесная клеть; 4 – погрузочная машина

Проходка восстающих с помощью подвесных клетей применяется в крепких устойчивых породах (рис. 6.9). Для этого вдоль оси будущего восстающего сначала пробуривают скважину диаметром 100–150 мм, через которую пропускают канат, на который подвешивают клеть. Канат закрепляют на барабане тихоходной лебедки, установленной на верхнем горизонте. Бурение шпуров и их заряжание производят с крыши клети, которая служит рабочим полком. Перед взрывными работами клеть опускают, отцепляют канат, клеть убирают в камеру, а канат поднимают через скважину наверх. После взрывания шпуров и проветривания забоя канат с закрепленной на его конце стальной болванкой опускают к месту укрытия клети,

подсоединяют ее к канату и начинают новый цикл проходческих работ [12].

Способ проходки восстающих секционным взрыванием глубоких скважин исключает необходимость пребывания людей в забое. Все работы по бурению, заряжанию и взрыванию скважин осуществляются из прилегающих к восстающему горизонтальных выработок (рис. 6.10). Для проходки восстающего этим способом на всю его длину из верхней выработки бурят несколько (5–7) скважин диаметром 100–110 мм. Расстояние между скважинами составляет 0,5–0,9 м. Восстающий формируют в результате последовательного взрывания зарядов ВВ, помещаемых в нижней части скважин на расстоянии 2–6 м. Нижнюю часть перед заряжанием скважин перекрывают деревянными составными коническими пробками, опускаемыми в скважину на шпагате или на проволоке. Заряды ВВ взрывают при помощи детонирующего шнура или электрическим способом. Этот способ применяется для проходки отрезных, вентиляционных и рудоспускных восстающих, не требующих их крепления.

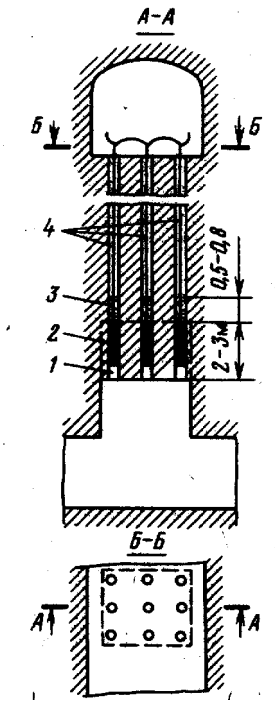

Рис. 6.10. Схема расположения скважин и конструкция заряда при проходке восстающих секционным взрыванием глубоких скважин:
1 – пробка; 2 – заряд ВВ;
3 – забойка термин;
4 – электровзрывная сеть

Способ проходки восстающих бурением обеспечивает безопасность работ при невысоких затратах как на проходку, так и на крепление выработок и позволяет почти полностью механизировать работы по проходке выработки (рис. 6.11). Наиболее широкое распространение для проходки восстающих бурением получили комбайны типа КВ, технические характеристики которых представлены ниже.

Комбайн……....	1КВ	2КВ
Диаметр буримой выработки, мм… ..	1500	1500
Глубина (высота) бурения, м……	До 93	До 100
Угол наклона выработки к горизонту,		

град	75–105	60–120
Диаметр передовой скважины, мм….	320	270
Установленная мощность термин, кВт……	132	132
Частота вращения бурового инструмента, с$^{-}$	0,08–0,43	0,98
Расход воздуха, м^3/мин…….	20	22
Расход воды, м^3/ч……...	1,8	2,4
Масса, т……	59,5	56

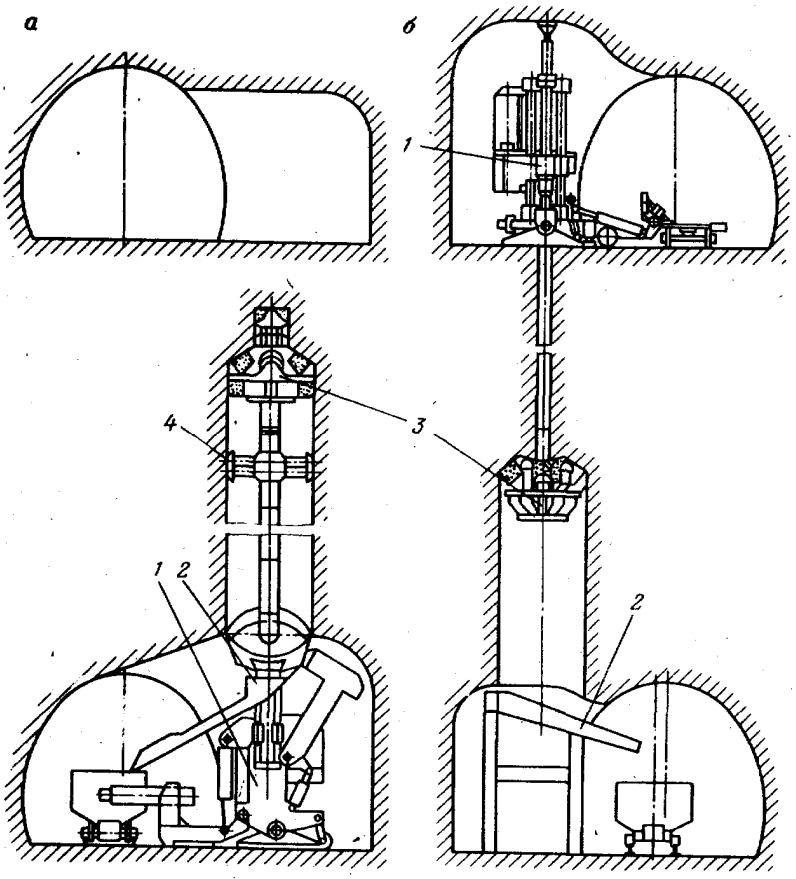

Рис. 6.11. Схемы проходки восстающих бурением:
1 – буровой станок; 2 – шламоулавливающее устройство;
3 – рабочий инструмент; 4 – опорный фонарь

Комбайн спускают в шахту по частям и монтируют в камере длиной 3,5 м, шириной 2,5 м и высотой 4 м на двух швеллерах, уложенных на бетонную подушку. Камеры могут сооружаться как на нижнем, так и на верхнем горизонте.

При бурении снизу вверх (рис. 6.11, а) бурится передовая скважина диаметром 320 мм, после чего вместо долота устанавливают разбуриватель, расширяющий скважину снизу вверх на всю высоту восстающего.

При установке комбайна на верхнем горизонте (рис. 6.11, б) сверху вниз бурится передовая скважина диаметром 270 мм. После выхода бурового инструмента на нижний горизонт к нему крепится разбуриватель, который расширяет скважину снизу вверх на всю высоту.

Процессом бурения управляют со специального пульта; все операции по наращиванию и демонтажу бурового става механизированы [11].

6.5. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВЫПУСКНЫХ ВЫРАБОТОК

К выпускным выработкам относятся воронки и траншеи (рис. 6.12). Диаметр верхнего основания воронки обычно составляет 5–10 м. Выпускная часть воронки заканчивается дучкой шириной 1,5–2,5 м.

Технология формирования воронки включает проходку на первом этапе горизонтальной и вертикальной частей дучки до горизонта подсечки.

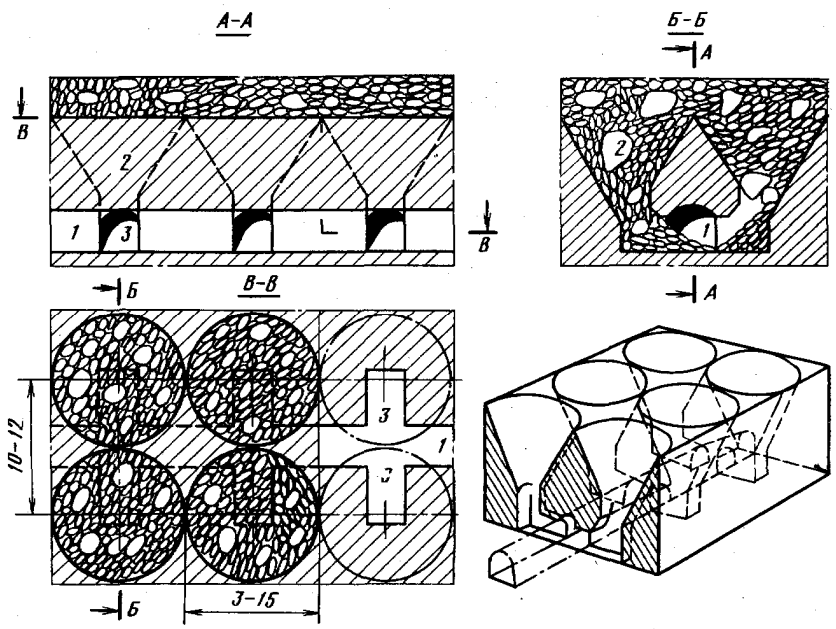

Рис. 6.13. Выпускные воронки:
1 – доставочные выработки; 2 – воронки; 3 – дучка

Диаметр или ширина дучки около 2 м. Иногда вместо горизонтальной части проходится наклонная выработка под углом около 45°. Это связано с тем, что при выпуске руды в зоне сопряжения вертикальной и горизонтальной частей дучек образуется "мертвая" (неподвижная) зона отбитой руды. Для исключения такого явления использование наклонной поверхности является наиболее предпочтительным.

Проходка дучек осуществляется мелкошпуровой отбойкой в несколько этапов снизу вверх с сооружением и разборкой на каждом этапе полков для бурения и заряжания шпуров.

После проходки дучки формируют воронку необходимых размеров. Это можно выполнить в несколько этапов мелкошпуровым способом или бурением вокруг дучки штанговых скважин и взрыванием в них зарядов ВВ за один прием.

Важным коструктивным элементом воронки является лобовина (сопряжение воронки со скреперной выработкой).

В соответствии с ЕПБ при выпуске руды из воронки проход для людей между навалом руды и стенкой скреперной выработки должен составлять по ширине не менее 0,7 м, а по высоте – не менее $^{2}/_{3}$ от высоты скреперной выработки [5,6].

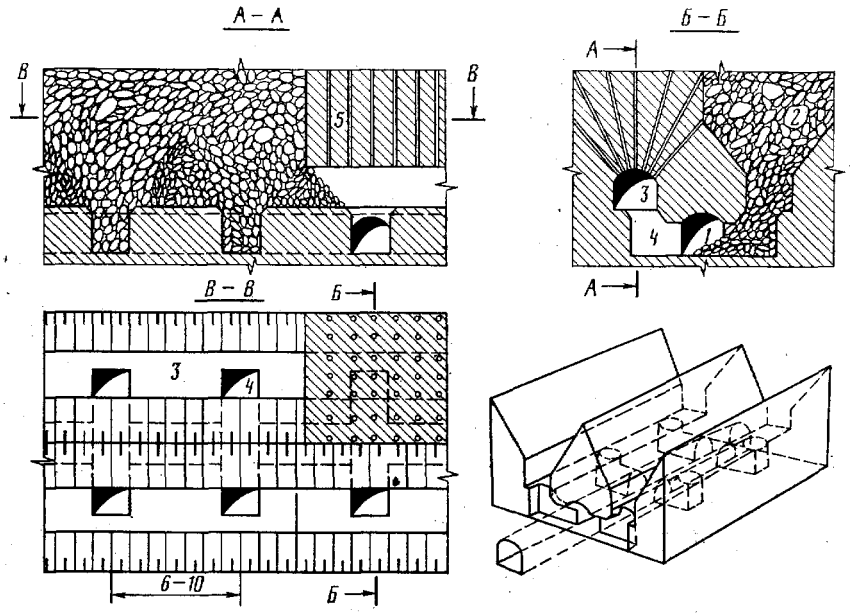

Рис. 6.13. Выпускные траншеи:1 – доставочная выработка;
2 – траншея; 3 – траншейный штрек (орт); 4 – дучка; 5 – скважины

При формировании траншеи производят бурение и заряжание скважин из траншейного штрека или орта (рис. 6.13). После последовательного взрывания зарядов в скважинах, которые имеют веерное расположение, происходит сопряжение траншеи с этими выработками.

Для бурения обычно используются самоходные буровые станки. Ширина траншей на уровне подсечки может составлять 15 м и более. Возмо-

жен выпуск руды из траншей с применением скреперной доставки. В этом случае скреперную выработку проходят на 3–4 м ниже почвы траншеи, и ее сопряжение с траншеей формируют аналогично сопряжению воронки с такой же выработкой.

При доставке руды самоходным оборудованием доставочную выработку проходят на уровне почвы траншеи, которую соединяют погрузочными заездами (рис. 6.14). Их проходят через каждые 10–20 м под углом к оси доставочной выработки.

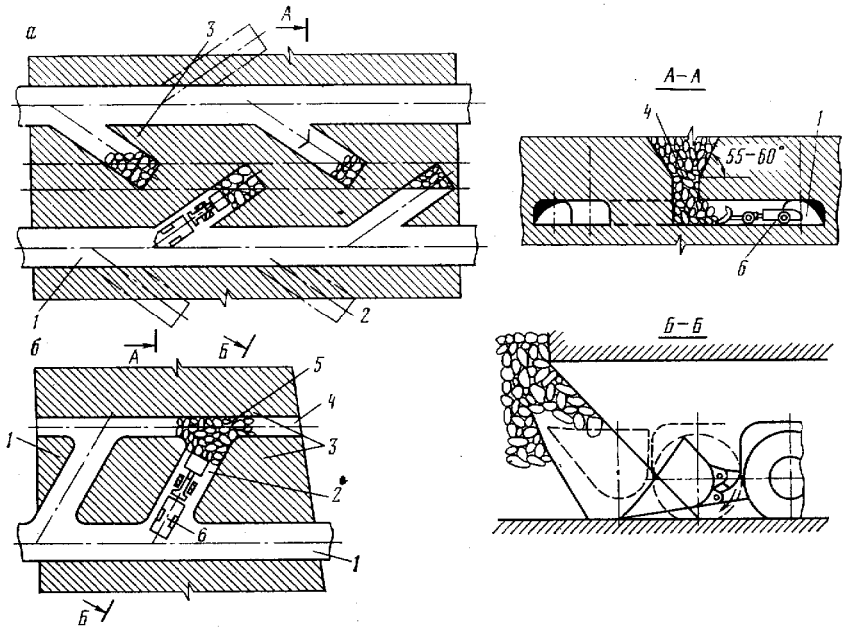

Рис. 6.14. Схемы днищ блоков с односторонним (а)
и двусторонним (б) расположением погрузочных заездов для ПДМ:
1 – доставочная выработка; 2 – погрузочный заезд;
3 – целик; 4 – выпускная траншея; 5 – рабочая зона машины;
6 – погрузочно-доставочная машина

При скреперной доставке днище блока с воронками более устойчиво, чем днище блока с траншеями. Это обусловлено соответствующим соотношением долей ненарушенного массива в каждом из данных вариантов.

6.6. СПОСОБЫ ФОРМИРОВАНИЯ ПОДСЕЧКИ И ОТРЕЗНЫХ ЩЕЛЕЙ

Для того чтобы в добычном блоке или участке месторождения можно было начать очистную выемку, необходимо создать свободное пространство шириной 2–3 м по всему фронту отбойки, на которое будет отбиваться руда. Такое пространство называется *подсечкой.*

При разработке мощных рудных месторождений со скважинной отбойкой формируют подсечные камеры. Для этого сначала проходят *отрезные щели*. Их ориентируют в основном поперек камер. Ширина щелей составляет 4–12 м. Длина отрезной щели равна ширине камеры.

Подсечные камеры формируют над выпускными выработками. В зависимости от технологии отбойки основных запасов блока подсечные камеры могут быть низкими – высотой 4–5 м или высокими – высотой 10–15 м. В первом случае образование подсечки производится одновременно с образованием воронок или траншей путем отбойки дополнительного объема массива над ними. Во втором случае подсечная камера образуется при помощи скважин.

На рис. 6.15 представлены некоторые способы образования подсечных камер. Вариант "камера над дучкой" (рис. 6.15, а) позволяет иметь подсечку до 15 м и применяется при достаточно устойчивых рудах; вариант "закрытый веер" с обрушением массива руды из дучек (рис. 6.15, б) используется при недостаточно устойчивых рудах для образования подсечки высотой 8–10 м.

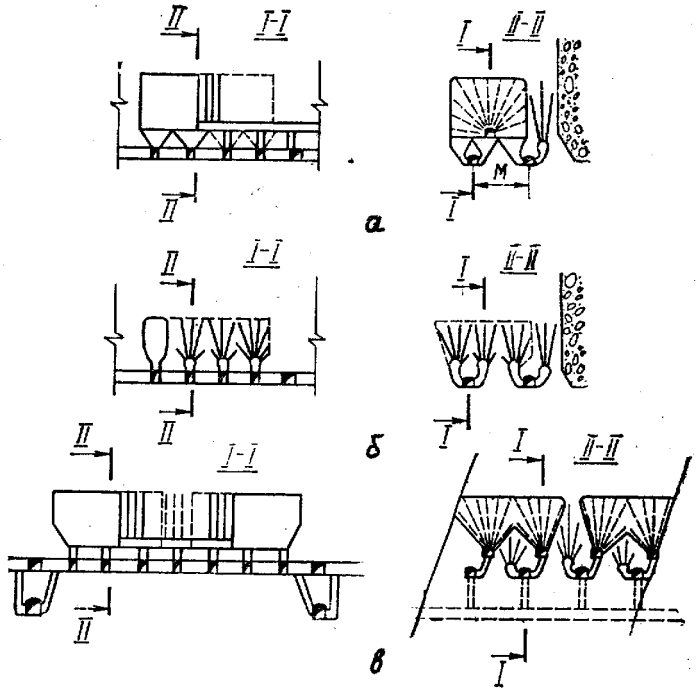

Рис. 6.15. Способы образования подсечных компенсационных камер:
а – вариант "камера над дучкой"; б – вариант "закрытый веер";
в – траншейный способ подсечки

При траншейном способе подсечки блока (рис. 6.15, в) над выработ-

ками приемного горизонта последовательно взрывают скважины, пробуренные из подсечных выработок. В результате образуется подсечная камера трапециевидной формы высотой 8–15 м. В зависимости от устойчивости руды траншеи образуют или над несколькими выработками приемного горизонта (рис. 6.15, в), или отдельно над каждой выработкой.

В зависимости от площади обрушаемого массива, устойчивости руды подсечка может быть или сплошной на всей площади блока (рис. 6.15, б), или только в границах площади отдельных камер с оставлением между ними временных целиков (рис. 6.15, в). Первый способ применяют при небольшой площади блока (панели) и недостаточно устойчивых рудах.

Количество подсечных камер и их размеры зависят от допустимой площади обнажения рудного массива и времени сохранения этих обнажений. Работы по образованию подсечки необходимо планировать с таким расчетом, чтобы они заканчивались одновременно с разбуриванием вышележащего массива руды в блоке.

Отрезные щели образуют вертикальные обнажения и применяются при отбойке руды вертикальными слоями. Их формируют расширением предварительно пройденного отрезного восстающего последовательным взрыванием зарядов ВВ в скважинах (рис. 6.16). В зависимости от крепости руды и ширины щели применяют веерное, параллельное и пучковое расположение скважин. В рудном массиве средней и ниже средней крепости применяется веерное расположение скважин, а в рудных массивах выше средней крепости и крепких – параллельное и параллельно-сближенное.

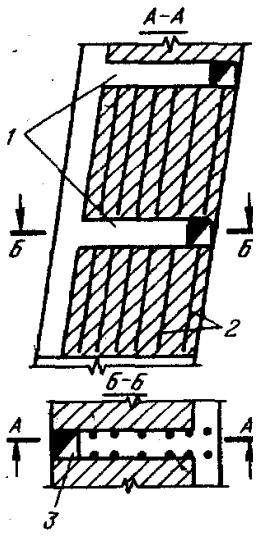

Рис. 6.16. Образование отрезной щели:
1 – буровые орты;
2 – штанговые скважины;
3 – отрезной восстающий

При выборе места расположения, формы и способа образования компенсационных пространств (подсечных камер и отрезных щелей) необходимо учитывать следующее:

– устойчивость вертикальных щелей в 1,3–1,8 раза выше, чем горизонтальных камер, что имеет большое значение при разработке месторождений в условиях повышенного горного давления;

– увеличение горного давления вызывает необходимость уменьшения размеров горизонтальных подсечных камер;

– при высоком горном давлении и недостаточно устойчивых рудах выполнение горизонтальной подсечки сопряжено с технологическими трудностями;

– качество дробления руды при ее отбойке на вертикальные отрезные щели улучшается за счет использования большего количества энергии взрыва на дробление;

– разбуривание массива руды в блоке при ее отбойке на вертикальные отрезные щели более производительно, так как создаются благоприятные условия для применения самоходной буровой техники [12].

6.7. ПОКАЗАТЕЛИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНО-НАРЕЗНЫХ РАБОТ И ТРЕБОВАНИЯ К ПОДГОТОВКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

К основным показателям подготовительно-нарезных работ в первую очередь относят коэффициент подготовки $К_п$ – длина или объем всех подготовительных и нарезных выработок в блоке, отнесенные к 1 000 т готовых к выемке запасов:

$$К_п = \frac{1000\left(L_п + L_н\right)}{Q_{бл} - Q_{пн}}, \text{ м/1 000 т} \qquad (6.1)$$

или

$$К_п = \frac{1000\left(V_п + V_н\right)}{Q_{бл} - Q_{пн}}, \text{ м}^3\text{/1 000 т} \qquad (6.2)$$

где $L_п$, $L_н$ – общая длина соответственно подготовительных и нарезных выработок, м; $V_п$, $V_н$ – общий объем соответственно подготовительных и нарезных выработок, м^3; $Q_{бл}$ – промышленные запасы руды в блоке, т; Q – запасы руды в подготовительных и нарезных выработках, т.

Удельный объем подготовительно-нарезных работ ν отражает долю объема подготовительных и нарезных выработок в общем объеме балансовых запасов блока:

$$\nu = \frac{V_{пн}}{V_{бл}} 100 \ \%. \qquad (6.3)$$

Принятый способ подготовки, расположение и размеры подготовительных выработок должны обеспечивать:

– безопасное производство очистной выемки;

– нормальное проветривание очистных выработок;

– своевременную подготовку этажей и блоков для обеспечения постоянного резерва подготовленных и готовых к выемке запасов руды с заданным нормативным содержанием полезных компонентов;

– безопасные условия для передвижения людей, доставки материалов и оборудования по горным выработкам;

– минимум потерь руды в поддерживающих целиках;

– высокую производительность доставки, погрузки и откатки руды;

– минимальные расходы на поддержание горных выработок и ремонт крепи.

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Баранов, А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1993. – 286 с.

2. Борисов, С.С. Горное дело / С.С. Борисов. – М.: Недра, 1988. с.

3. Временные правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок месторождений руд цветных металлов с неизученным процессом сдвижения горных пород. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 74 с.

4. Гребенюк, В.А. Справочник по горнорудному делу / В.А. Гребенюк, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

5. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-95). Госгортехнадзор России: В 2 кн. Кн. 1. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 260 с.

6. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-95). Госгортехнадзор России: В 2 кн. Кн. 2. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 214 с.

7. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 13-2-98. – СПб.: Гипроруда, 1993. – 234 с.

8. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий. ОНТП 1-86. М.: Минуглепром СССР, 1986. – 46 с.

9. Песвианидзе, А.В. Расчет шахтных подъемных установок: Учеб. пособие для вузов / А.В. Песвианидзе. – М.: Недра, 1992. – 250 с.

10. Смирняков, В.В. Технология, механизация и организация проведения горных выработок / В.В. Смирняков и др. – М.: Недра, 1983. – с.

11. СНиП II-94-80. Строительные нормы и правила. Ч. II. Нормы проектирования. Глава 94. Подземные горные выработки. – М.: Стройиздат, 1982. – 30 с. С.

12. Ушаков, К.З. Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков, А.С. Бурчаков, Л.А. Пучков, И.И. Медведев. – М.: Недра, 1987. . с.

Приложение 1

Стоимость проведения капитальных горных выработок (в ценах 1980 г.), руб./м^3

Выработка	Коэффициент крепости горных пород		
	7–10	11–15	16–20
Вертикальный ствол сечением, м^2:			
9–13	100	105	140
14–17	90	100	130
16–22	75	90	110
23–33	65	75	90
34–40	55	65	80
Откаточная выработка:			
без крепления	25	35	60
с креплением:			
деревянным	40	50	90
штанговым	25	35	60
бетонным	70	90	140
Капитальный рудоспуск (∅ 3–4 м)	25	30	35
Автосъезд	35	50	70
Наклонный конвейерный ствол	45	60	80
Камера технического назначения	85	115	170

Примечание. Стоимость проходки наклонных скиповых стволов следует принимать в 1,5 раза больше стоимости проходки вертикальных стволов.

Приложение 2

Объем выработок околоствольного двора
(клетьевые и скиповые ветви без камер и бункеров)

Производительность рудника, тыс. т в год	**Количество стволов, обслуживаемых околоствольным двором, шт.**	**Тип подъема**	**Тип околоствольного двора**	**Объем околоствольного двора, $м^3$**
100–150	1	Клетьевой	Тупиковый односторонний	500–600
150–300	1	Клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1200–1400
200–400	1	Скипо-клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1400–1600
400–1000	1	Скиповой и клетьевой или скипо-клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1500–2500 и более
1000–2000	1	Скиповой и клетьевой	Кольцевой	4000–6000
2000 и более	2	Скиповой и клетьевой	Кольцевой	8000 и более

Приложение 3

Камерные выработки околоствольного двора

Назначение камеры	Размеры, м			Объем, м^3
	Длина	Ширина	Высота	
Камера опрокидывателя	11–18	5–7	4–7	500–900
Камера питателя	12–15	5–7	5–12	300–1000
Камера дробления	10–12	10–12	15–20	1500–3000
Бункер	–	3–4	–	2,5 $Q_ч$ [1]
Дозаторная	8–10	8–10	10–14	600–1200
Насосная	12–20	4–6	4–6	300 [2]–1350 [3]
Электроподстанция	20–50	4–6	4–6	300–1800
Водосборник	–	2,5–3,0	2,5–3,0	4 $V_ч$ [4]

[1] Часовая производительность рудника в м^3.
[2] При водопритоке 40 м^3/ч и напоре 150-250 м.
[3] При водопритоке 500 м^3/ч и напоре 600 м.
[4] Часовой водоприток в м^3.

Приложение 4

Стоимость зданий и сооружений при вскрытии вертикальным стволом, тыс. руб.

Объект	Годовая производительность рудника, тыс. т				
	30–70	110–300	300–600	600–1000	1000–1500
Копер	16	68	68	70	100
Надшахтное здание	19	28	33	38	44
Здание подъемных машин	30	50	80	90	120
Погрузочный бункер, эстакада	20	29	83	170	250

Приложение 5

Стоимость оборудования, зданий и сооружений, тыс. руб.

Оборудование, сооружение	Годовая производительность рудника, млн т				
	0,2	0,6	1,0	2,0	3,0
Копер со зданиями подъемных машин	100–150	250–300	350–400	400–500	–
Скиповое подъемное оборудование вертикального ствола	–	150–200	200–300	300–400	400–500
Клетьевое подъемное оборудование	100–150	150–200	200–300	300–400	400–500
Быткомбинат	150	400	600	1000	1800
Башенные копры	–	–	–	600	1400

Приложение 6

Характеристика подземных дробилок

Производительность, тыс. т/год	Тип	Цена, тыс. руб	Объем камеры, $м^3$	Цена вспомогательного оборудования, тыс. руб.
1 000–2 000	Конусная (900×1 200)	262	1 500	20
2 000–3 000	Щековая (1 200×1 500)	100	2 500	30

Приложение 7

Ориентировочная стоимость основного горного оборудования (в ценах 1980 г.), тыс. руб.:

Лифтоподъемник „Алимак”.....39
конвейер ленточный с шириной ленты 1 200 мм 64
турбокомпрессор К-500 150
компрессор К-500 250
вагонетка ВГ-4,0 1,2

Электровозы шахтные типа:

К-10.....10,0
К-14.....13,4
аккумуляторный АМ8Д.....11,4

Опрокидыватели для шахтных вагонеток типа:

ВГ-3,3.....12,3
ВГ-4,5.....25,2
ВГ-10,0.....27,1
толкатели шахтные.....2,5

Вентиляторы главного проветривания типа:

ВЦД-31,5М мощностью 1 200 кВт.....28,2
ВЦД-47у мощностью 2 900 кВт.....86,6
ВЦ-31,5М мощностью 620 кВт.....16,7
ВОД-21 мощностью 180 кВт.....11,9
ВОД-30 мощностью 350 кВт.....31,1
ВОД-40 мощностью 660 кВт.....43

Насосы типа:

ЦНС-38-44...220[1] мощностью 11–40 кВт.....0,2–0,4
ЦНС-60-50...250 мощностью 17–75 кВт.....0,5–0,9
ЦНС-105-98...490 мощностью 55–250 кВт.....1,7–8,9
ЦНС-180-85...680 мощностью 58–500 кВт.....0,5–1,4
ЦНС-300-120...1 000 мощностью 142–1075 кВт.....0,8–7,4

[1] Первое число - производительность насоса в $м^3$/ч; второе - высота напора в м.

Приложение 8

Стоимостные показатели затрат на единицу продукции (в ценах 1980 г.)

Показатель	Единица измерения	Величина
Себестоимость подъема руды скипами по вертикальному стволу на 100 м по вертикали	руб./т	0,04
Себестоимость подъема руды скипами по наклонному стволу на 100 м по вертикали	руб./т	0,06
Себестоимость подъема руды клетями по вертикальному стволу на 100 м по вертикали:	руб./т	
при зависимом подъеме		0,06
при независимом подъеме		0,12
Себестоимость электровозной откатки руды по штольне	руб./т·км	0,06
Себестоимость подземной электровозной откатки руды	руб./т·км	0,07
Себестоимость конвейерного транспорта	руб./т·км	0,03
Себестоимость подземного механического дробления	руб./т	0,04
Стоимость водоотлива по вертикальному стволу на 100 м высоты	руб./м^3	0,02
Стоимость водоотлива по наклонному стволу на 100 м высоты	руб./м^3	0,03
Затраты на поддержание 1 м:	руб./год	
стволов		25
горизонтальных выработок		20

Приложение 9

Нормативные скорости проходки горных выработок

№ п/п	Наименование горной выработки	Единица измерения	Скорость проходки
1	Шахтный ствол:		
	вертикальный	м/мес	40
	наклонный		50
2	Околоствольный двор и камеры в нем	$м^3$/мес	300
3	Углубка вертикального ствола	м/мес	20

Приложение 10

Нормативы скоростей проведения откаточных выработок, м/мес.

Основное проходческое оборудование	Площадь сечения выработки в свету, м²	Тип проходки												
		Без крепи			С анкерной крепью		С анкерной крепью с торкретбетоном толщиной 30–50 мм		С анкерной крепью с набрызгбетоном толщиной 150–170 мм		С арочной крепью		С бетонной крепью	С жесткой бетонной крепью
		Коэффициент крепости пород												
		10–15	16–18	19–20	10–15	16–18	7–9	10–15	7–9	10–15	4–9	10–16	4–9	4–9
СБУ-2 и ПМ[1] с технической производительностью 1,5–2,0 м³/мин	7–12	145–110[2] / 165-130	125–95 / 145-110	109–78 / 129-90	130–100 / 145-115	115–85 / 130-100	135–109 / 150-130	128–95 / 140-110	100–80 / 109-85	95–75 / 100-80	110–90 / 110-95	100–80 / 110-85	85–65 / 90-70	80–60 / 85-65
СБУ-2 и ПМ с технической производительностью5,0–5,3 м³/мин	12–18	120–100 / 140-120	105–80 / 125-100	80–60 / 105-60	110–90 / 130-110	95–80 / 115-90	115–95 / 135-115	105–95 / 125-105	90–75 / 100-85	85–70 / 95-80	100–80 / 110-90	90–70 / 100-80	70–60 / 75-65	65–60 / 70-65

Примечание: При проведении горизонтальных выработок проходческими комбайнами нормативную скорость проходки следует увеличить на 50 %.

[1] Погрузочная машина.

[2] В числителе и знаменателе нормативы скорости проходки откаточных выработок при применении бурильных установок соответственно с пневматическими и гидравлическими перфораторами.

Приложение 11

Нормативы скоростей проведения восстающих выработок, м/мес

Способ проходки восстающих	Площадь сечения выработки в свету, м^2	Длина восстающего, м							
		10				15			
		Коэффициент крепости пород							
		4–6	7–12	13–18	19–-20	4–6	-7–12	13–18	19–20
Мелкошпуровой с устройством деревянных полков	1,5–4,0	85–80	75–70	70–65	65–60	85–80	75–70	70–65	65–60
Мелкошпуровой с применением самоходных полков типа КПВ и КПН	2,0–10,0	–	–	–	–	–	–	–	–
Взрывание шпуров (скважин) на всю высоту в один прием с применением:									
– секционных врубов:									
с выносными средствами бурения	1,8–4,0	80–75	65–60	50–45	40-3-5	95–85	75–60	50–40	35–30
с погружными средствами бурения	1.8–4.0	65–60	50–45	40–35	35–30	80–70	60–45	40–30	25–20
– компенсационной полости	1.8–4.0	65–60	55–45	40–35	30-2-5	85–75	65–55	45–40	35–30
Секционное взрывание скважинных зарядов	1,5–4,0	40–35	35–30	30–25	25–20	50–45	40–35	30–25	25–20
Взрывание скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную:									
– механическим способом	1,5–4.0	60–55	50–45	40–35	30–25	75–65	60–50	45–40	35–30
– термомеханическим способом	1,5–4,0	–	55–50	45–40	35–30	–	70–60	55–50	45–40
– комбайновый с применением комбайна типа КВ	1,2–2,5	–	–	–	–	–	–	-	–

Продолжение таблицы

Способ проходки восстающих выработок	Площадь сечения выработки в свету, м^2	Длина восстающего, м							
		20				40			
		Коэффициент крепости пород							
		4-6	7-12	13-18	19-20	4-6	7-12	13-18	19-20
Мелкошпуровой с устройством деревянных полков	1,5-4,0	85-80	75-70	70-65	65-60	80-75	75-70	65-60	55-60
Мелкошпуровой с применением самоходных полков типа КПВ и КПН	2,0-10,0	-	-	-	-	110-100	100-90	90-80	80-70
Взрывание шпуров (скважин) на всю высоту один прием с применением:									
– секционных врубов:									
с выносными средствами бурения	1,8-4,0	115-105	85-70	55-45	40-30	-	-	-	-
с погружными средствами бурения	1.8-4.0	85-70	60-45	35-=30	25-20	-	-	-	-
– компенсационной полости	1.8-4.0	100-85	75-65	50-40	35-30	-	-	-	-
Секционное взрывание скважинных зарядов	1,5-4,0	60-55	50-40	35-25	25-20	75-65	60-45	40-30	25-20
Взрывание скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную:									
– механическим способом	1,5-4.0	90-75	70-60	50-45	40-35	120-100	85-70	60-50	45-40
– термомеханическим способом	1,5-4,0	-	75-70	65-55	50-45	-	100-85	75-65	55-50
– комбайновый с применением комбайна типа КВ	1,2-2,5	-	-	-	-	75-55	60-45	55-40	-

Продолжение таблицы

Способ проходки восстающих выработок	Площадь сечения выработки в свету, м^2	Длина восстающего, м							
		60				80			
		Коэффициент крепости пород							
		4-6	7-12	13-18	19-20	4-6	7-12	13-18	19-20
Мелкошпуровой с устройством деревянных полков	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Мелкошпуровой с применением самоходных полков типа КПВ и КПН	2,0-10,0	115-95	100-90	90-80	80-70	110-100	100-90	90-80	80-70
Взрывание шпуров (скважин) на всю высоту в один прием с применением:									
– секционных врубов:									
с выносными средствами бурения	1,8-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
с погружными средствами бурения	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
компенсационной полости	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Секционное взрывание скважинных зарядов	1,5-4,0	80-65	60-45	35-30	25-20	75-60	50-40	30-25	20-15
Взрывание скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную:									
– механическим способом	1,5-4.0	140-105	90-70	60-50	45-40	145-110	90-70	60-50	45-40
– термомеханическим способом	1,5-4,0	-	105-90	80-65	55-50	-	110-90	80-65	55-50
– комбайновый с применением комбайна типа КВ	1,2-2,5	80-65	70-55	60-50	-	100-75	80-60	65-55	-

Продолжение таблицы

Способ проходки восстающих выработок	Площадь сечения выработки в свету, м^2	Длина восстающего, м							
		100				120			
		Коэффициент крепости пород							
		4-6	7-12	13-18	19-20	4-6	7-12	13-18	19-20
Мелкошпуровой с устройством деревянных полков	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Мелкошпуровой с применением самоходных полков типа КПВ и КПН	2,0-10,0	105-90	95-85	85-75	75-65	100-90	90-80	80-70	70-60
Взрывание шпуров (скважин) на всю высоту в один прием с применением:									
секционных врубов:									
с выносными средствами бурения	1,8-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
с погружными средствами бурения	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
– компенсационной полости	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Секционное взрывание скважинных зарядов	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Взрывание скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную:									
– механическим способом	1,5-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
– термомеханическим способом	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
– комбайновый с применением комбайна типа КВ	1,2-2,5	110-80	80-60	70-50	-	115-85	85-65	75-60	-

Окончание таблицы

Способ проходки восстающих выработок	Площадь сечения выработки в свету, м^2	Длина восстающего, м							
		140				160			
		Коэффициент крепости пород							
		4-6	7-12	13-18	19-20	4-6	7-12	13-18	19-20
Мелкошпуровой с устройством деревянных полков	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Мелкошпуровой с применением самоходных полков типа КПВ и КПН	2,0-10,0	95-85	85-75	75-65	65-55	90-80	80-70	70-60	60-50
Взрывание шпуров (скважин) на всю высоту в один прием с применением:									
– секционных врубов:									
с выносными средствами бурения	1,8-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
с погружными средствами бурения	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
– компенсационной полости	1.8-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
Секционное взрывание скважинных зарядов	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Взрывание скважинных зарядов на компенсационную полость, образованную:									
– механическим способом	1,5-4.0	-	-	-	-	-	-	-	-
– термомеханическим способом	1,5-4,0	-	-	-	-	-	-	-	-
– комбайновый с применением комбайна типа КВ	1,2-2,5	120-90	90-70	80-65	-	120-90	90-70	80-65	-

Приложение 12

Календарный план строительства рудника

Название горной выработки	Единица измерения	Количество единиц	Нормативная скорость проходки, ед./мес	Продолжительность проходки, мес	Годы																							
					Первый												Второй											
					Месяцы																							
					1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Главный ствол	м	600	40	15																								
Квершлаг	м	100	100	1																								
Главный штрек	м	800	100	8																								