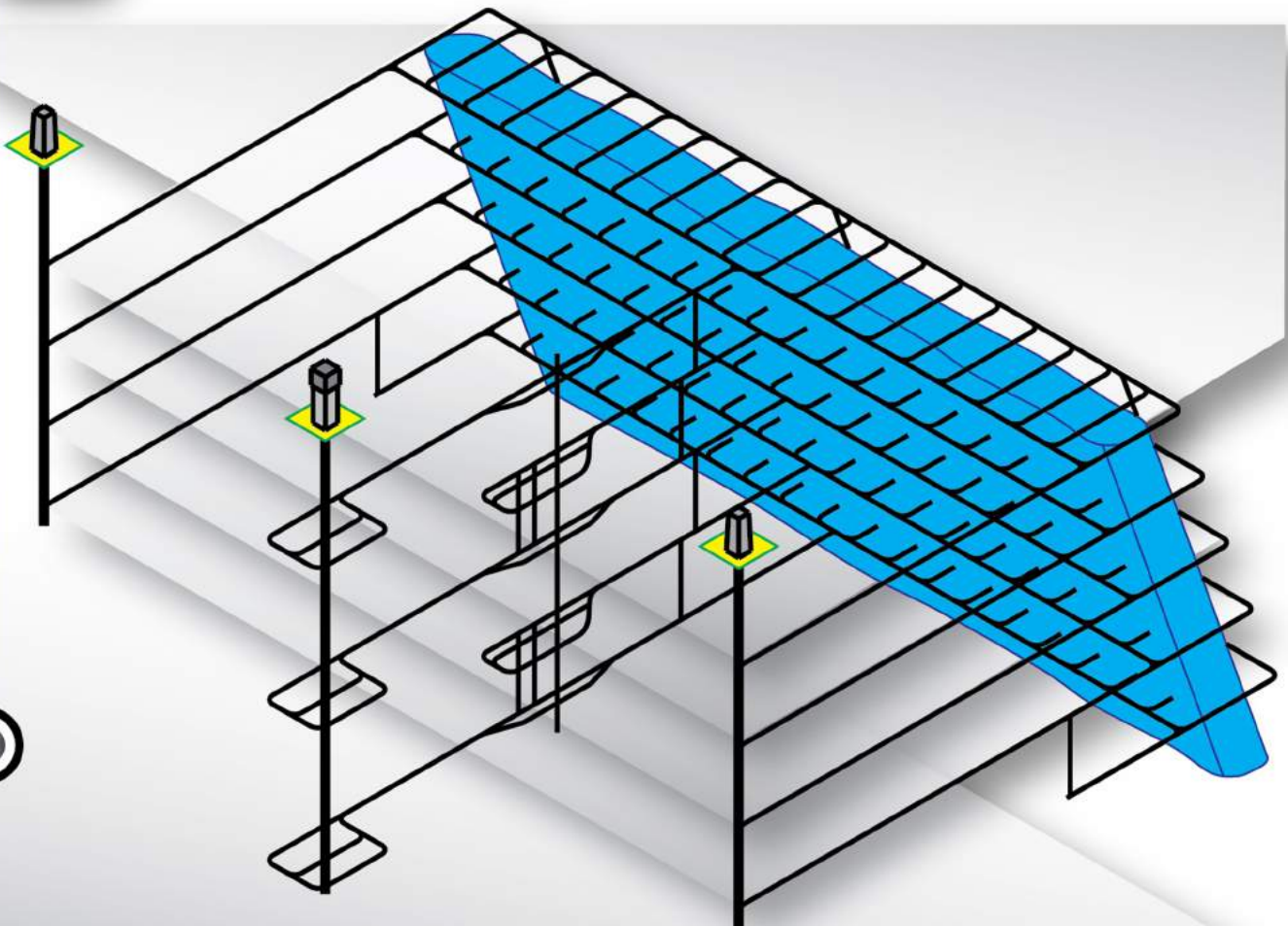


Учебное  
пособие



О.Е. Хоменко  
М.Н. Кононенко

# ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ



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



**О.Е. Хоменко**  
**М.Н. Кононенко**

**ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА  
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ**

Учебное пособие

Днепропетровск  
НГУ  
2016

УДК 622.222  
ББК 33.21я7  
Х76

*Рекомендовано до видання  
вченою радою Державного вищого навчального закладу  
«Національний гірничий університет» як навчальний посібник  
для студентів спеціальності «Гірництво»  
(протокол № 5 від 22.12.2015).*

**Рецензенти:**

*В.О. Калініченко* – д-р техн. наук, професор, завідувач кафедри підземної розробки родовищ корисних копалин (Державний вищий навчальний заклад «Криворізький національний університет»);

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

**Хоменко О.Е.**

Х76 Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. пособ. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. – Д. : НГУ, 2016. – 101 с.

Содержание издания соответствует образовательно-профессиональной программе подготовки бакалавров по специальности 184 «Горное дело», области знаний 18 «Производство и технологии», в частности программам дисциплин «Подготовительно-нарезные работы» и «Технология подземной разработки рудных месторождений».

Рассмотрено основные параметры вскрытия месторождений, влияния горных работ на массив горных пород и подготовки балансовых запасов. Представлены и детально описаны схемы вскрытия и подготовки, а также порядок их выбора и календарное планирование.

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

**УДК 622.222**  
**ББК 33.21я7**

© О.Є. Хоменко, М.М. Кононенко, 2016  
© Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», 2016

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	5
1. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ РУДНИКА .....	6
1.1. Характеристика запасов шахтного поля .....	6
1.2. Производственная мощность шахты .....	12
1.3. Срок службы шахты .....	15
Литература к разделу 1 .....	16
2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВСКРЫТИЯ .....	17
2.1. Основные термины и определения .....	17
2.2. Шахтное поле и общий порядок разработки .....	17
2.3. Панель, столб, этаж, блок .....	19
2.4. Высота этажа .....	21
2.5. Порядок отработки этажей и блоков .....	23
2.6. Ступени и шаг вскрытия .....	25
Литература к разделу 2 .....	26
3. ВЛИЯНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩИЙ МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД .....	27
3.1. Виды сдвижения горных пород .....	27
3.2. Определение зон сдвижения горных пород .....	28
3.3. Построение границ охранных целиков .....	31
Литература к разделу 3 .....	33
4. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ .....	34
4.1. Вскрывающие горные выработки .....	34
4.2. Схемы расположения главных вскрывающих выработок и их количество .....	40
4.3. Классификация способов вскрытия .....	45
4.4. Простые способы вскрытия .....	46
4.5. Комбинированные способы вскрытия .....	55
Литература к разделу 4 .....	59
5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ .....	61
5.1. Сущность метода вариантов .....	61
5.2. Требования к схеме вскрытия .....	62
5.3. Выбор сечения вскрывающих выработок .....	64
5.4. Проверка поперечного сечения вскрывающих выработок по скорости движения воздуха.....	71
5.5. Расчет капитальных и эксплуатационных затрат .....	71
5.6. Расчет удельных затрат и выбор схемы вскрытия .....	73
Литература к разделу 5 .....	74

6. ПОДГОТОВКА БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ .....	75
6.1. Классификация подготовительных выработок .....	75
6.2. Классификация способов подготовки .....	75
6.3. Погоризонтный способ подготовки .....	77
6.4. Панельный способ подготовки .....	79
6.5. Этажный способ подготовки .....	83
6.6. Подготовка тонких залежей .....	89
6.7. Выбор способа и схемы подготовки .....	91
6.8. Планирование вскрытия и подготовки новых горизонтов .....	93
Литература к разделу 6 .....	96
ПРЕДМЕТНО-АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ .....	98

## **ВВЕДЕНИЕ**

Дисциплина «Технология подземной разработки рудных месторождений» включает в себя изучение основных смысловых модулей по вскрытию, подготовке и системам разработки месторождений. Являясь базовым профилирующим предметом позволяет получить навыки по выбору и обоснованию способов, схем вскрытия и подготовки, а также систем разработки, что развивает объемное визуальное представление о составляющих элементах технологии горных работ.

Изучение последующей дисциплины «Проектирование рудных шахт» предопределяет наличие знаний о вскрытии и подготовке рудных месторождений подземным способом. В дальнейшем это дает возможность более глубокого понимания и эффективного выполнения проектных работ по строительству, реконструкции и эксплуатации рудников. Для этого определяются запасы шахтного поля, производственная мощность и срок службы шахты, места заложения главных вскрывающих выработок, зоны сдвижения и обрушения горных пород, расчет и составление календарного плана вскрытия и подготовки месторождений.

Предлагаемое учебное пособие содержит классификации, условия применения и изометрии схем вскрытия и подготовки месторождений, с детальным их описанием. Подготовленный специалист будет эффективно производить выбор схем вскрытия и подготовки для конкретных горно-геологических условий разработки рудных месторождений.

## 1. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ РУДНИКА

### 1.1. Характеристика запасов шахтного поля

Все запасы полезного ископаемого в пределах выявленной части месторождения называются *геологическими*. По коммерческому значению геологические запасы подразделяют на две группы, подлежащие отдельному учету: балансовые и забалансовые. **Балансовые запасы** – это запасы, которые удовлетворяют промышленным кондициям, т.е. экономически выгодны для разработки. **Забалансовые запасы** вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности рудных тел, сложности условий их разработки непригодны для использования в настоящее время, но могут рассматриваться как объект промышленного освоения в будущем. Разграничение балансовых и забалансовых запасов осуществляется на основе кондиций, установленных соответствующими государственными органами для каждого месторождения или для группы месторождений, аналогичных по геологическим и экономическим условиям.

**Кондиции на минеральное сырье (промышленные кондиции)** представляют собой совокупность требований к качеству и количеству полезных ископаемых, горно-геологическим, горнотехническим 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. Наряду с другими показателями кондиции предусматривают минимальное промышленное содержание полезного компонента, т.е. тот предел, ниже которого добыча руды и ее переработка становятся экономически невыгодным.

Балансовые запасы включают **промышленные запасы**, подлежащие к отработке планами горных работ, и **проектные потери**, не планируемые к извлечению по техническим причинам (например, оставляемые в охранных целиках). В процессе разработки часть промышленных запасов теряется. Эти потери называются **эксплуатационными**.

При разработке полезных ископаемых кроме руды, извлекают и пустые породы. Часть из них выдается на поверхность отдельно от руды, а часть смешивается с рудой в процессе разработки. Выдаваемую на поверхность руду с примешанной пустой породой называют – **рудной массой**, а совокупность рудной массы и пустых пород, выдаваемых раздельно от руды – **горной массой** (рис. 1.1).

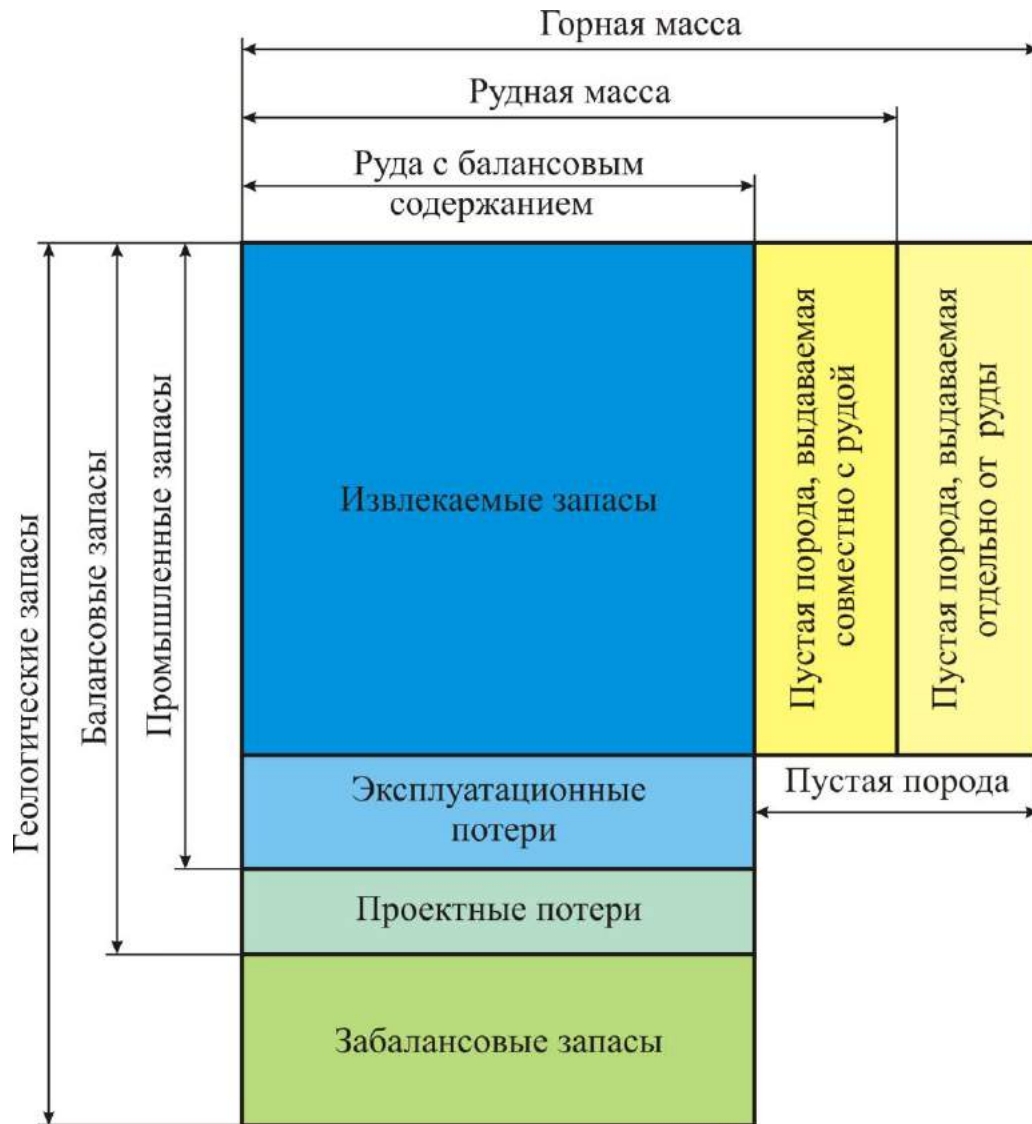


Рис. 1.1. Схема разделения запасов и добытой горной массы

Запасы твердых полезных ископаемых по степени их изученности подразделяются на разведанные – категории А, В и С<sub>1</sub> и предварительно оцененные – категория С<sub>2</sub>. Прогнозные ресурсы твердых полезных ископаемых по степени их обоснованности подразделяются на категории Р<sub>1</sub>, Р<sub>2</sub> и Р<sub>3</sub> (рис. 1.2).

	Запасы				Ресурсы		
Степень изученности и категории	Разведанные				Прогнозные		
	А	В	С <sub>1</sub>	С <sub>2</sub>	Р <sub>1</sub>	Р <sub>2</sub>	Р <sub>3</sub>

Рис. 1.2. Классификация запасов рудных месторождений



*Категория А* – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей полное выяснение условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого; выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, их очертания и пространственного положения; выделение и оконтуривание безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого; полное выяснение качества, технологических свойств полезного ископаемого и природных факторов (гидрогеологических, инженерно-геологических и др.), определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых этой категории устанавливается в соответствии с требованиями кондиций по скважинам или горным выработкам.

*Категория В* – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение основных особенностей залегания, формы и характера строения тел полезного ископаемого; выявление природных типов и промышленных сортов минерального сырья, закономерности их распределения (без точного отображения пространственного положения каждого типа); выяснение соотношения и характера безрудных и некондиционных участков внутри тел полезного ископаемого без точного их оконтуривания; выяснение качества, основных технологических свойств полезного ископаемого и основных природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается по данным разведочных выработок.

*Категория С<sub>1</sub>* – запасы, разведанные и изученные с детальностью, обеспечивающей выяснение в общих чертах условий залегания, формы и строения тел полезного ископаемого, его природных типов, промышленных сортов, качества, технологических свойств, а также природных факторов, определяющих условия ведения горно-эксплуатационных работ. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается по данным разведочных скважин, выработок и геологическим данным.

*Категория С<sub>2</sub>* – запасы, предварительно оцененные; условия залегания, форма и распространение тел полезного ископаемого определены на основании геологических и геофизических данных, подтвержденных вскрытием полезного ископаемого в отдельных точках либо по аналогии с изученными участками. Качество полезного ископаемого определено по единичным пробам и образцам или по данным примыкающих разведанных участков. Контур запасов полезных ископаемых устанавливается в пределах геологически благоприятных структур и комплексов горных пород.

*Прогнозные ресурсы категории Р<sub>1</sub>* отражают возможность прироста запасов за счёт расширения площадей распространения тел полезного ископаемого за контуром подсчёта запасов по категории С<sub>2</sub> или обнаружения новых тел на разведанных, разведываемых, а также выявленных при поисково-оценочных работах на месторождениях. Оценка ресурсов основывается на результатах геологических, геофизических и геохимических исследований площадей возможного распространения полезного ископаемого, а также на геологической экстраполяции имеющихся данных более изученной части

месторождения о форме и строении рудных тел, минеральном составе и качестве (концентрации полезных компонентов) руды, структурных особенностях, литологических и стратиграфических предпосылках, определяющих площади и глубины распространения полезного ископаемого, представляющего промышленный интерес.

*Прогнозные ресурсы категории  $P_2$*  учитывают возможность обнаружения в бассейне, районе, рудном узле, рудном поле новых месторождений полезных ископаемых, предполагаемое наличие которых основывается на положительной оценке выявленных при крупномасштабной геологической съёмке и поисковых работах проявлений полезных ископаемых, а также геофизических и геохимических аномалий, природа и возможная перспективность которых установлены единичными выработками. Количественная оценка ресурсов предполагаемых месторождений, представления о форме, размерах тел полезных ископаемых, его минеральном составе и качестве основываются на аналогиях с известными месторождениями того же формационного (генетического) типа.

*Прогнозные ресурсы категории  $P_3$*  отражают лишь потенциальную возможность обнаружения новых месторождений на основании благоприятных стратиграфических, литологических, тектонических и палеогеографических предпосылок, выявленных при производстве в оцениваемом районе средне- и мелкомасштабной геологических съёмок, дешифровке космических снимков, а также при анализе результатов геофизических и геохимических исследований. Количественная оценка ресурсов этой категории производится по предположительным параметрам на основе аналогии с более изученными районами, площадями, бассейнами где имеются разведанные месторождения того же генетического типа.

Геологические запасы

$$A_{геол} = A_{бал} + A_{заб}, \text{ т}, \quad (1.1)$$

где  $A_{бал}$  – балансовые запасы, т;  $A_{заб}$  – забалансовые запасы, т.

Балансовые запасы:

– для пологих и горизонтальных месторождений

$$A_{бал} = S \cdot m \cdot \gamma_p, \text{ т}, \quad (1.2)$$

– для наклонных и крутопадающих месторождений

$$A_{бал} = \frac{L \cdot H \cdot m \cdot \gamma_p}{\sin \alpha}, \text{ т}, \quad (1.3)$$

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

Промышленные запасы

$$A_{пром} = A_{бал} - P_{проект}, \text{ т}, \quad (1.4)$$

где  $P_{проект}$  – проектные потери, которые в среднем равны 10 – 15% от балансовых запасов, т.

Извлекаемые запасы

$$A_{изв} = A_{пром} - П_{экспл}, \text{ т,} \quad (1.5)$$

где  $П_{экспл}$  – эксплуатационные потери, принимаются по таблице 1.1, и определяются от промышленных запасов.

Таблица 1.1

Допустимые эксплуатационные потери для различной ценности руды

Качество руды	Допустимые эксплуатационные потери, %
Богатые	2 – 5
Средней ценности	5 – 20
Бедные	20 – 50

**Коэффициент потерь руды** – это отношение количества потерянной при добыче руды к промышленным ее запасам:

$$K_n = \frac{П_{экспл}}{A_{пром}}, \quad (1.6)$$

но

$$П_{экспл} = A_{пром} - A_{изв},$$

то

$$K_n = \frac{A_{пром} - A_{изв}}{A_{пром}} = 1 - \frac{A_{изв}}{A_{пром}},$$

где  $K_{изв} = \frac{A_{изв}}{A_{пром}}$  – коэффициент извлечения руды.

В процессе добычи промышленной руды к ней часто примешивается некоторое количество породы. В результате этого содержание полезных компонентов в добытой руде (рудной массе) по сравнению с содержанием в промышленной руде месторождения снижается, происходит **разубоживание руды**. Кроме основной причины – примешивания к промышленной руде породы – снижение содержания в добытой руде полезных компонентов может происходить вследствие того, что теряемая часть руды – мелочь и пыль – имеет более высокое содержание. Это явление наблюдается когда рудные минералы (например, свинца, цинка, вольфрама, олова, золота) отличаются от рудной породы большей хрупкостью, легко выкрашиваются и измельчаются при отбойке и перемещении. Иногда (редко, например, при разработке медноколчеданных руд) снижение содержания металла в руде происходит вследствие выщелачивания части металла из отбитой руды водой или слабыми кислотными растворами.

Разубоживание так же, как и потери руды, вызывают экономический ущерб, который складывается из:

– непроизводительных затрат на подземный и поверхностный транспорт примешанной породы, на сортировку рудной массы (если к таковой приходится прибегать) и на переработку породы на обогатительной фабрике или заводе;

– дополнительных потерь металла, которые обычно возникают при сортировке и переработке разубоженной руды;

– снижения производственной мощности перерабатывающих руду фабрик или заводов по выпуску конечной продукции (концентрата или металла), а иногда также ухудшения качества этой продукции.

Подсчеты, выполненные на многих рудниках, показывают, что в полной себестоимости концентрата или металла затраты за счет избыточного (сверх нормы) разубоживания 20 – 30%, а в отдельных случаях достигают 40%.

Наиболее значителен ущерб от разубоживания при разработке тонких жил. На жильных месторождениях ни одно мероприятие как в процессе добычи, так и в процессе переработки руды не может дать такого технико-экономического эффекта, как снижение разубоживания.

Разубоживание принято выражать:

$$R = \frac{a - b}{a - c}, \quad (1.7)$$

где  $a$  – содержание полезного компонента в руде, %;  $b$  – содержание полезного компонента в добытой рудной массе, %;  $c$  – содержание полезного компонента во вмещающих породах, %.

Эффективная разработка месторождения возможна при условии согласования во времени трех стадий подземной разработки: вскрытия, подготовки и извлечения руды. **Вскрытие** – это проведение вскрывающих горных выработок, обеспечивающих доступ к месторождению с поверхности. **Подготовка** – проведение выработок после вскрытия месторождения с целью создания условий для начала и последующего осуществления очистной выемки. Подготовка месторождения состоит из двух этапов:

– **горно-подготовительные работы** – проведения выработок с целью разделения вскрытой части месторождения на добычные участки или блоки;

– **нарезные работы** – проведения выработок, необходимых для извлечения полезного ископаемого, на этих участках или 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 шахты 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.

## 1.2. Производственная мощность шахты

**Производственная мощность рудника** – это количество руды в тоннах добываемой за определенный период работы шахты (за смену, сутки, месяц, год). На шахте за период работы принимается год, поэтому производственную мощность называют **годовой производительностью рудника**. От годовой производительности горного предприятия зависят количество 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. Производственная мощность предприятия зависит от горных возможностей: размеров месторождения, его запасов, условий залегания месторождения, технологии и организации горных работ.

Годовая производительность рудника по горным возможностям при угле падения рудного тела (рудных тел) менее 30°

$$A_z = S \cdot K_u \cdot \sum_{i=1}^{i=n} k_i \cdot \frac{d_i}{S_i}, \text{ т/год}, \quad (1.8)$$

где  $S$  – горизонтальная площадь месторождения, тыс. м<sup>2</sup>;  $K_u$  – коэффициент использования рудной площади (см. табл. 1.2);  $n$  – число применяемых на рудной шахте систем разработки;  $k_i$  – доля применяемых систем разработки в общем объеме добычи руды на шахте, равная

$$k_i = \frac{S_{cp}}{S}, \text{ доли ед.}, \quad (1.9)$$

$S_{cp}$  – рудная площадь разрабатываемая применяемой системой разработки, тыс. м<sup>2</sup>;  $d_i$  – производительность блока или панели в зависимости от применяемой системы разработки, при сплошных или камерно-столбовых системах разработки может составлять 360 – 720 тыс. т/год, при столбовых системах разработки – 720 – 1200 тыс. т/год;  $S_i$  – площадь блока или панели в очистной выемке, в зависимости от применяемой системы разработки, равная при сплошных или камерно-столбовых системах разработки 30 – 60 тыс. м<sup>2</sup>, при столбовых системах разработки – 60 – 90 тыс. м<sup>2</sup>.

Таблица 1.2

Коэффициент использования рудной площади  
в зависимости от горизонтальной площади месторождения

Горизонтальная площадь месторождения, тыс. м <sup>2</sup>	Коэффициент использования рудной площади
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
> 400	0,05

Годовая производительность рудника по горным возможностям при угле падения рудного тела (рудных тел) более 30°

$$A_2 = V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S_2 \cdot \gamma_p \frac{1-P}{1-R}, \text{ т/год}, \quad (1.9)$$

где  $V$  – среднегодовое понижение уровня выемки, м/год, (см. табл. 1.3);  $K_1$  – поправочный коэффициент к величине годового понижения в зависимости от угла падения рудного тела, (см. табл. 1.4);  $K_2$  – поправочный коэффициент к величине годового понижения в зависимости от мощности рудного тела, (см. табл. 1.5);  $K_3$  – поправочный коэффициент к величине годового понижения в зависимости от применяемой системы разработки, (см. табл. 1.6);  $K_4$  – поправочный коэффициент к величине годового понижения в зависимости от числа этажей находящихся одновременно в отработке, (см. табл. 1.7);  $S_2$  – средняя горизонтальная рудная площадь этажа, равная

$$S_2 = L \cdot m_2 = L \cdot \frac{m}{\sin \alpha}, \text{ м}^2. \quad (1.10)$$

где  $L$  – длина шахтного поля по простиранию, м;  $m_2$  – горизонтальная мощность рудного тела, м;  $m$  – нормальная мощность рудного тела, м;  $\alpha$  – угол падения рудного тела, град;  $P$  – потери по системе разработки, доли ед.;  $R$  – разубоживание по системе разработки, доли. ед.

Таблица 1.3

Среднегодовое понижение уровня выемки  
в зависимости от средней горизонтальной рудной площади этажа

$S_2$ , тыс. м <sup>2</sup>	< 4	4 – 6	6 – 12	12 – 20	> 20
$V$ , м/год	26 – 33	23 – 30	17 – 25	13 – 22	9 – 15

Таблица 1.4

Поправочный коэффициент к величине годового понижения  
в зависимости от угла падения рудного тела

$\alpha$ , град	30	45	60	90
$K_1$	0,8	0,9	1,0	1,2

Таблица 1.5

Поправочный коэффициент к величине годового понижения  
в зависимости от мощности рудного тела

$m, \text{ м}$	< 3	3 – 5	5 – 15	15 – 25	> 25
$K_2$	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

Таблица 1.6

Поправочный коэффициент к величине годового понижения  
в зависимости от применяемой системы разработки

Группа систем разработки	$K_3$
Потолкоуступные системы	1,0
Подэтажно-камерные системы	1,0
Этажно-камерные системы	1,0
Системы с отбойкой из магазина	1,0
Этажно-камерные системы с магазинированием руды	1,0
Системы с усиленной распорной крепью	0,9
Системы со станковой крепью	0,9
Системы горизонтальными слоями с закладкой	0,75
Системы разработки наклонными слоями с закладкой	0,8
Потолкоуступные системы с закладкой	0,8
Системы разработки нисходящей слоевой выемкой с закладкой	0,8
Подэтажно-камерные системы с закладкой	0,85
Этажно-камерные системы с закладкой	0,85
Системы слоевого обрушения	0,8
Столбовые системы с обрушением кровли	0,8
Системы подэтажного обрушения	1,0
Системы этажного обрушения	1,0
Системы этажного самообрушения	1,0

Таблица 1.7

Поправочный коэффициент к величине годового понижения  
в зависимости от числа этажей находящихся одновременно в отработке

$N_{эм}$	1	2	$\geq 3$
$K_4$	1,0	1,2 – 1,5	1,5 – 1,7

**Экономически целесообразная** или **оптимальная годовая производительность** – это годовая производительность рудника, при которой возможно достижение наиболее высоких экономических показателей разработки месторождения. Экономически целесообразная годовая производительность может быть приблизительно рассчитана по эмпирической формуле

$$A_o = 0,1 \cdot A_{\text{бал}}^{0,77}, \text{ млн. т/год.} \quad (1.11)$$

**Проектная годовая производительность шахты** устанавливается на основе сравнения полученных результатов расчета экономически целесообразной годовой производительности и производительности по горным

возможностям. Если годовая производительность по горным возможностям больше экономически целесообразной, то проектную годовую производительность принимают равной экономически целесообразной, т.е.  $A_{np} = A_o$ . Если годовая производительность по горным возможностям меньше экономически целесообразной, то проектную годовую производительность принимают равной годовой производительности по горным возможностям, т.е.  $A_{np} = A_z$ .

### 1.3. Срок службы шахты

Годовая производительность рудника определяет срок ее существования, т.е. время, за которое будет отработано месторождение. При известной расчетной годовой производительности рудника срок ее существования составит:

$$T = T_p + T_{np} + T_z, \text{ лет}, \quad (1.12)$$

где  $T_p$  – время разворачивания горных работ, равное 2 – 3 года;  $T_{np}$  – время работы рудника с проектной годовой производительностью:

$$T_{np} = \frac{A_{бал} \cdot K_{изв}}{A_{np} \cdot (1 - R)}, \text{ лет}, \quad (1.13)$$

$T_z$  – время сворачивания горных работ, равное 2 – 4 лет.

Расчетный срок существования рудника должен быть больше минимально допустимого. Это условие необходимо для обеспечения наиболее благоприятного соотношения между капитальными затратами и эксплуатационными расходами. Значения годовой производительности рудника в зависимости от срока ее существования представлено в табл. 1.8.

Таблица 1.8

Значения годовой производительности рудника  
в зависимости от срока ее существования

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

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





### Вопросы для самоконтроля

1. Дайте общую характеристику геологических запасов.
2. Охарактеризуйте балансовые запасы.
3. Что такое кондиции на минеральное сырье?
4. Охарактеризуйте классификацию запасов рудных месторождений.
5. Дайте определение вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов.
6. Дайте определение производственной мощности рудника?
7. Что такое экономически целесообразная годовая производительность рудника?



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 1

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
5. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
6. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
7. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки ВНТП-37-86. – Утв. протоколом Минцветмета СССР от 12.02.1986 г. № 48. – М.: Недра, 1986. – 276 с.
8. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
9. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГТУ, 2003. – 767 с.

## 2. ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ВСКРЫТИЯ

### 2.1. Основные термины и определения

Для разработки месторождения полезного ископаемого, совмещаемой часто с разведкой месторождения и с переработкой добытого полезного ископаемого, создается горное предприятие. Наиболее распространенным типом горных предприятий является рудник. *Рудником* называется горное предприятие, производящее разработку месторождения на отведенном для него земельном участке (горном отводе), состоящее из одной или нескольких производственных единиц – шахт, штолен, карьеров и различных поверхностных цехов. Рудник как предприятие имеет единое административно-техническое управление. *Шахтой* называют самостоятельную производственную единицу, входящую в состав рудника или горного предприятия, которая выполняет подземную добычу полезного ископаемого в пределах отведенной для нее части месторождения. 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*. Рудничное поле часто включает в себя все месторождение, а не его часть. Рудничное поле может состоять из нескольких шахтных полей или из одного шахтного поля. В последнем случае понятие рудник и шахта совпадают. В случае, когда рудничное поле состоит из нескольких шахтных полей, то последние имеют между собой границы, именуемые границами шахтного поля.

### 2.2. Шахтное поле и общий порядок разработки

*Шахтным полем* называется часть месторождения, которое отведено шахте для разработки полезного ископаемого (рис. 2.1). Соответственно могут быть поля рудника и штольни. Размеры шахтных полей в каждом конкретном случае определяются исходя из технико-экономических соображений. При этом сравнивают суммы капитальных и эксплуатационных затрат на 1 т добычи при различных размерах шахтного поля. Каждое шахтное поле характеризуется длиной и шириной для горизонтальных и пологих залежей, а для наклонных и крутопадающих – длиной по простиранию и глубиной. Длина шахтных полей по простиранию для мощных и средней мощности месторождений, составляет 0,6 – 1,2 км с годовой производительностью шахты  $A_2 \leq 1,5$  млн. т/год, около 1,2 – 2,5 км – с  $A_2 = 1,5 - 3$  млн. т/год и до 2,5 – 5 км – с  $A_2 > 3$  млн. т/год. В зависимости от степени разведанности месторождения, потребности в полезном компоненте, размера капитальных затрат и сроков ввода шахт в эксплуатацию разработку шахтных полей, входящих в состав одного рудника, ведут последовательно, одновременно или смешанно. Порядок разработки шахтных полей в определенной мере условный.

*Последовательная разработка* шахтных полей применяется для жильных месторождений золота, редких и благородных металлов, а также в тех случаях, когда разработка месторождения связана с крупными капиталовложениями и длительным сроком освоения. Также последовательную разработку применяют при разработке горизонтальных месторождений, распространяющихся на большую площадь.

*Одновременная разработка* шахтных полей применяется, когда в состав рудничного поля входят мощные залежи с большими запасами полезных ископаемых, разработка которых может осуществляться отдельными шахтными полями в течение нескольких десятков лет.

*Смешанная разработка* производится, когда шахтные поля вводятся в эксплуатацию последовательно по мере окончания разведки новых участков, а разрабатываются одновременно либо когда одна группа шахтных полей включается в разработку одновременно, а другая последовательно, после окончания разработки первой.

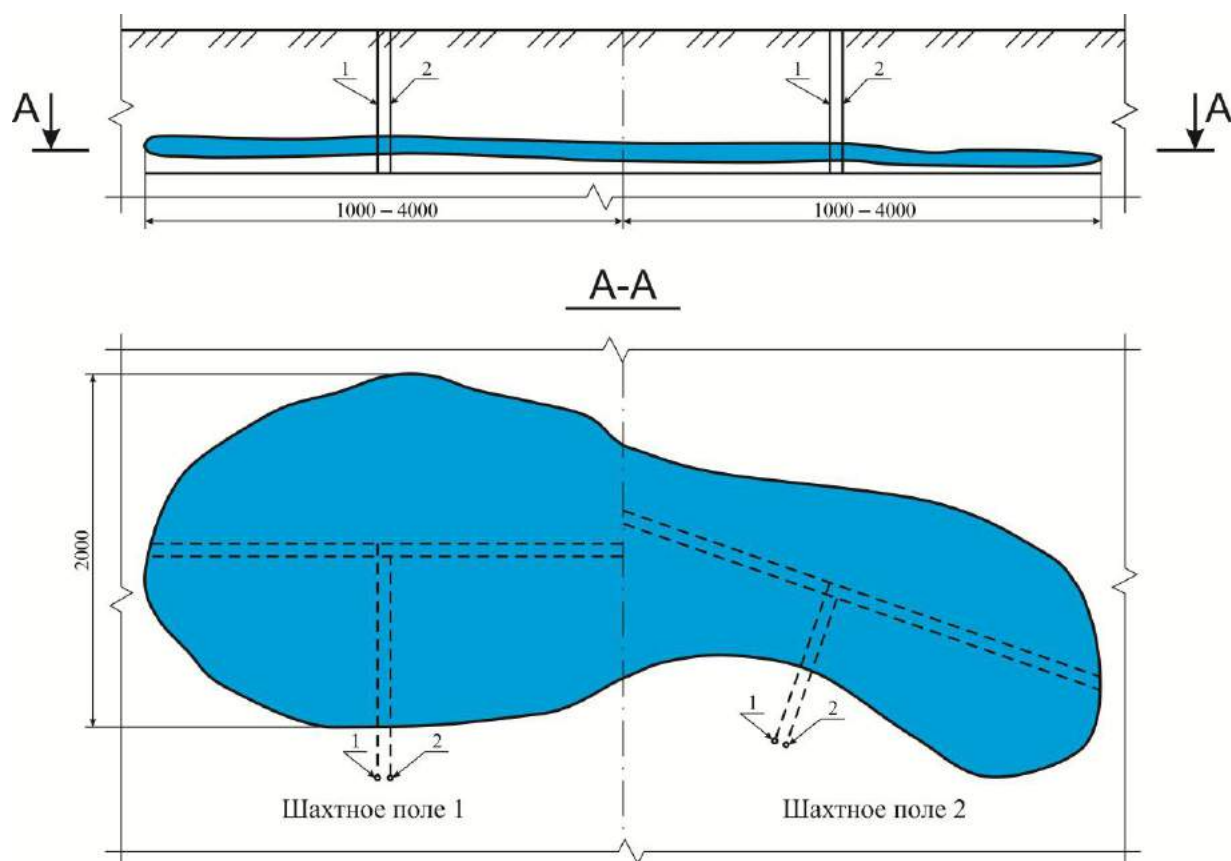


Рис. 2.1. Деление рудничного поля пологого месторождения на два шахтных поля: 1 – главный ствол; 2 – вентиляционный ствол

Определение оптимальных размеров шахтного поля является сложной технико-экономической задачей, которая решается сопоставлением нескольких вариантов. Чтобы установить, какой из вариантов будет экономически выгоднее, необходимо подсчитать по каждому варианту капитальные затраты на вскрытие месторождения, создание поверхностных сооружений и

эксплуатационные расходы по транспортированию руды и обслуживанию поверхностных сооружений. Сопоставление сумм этих затрат покажет, какой из вариантов является более выгодным. Точность подобного рода расчетов составляет порядка 10 – 15%, поэтому варианты, по которым расходы находятся в указанных пределах, можно считать равноценными. При сопоставлении вариантов пользуются укрупненными стоимостными нормами.

В крупных горнорудных районах создаются большие предприятия со значительной производительностью и большой длиной шахтных и рудничных полей. Это связано с тем, что преимуществом крупного горного предприятия со значительной длиной рудничного поля позволяет снизить себестоимость добычи руды в несколько раз, чем при небольшой длине шахтных полей.

### 2.3. Панель, столб, этаж, блок

Добычу руды в пределах всего шахтного поля начинать сразу нельзя, это связано с тем, что шахтное поле имеет значительные размеры и большие запасы руды. Поэтому шахтное поле делят на более мелкие части, в пределах которых в дальнейшем начинают добычу.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений шахтное поле делят условными границами или в результате горно-подготовительных работ штреками на панели, а панели на столбы, в пределах которых ведут отработку руды. **Панель** – часть шахтного поля горизонтального, пологого или слабонаклонного рудного тела, ограниченная по падению или восстанию главными штреками (откаточным и вентиляционным) или одним главным штреком и одной из границ шахтного поля по падению (восстанию), а по простиранию – границами с соседними полями или одной из этих границ и границей шахтного поля по простиранию. Обычно длина панели равна величине шахтного поля и имеет длину до 600 м и более, а ширина составляет 50 – 300 м. **Столб** – это часть массива руды ограниченная с четырех сторон подготовительно-нарезными выработками. Ширина столба в большинстве случаев колеблется в пределах 15 – 100 м (рис. 2.2).

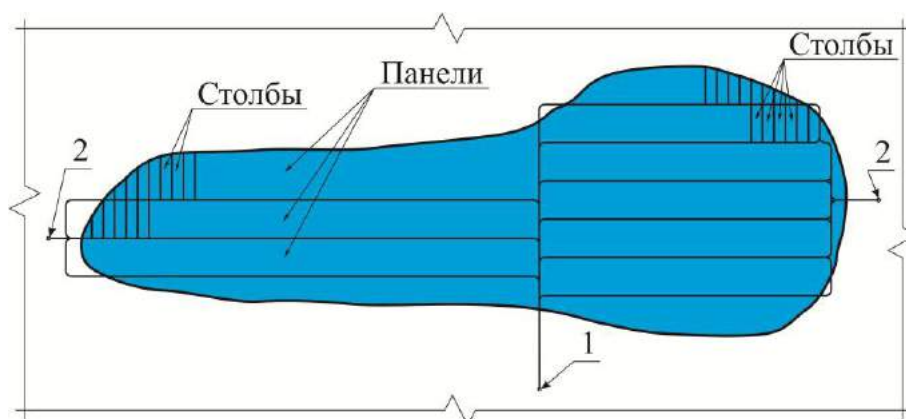


Рис. 2.2. Деление горизонтально залегающего месторождения на панели и столбы: 1 – главный ствол; 2 – вентиляционный ствол

При разработке крутопадающих месторождений шахтное поле делят на этажи, а этажи на блоки. *Этаж* – часть шахтного поля, ограниченная по простиранию размерами шахтного поля, а по падению штреками. Восстающими выработками этажи делят на блоки, которые вводят в разработку в определенной последовательности. Таким образом, *блок* – часть месторождения в пределах этажа, имеющая, как правило, прямоугольную форму представляющую собой самостоятельный выемочный участок (рис. 2.3). При камерных системах разработки, относящихся к классу систем с открытым очистным пространством блок включает в себя камеру, междукамерные целики и междуэтажный целик (потолочину). При камерных системах разработки с закладкой очистная камера является блоком. Основными параметрами блока являются его длина, ширина и высота. Длина блоков изменяется в широких пределах (30 – 100 м), и определяется условиями транспортирования руды в их пределах, и устойчивостью камеры, которая создается в блоке в процессе выемки руды. Ширина блока зависит от мощности залежи, а высота равна высоте этажа. При мощности до 25 м ширина блока равна мощности залежи, а при мощности более 25 м, блок располагают вкрест простирания, а его ширина принимается в зависимости от инженерных соображений. Нередко в пределах этажа проходят так называемые промежуточные подэтажные выработки (штреки), которые делят этаж на подэтажи (верхний, нижний, средний). Следовательно, *подэтаж* – часть этажа, равная его длине, а по падению ограничена промежуточными штреками.

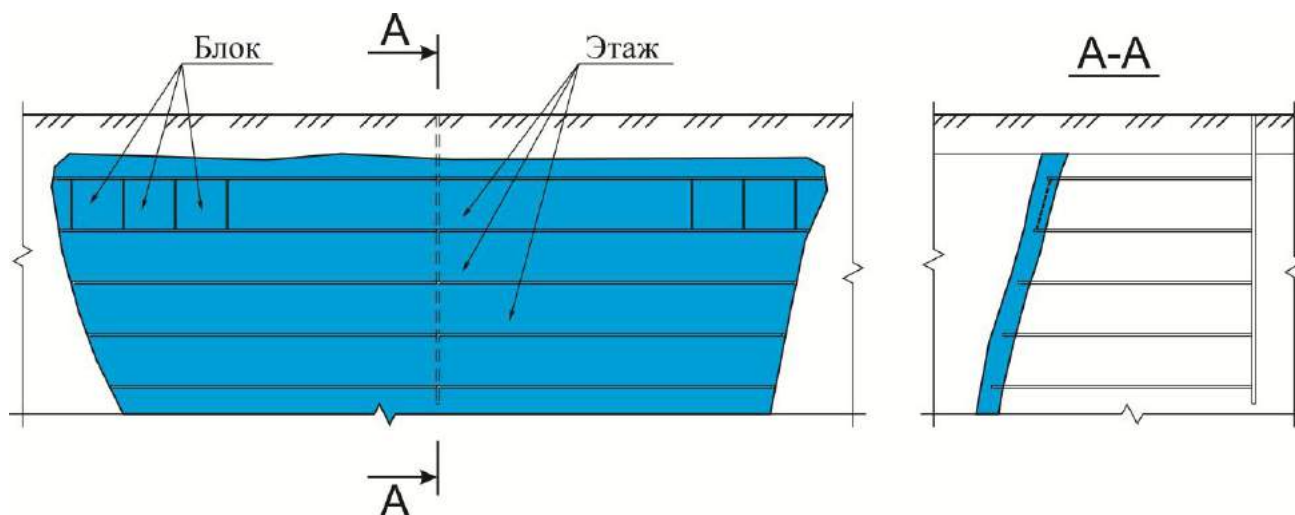


Рис. 2.3. Деление крутопадающего месторождения на этажи и блоки

Верхними границами этажа являются этажные или откаточные штреки, количество которых зависит от мощности месторождения. Таким образом, этаж представляет собой часть шахтного поля, ограниченную по падению откаточными штреками, а по простиранию – границами шахтного поля. Одним из основных параметров этажа является его высота.

## 2.4. Высота этажа

**Вертикальная высота этажа** – расстояние по вертикали между откаточными штреками (горизонтами), ограничивающими этаж. Это постоянная величина, не зависящая от гипсометрии рудной залежи. Вертикальная высота равна проекции наклонной высоты на вертикальную плоскость и определяется по формуле:

$$h_{в.эт} = h_{н.эт} \cdot \sin \alpha, \text{ м}, \quad (2.1)$$

где  $\alpha$  – угол падения залежи, град;  $h_{н.эт}$  – наклонная высота этажа, м.

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

Высота этажа обычно колеблется в пределах от 30 до 150 м, но иногда достигает 200 – 250 м. Этот параметр существенно зависит от угла падения залежи и ее мощности: чем меньше значения этих показателей, тем меньше высота этажа. При наклонном залегании залежи высота этажа может составлять около 30 м, а при разработке мощных крутопадающих месторождений достигает 60 – 100 м. Однако при разработке крутопадающих жил, она составляет всего 30 – 60 м.

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, водоотлив, доставки людей и материалов.

Если месторождение имеет выдержанные элементы залегания (форма, размеры и угол падения более или менее постоянны), то можно высоту этажа увеличить. Если же эти элементы резко меняются, то для того чтобы уловить все эти изменения и достаточно полно отработать месторождение, высоту этажа необходимо уменьшить.

Интенсивность разработки месторождения и время, необходимое для вскрытия и подготовки нового этажа, также влияют на выбор высоты этажа, так как за тот промежуток времени, в течение которого один этаж отрабатывают, необходимо вскрыть и подготовить новый этаж. Чтобы за время отработки вышележащего этажа вскрыть и подготовить новый этаж, необходимо четко организовать работы по углубке ствола шахты, проходке квершлагов и штреков. При напряженном балансе времени переходят на вскрытие сразу двух-трех этажей и одновременную их подготовку.

Существенную роль при выборе высоты этажа играет система разработки. При некоторых системах разработки забой, где добывают руду, перемещается в блоке снизу вверх (по восстанию). Люди попадают в забой по лестницам, установленным в восстающих. Перемещаться по лестницам на большую высоту утомительно, поэтому в подобных условиях высоту этажа принимают сравнительно небольшой – 30 – 60 м. При других системах разработки люди, ведущие добычу руды, находятся только в нижней части блока или на нескольких промежуточных подэтажах. В этом случае можно принять высоту этажа 60 – 150 м и более. Для наиболее распространенных систем разработки величина высоты этажа представлена в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Высота этажа в зависимости от системы разработки

Система разработки	Высота этажа, м
Потолкоуступная	30 – 60
Этажно-камерная	60 – 120
Подэтажно-камерная	60 – 120
С магазинированием и отбойкой руды из магазина	40 – 60
Этажно-камерная с магазинированием	60 – 120
С усиленным распорным креплением	30 – 45
Со станковой крепью	30 – 45
Горизонтальными слоями с закладкой	30 – 60
Наклонными слоями с закладкой	35 – 45
Нисходящей слоевой отработкой с закладкой	30 – 60
Потолкоуступная с закладкой	40 – 50
Этажно-камерная с закладкой	60 – 120
Подэтажно-камерная с закладкой	60 – 120
Слоевого обрушения	40 – 50
Позэтажного обрушения	60 – 90
Этажного обрушения	60 – 90
Этажного самообрушения	60 – 150

Выбор высоты этажа производят путем технико-экономического сравнения нескольких вариантов в следующем порядке:

- определяют возможные в данных условиях варианты высоты этажа и способы доставки руды к основному горизонту;
- вычерчивают схемы вариантов;
- определяют объемы горно-капитальных работ и затраты на них по каждому варианту;
- определяют эксплуатационные расходы по транспортировке руды, людей и материалов;
- подсчитывают сумму капитальных затрат и эксплуатационных расходов, приходящихся на 1 т руды;
- принимают тот вариант, при котором сумма расходов минимальна.

## 2.5. Порядок отработки этажей и блоков

Отработка этажей по вертикали ведется как в восходящем, так и в нисходящем порядке. Восходящий порядок отработки этажей встречается крайне редко, в виде исключения, при разработке некоторых жильных и неглубоко залегающих месторождений. В большинстве случаев при разработке рудных месторождений применяется нисходящий порядок, т.е. первым отработывают этаж, расположенный ближе всего к поверхности, затем следующий за ним и т.д. в направлении сверху вниз. Такой порядок отработки этажей позволяет сократить время до начала разработки и вести дополнительную разведку месторождения в глубину при его эксплуатации. Обычно в разработке находится одновременно три этажа. В одном из них ведутся работы по добыче руды, в вышележащем дорабатывают оставшиеся запасы, а нижележащий этаж вскрывают и подготавливают. Такой порядок является нормальным, в силу того, что на вышележащих этажах временно оставляют неотработанные участки с более бедными рудами или блоки с тяжелыми условиями разработки нормальный порядок отработки этажей нарушается. Это приводит к переходу на нижележащие этажи и отработке блоков с богатой рудой. В этом случае работы по добыче руды могут растянуться по падению на пять-шесть этажей и более. Число одновременно разрабатываемых этажей определяется обычно применяемой системой разработки и заданной годовой производительностью. Вместе с тем не всегда горно-технологические условия позволяют вести добычные работы на нескольких этажах.

Для проведения очистных работ этаж делят на блоки, которые вводят в разработку в определенном порядке. Применяются четыре схемы последовательности отработки блоков в этаже: наступающая, отступающая, комбинированная и отработка одновременно по всему простиранию месторождения.

*Наступающая отработка блоков* осуществляется от шахтного ствола к границам шахтного поля, т.е. отработка начинается в блоках, расположенных ближе к подъемному стволу. При этой отработке проходку откаточного штрека осуществляют одновременно с развитием очистной выемки в блоках, несколько опережая её. Число одновременно разрабатываемых блоков определяется необходимой добычей, причем блоки вводят в работу последовательно по одному или по мере отработки начатых, или группами по 2 – 3 блока и более. Условия применения наступающей отработки целесообразно: в шахтных полях большой длины, когда необходимо ускорить ввод этажа в эксплуатацию и развитие работ по добыче полезного ископаемого; в устойчивых рудах и вмещающих породах; при фланговом расположении вентиляционных стволов.

*Отступающая отработка блоков* имеет порядок, обратный вышеизложенному. Очистные работы начинаются у границ шахтного поля после проведения откаточного штрека. Число одновременно работающих блоков зависит от принятой производительности рудника. Применение отступающей отработки целесообразно при: коротких шахтных полях; неустойчивой руде и



вмещающих породах; центральном расположении главного и вентиляционного стволов. Применение отступающей отработки при наличии неустойчивой руды и вмещающих пород диктуется снижением затрат на поддержание выработок основного горизонта в виду их погашения при отработке блоков в направлении от фланга к центру. Увеличение горного давления в выработках основного горизонта происходит в результате выемки руды в самом блоке.

Комбинированная отработка блоков представляет сочетание двух предыдущих схем в следующих вариантах:

– наступающая отработка ведется до тех пор, пока не закончится проходка основного откаточного штрека до границ шахтного поля, а затем ведется как наступающая так и отступающая отработка;

– наступающая и отступающая отработка начинаются одновременно после проведения откаточного штрека до границ шахтного поля;

– одно крыло шахтного поля (например, более длинное – обрабатывается в наступающем порядке, а другое – короткое крыло или с менее устойчивыми породами – в отступающем порядке).

Комбинированная отработка в определенных условиях использует достоинства наступающей и отступающей отработки.

*Отработку этажа одновременно по всему простиранию* осуществляют, когда в одно и то же время ведется отработка всех блоков этажа.

В практике разработки рудных месторождений имеют место следующие технологические схемы отработки руды в пределах блока: восходящая, нисходящая, комбинированная и по простиранию на всю мощность рудного тела.

*Восходящий порядок отработки.* При этом порядке очистные работы в блоке начинаются от выработок основного откаточного горизонта и постепенно подвигаются к выработкам вышележащего горизонта, т.е. отработка блока осуществляется снизу вверх. Такой порядок отработки руды в блоке применяется при системах с закладкой, с магазинированием руды, с креплением и др.

*Нисходящий порядок отработки.* В данном случае отработка блока начинается от выработок вентиляционного горизонта и постепенно понижаясь достигает выработок откаточного горизонта. При этом порядке отработки очистное пространство остается открытым или заполняется пустой породой. Такой порядок отработки руды применяется при системе слоевого обрушения, системе подэтажного обрушения и др.

*Комбинированная отработка руды в блоке.* На практике имеет место две разновидности этого порядка отработки: отработка руды в блоке производится одновременно в двух направлениях – от центра к флангам; в пределах одного блока камеры первой очереди обрабатывают в восходящем порядке, а камеры второй очереди – в нисходящем порядке.

*Отработка руды по простиранию на всю мощность рудного тела.* Такой порядок отработки руды в блоке применяется в горизонтальных или пологозалегающих месторождениях с выдержанными элементами залегания. Управление горным давлением осуществляется оставлением в выработанном

пространстве рудных целиков, установкой крепи, заполнением выработанного пространства обрушающимися породами висячего бока или кровли. Указанный порядок отработки руды применяется при сплошной и камерно-столбовой системах разработки.

## 2.6. Ступени и шаг вскрытия

Вскрытие глубоких крутопадающих месторождений осуществляется не сразу на всю глубину, а производится в 2, 3 и более этапов, которые называются **ступенями**. Число ступеней вскрытия зависит от глубины залегания рудных тел, а также от возможностей применяемого оборудования подъема. Вертикальные стволы позволяют производить одноступенчатое вскрытие до глубины 2000 м. Наклонные стволы и спиральные съезды могут применяться для любой ступени вскрытия. В месторождениях небольшой ( $\leq 300$  м) и средней глубин (300 – 1600 м) залегания рудных тел производят одноступенчатое вскрытие. Рудные тела в шахтном поле, которые залегают на глубине  $> 1600$  м, определяют не только число ступеней вскрытия, но и число шагов вскрытия в каждой ступени. **Шагом вскрытия месторождения** (шаг проходки ствола) называется глубина, на которую проходят ствол с поверхности или подземных горизонтов в один прием. Шаг вскрытия определяют, как для одноступенчатого, так и для многоступенчатого вскрытия месторождения. Часто шаг проходки ствола определяют в случае одноступенчатого вскрытия месторождения, которое используется до глубины 2000 м. При глубине распространения до 700 м наклонных и крутопадающих рудных тел шахтные стволы с поверхности проходят в один прием, тогда шаг вскрытия равен величине ступени вскрытия и глубине распространения месторождения. Если месторождение распространяется на глубину 700 – 2000 м, главные стволы проходят в несколько приемов, т.е. осуществляют несколько шагов проходки (углубки) стволов в пределах ступени вскрытия. Количество этажей в шаге вскрытия достигает семи. Этот параметр должен быть кратным высоте этажа и соответствовать расстоянию между концентрационными горизонтами. Оптимальный шаг проходки главного ствола должен обеспечивать одновременное вскрытие не менее 4 – 6 этажей. В дальнейшем ствол углубляют не менее чем на 2 этажа в случае простой схемы вскрытия и на 3 – 5 этажей в случае вскрытия группы этажей с сооружением концентрационного горизонта.

Ориентировочный шаг проходки главного ствола (шаг вскрытия) с поверхности

$$Ш_г = H_з + n \cdot h_{эм} + h_{м.о}, \text{ м}, \quad (2.2)$$

где  $H_з$  – глубина залегания месторождения от земной поверхности, м;  $n$  – количество этажей, которые вскрываются одновременно;  $h_{эм}$  – высота этажа, м;  $h_{м.о}$  – величина технологического отвода от последнего горизонта для размещения дробильно-бункерного комплекса, равная 40 – 60 м.

По данным практики, шаг вскрытия равен 400 – 1000 м, а шаг дальнейшей углубки стволов в процессе оборудования концентрационных горизонтов – 200 – 400 м.



### Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определения рудника и шахты.
2. Что такое рудничное и шахтное поле?
3. Охарактеризуйте порядок разработки шахтных полей.
4. Дайте определение панели, столбу, этажу и блоку.
5. Охарактеризуйте высоту этажа.
6. Приведите порядок отработки этажей и блоков.
7. Охарактеризуйте ступени и шаг вскрытия.



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 2

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
4. Кучерявенко І.А. Проектування підземних рудників: підручник / І.А. Кучерявенко, Ю.Г. Вілкул, М.І. Ступник. – 2-е вид., перероб. і доп. – Кривий Ріг: Видавничий центр КТУ, 2010. – 332 с.
5. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений : учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
6. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки ВНТП-37-86. – Утв. протоколом Минцветмета СССР от 12.02.1986 г. № 48. – М.: Недра, 1986. – 276 с.
7. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
8. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГТУ, 2003. – 767 с.
9. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

### 3. ВЛИЯНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ НА ОКРУЖАЮЩИЙ МАССИВ ГОРНЫХ ПОРОД

#### 3.1. Виды сдвижения горных пород

В результате подземных горных работ при разработки рудных месторождений в толще земной коры образуются пустые полости. Постепенно они увеличиваются настолько, что устойчивость их нарушается, и они заполняются обрушающимися породами. Со временем процесс обрушения охватывает всю толщу налегающих пород, и обрушение распространяется вверх, из-за чего поверхность оседает, и образуются так называемые зоны обрушения и сдвижения. При плавном оседании над месторождением возникает углубление в земной поверхности – *мульда оседания*. При обрушении на поверхности образуются зоны обрушения, зоны сдвижения или отдельные провальные воронки (рис. 3.1).

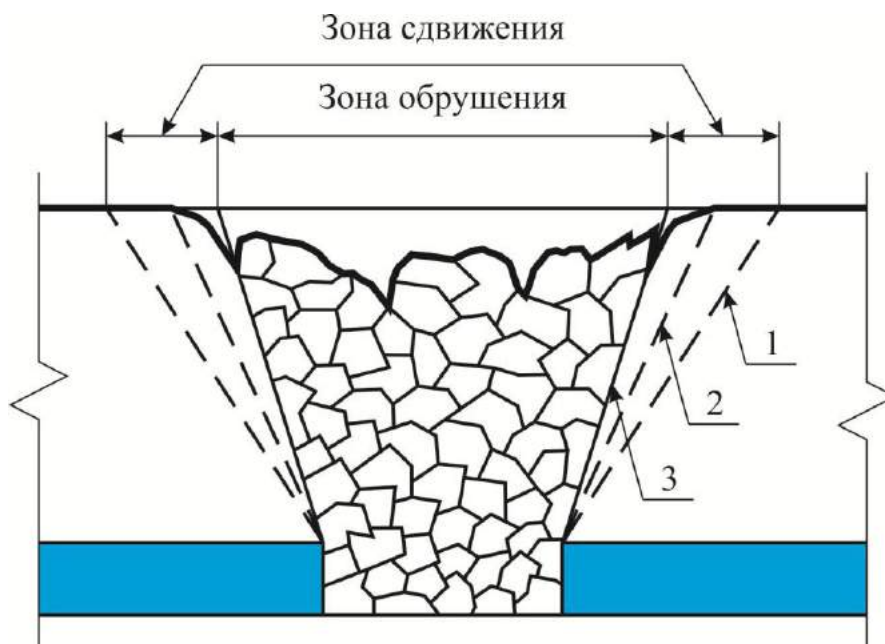


Рис. 3.1. Схема сдвижения горных пород при разработке месторождения:  
1 – граница области сдвижения; 2 – граница области опасных сдвижений;  
3 – граница зоны обрушения

В самой области сдвижения горных пород различают:

- **зону обрушения** – участок, где наблюдается оседание террасами с образованием трещин и нарушением сплошности массива;
- **зону сдвижения** – участок поверхности, где сдвижение пород происходит без разрыва сплошности массива.

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

Системы разработки с обрушением характеризуются активным процессом сдвижения и деформирования толщи пород и земной поверхности с

отсутствием отчетливо выраженных поверхностей сдвига пород по напластованию. Для систем с закладкой характерно отсутствие или медленное, плавное развитие сдвижения земной поверхности. Провалы и крупные трещины не образуются. При добыче руды с управлением горным давлением оставлением регулярных рудных целиков процесс сдвижения горных пород может длительное время не проявляться на земной поверхности. Однако со временем целики и кровля между ними постепенно деформируются и разрушаются. Поддержание земной поверхности в некоторых условиях может осуществляться комбинированным способом управления горным давлением: с оставлением регулярных целиков и сухой (гидравлической) закладкой выработанного пространства между ними.

При малой мощности рудных тел или отработке слепых залежей на большой глубине системами с обрушением, земная поверхность может оставаться в устойчивом состоянии. Устойчивым считается такое состояние толщи пород, при котором после подработки сдвижение и деформации отсутствуют или со временем не превышают критических значений. **Безопасной глубиной разработки** называется глубина разработки, при которой отработка полезного ископаемого не вызывает сдвижения земной поверхности. Отношение минимальной безопасной глубины к мощности рудного тела называют **коэффициентом безопасности**, который зависит от физико-механических свойств горных пород. В зависимости от условий ведения горных работ коэффициент безопасности ориентировочно равен: при системах разработки без закладки – 200, с сыпучей закладкой – 80, с твердеющей закладкой – 30.

### 3.2. Определение зон сдвижения горных пород

Сдвижение горных пород происходит по криволинейным поверхностям, но при выполнении графических построений их принимают за плоскости, которые образуют 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 массива горных пород.

Обезопасить поверхностные и подземные горнотехнических сооружения от последствий сдвижения вмещающих пород можно следующими способами:

- располагать сооружения за пределами зоны сдвижения горных пород;
- оставлять под сооружениями охранные целики из руды;
- применять системы разработки с твердеющей закладкой.

При определении зон сдвижения горных пород различают:

- угол сдвижения пород лежащего бока  $\gamma$ ;
- угол сдвижения пород висячего бока  $\beta$ ;
- угол сдвижения пород по простиранию  $\delta$ ;
- угол сдвижения наносных пород  $\varphi$ .

Точки, где проявилось сдвижение поверхности, отмечают на разрезе вкрест простирания и соединяют с контуром рудного тела на горизонте, где произведена отработка руды. Таким образом получают углы сдвижения. Углы сдвижения зависит от многих факторов: строения пород, углов падения залежей, глубины горных работ, порядка отработки месторождения и т.д. Когда углы сдвижения для месторождения не известны, их величину рекомендуется определять в соответствии с данными, приведенными в табл. 3.1 для средневзвешенного значения прочности и строения пород.

Таблица 3.1

Углы сдвижения пород  
для средневзвешенного значения прочности горных пород

Тип и строение массива горных пород	Прочность горных пород, МПа	Угол падения рудных тел $\alpha$ , градус	Угол сдвижения, град		
			$\delta$	$\beta$	$\gamma$
слоистое	< 50	0 – 45	55	45	55
		46 – 75	55	40	40
		76 – 90	55	45	40
	50 – 80	0 – 45	60	50	60
		46 – 60	60	40	60
		61 – 75	60	40	50
		76 – 90	60	45	50
	> 80	0 – 45	65	50	65
		46 – 60	65	45	65
		61 – 75	65	45	50
		76 – 90	65	50	50
	неслоистое	$\geq 80$	0 – 30	70	70
31 – 50			70	65	65
51 – 75			70	65	$\alpha$
76 – 90			70	65	65

В наносных породах угол сдвижения принимают равным во всех направлениях. В сухих (необводненных) породах  $\varphi = 50^\circ$ , но не превышает значений углов сдвижения. При мощности рудных тел > 15 м, глубине разработки < 100 м, мощности наносов более 30 м угол  $\varphi$  принимают равным  $40^\circ$ . В обводненных наносах значение  $\varphi$  принимается равным  $35^\circ$ .

Шахтные стволы и другие сооружения на поверхности, которые должны служить десятки лет, не допускают даже малых смещений земной поверхности и не могут строиться в пределах зоны влияния горных работ. Так как при выборе углов сдвижения и обрушения горных пород нельзя учесть все факторы,

которые могут оказывать влияние на размеры зоны сдвижения и обрушения, при выборе места заложения основных вскрывающих выработок оставляют бермы безопасности. **Бермой безопасности** называется расстояние от зоны сдвижения до места расположения поверхностных сооружений, учитывающая возможные снижения углов сдвижения, которые могут быть меньше, чем запроектированные. Берму безопасности применяют шириной  $B_6 = 20$  м для стволов шахт, поверхностных сооружений и полотна железной дороги. Для прочих сооружений ширину бермы принимают  $B_6 = 10$  м. 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. Эти бермы создают определенную гарантию для сохранности сооружений в случае уменьшения углов сдвижения. Поэтому вскрывающие выработки всегда располагают вне зоны влияния горных работ.

Построение зоны сдвижения горных пород производят в следующем порядке. На разрезах вкрест и по простиранию вычерчивают рудное тело и границу наносных пород. Далее откладывают углы сдвижения пород висячего и лежачего боков, а также углы сдвижения пород по простиранию и проводят линии до границы наносных пород. Угол сдвижения пород лежачего бока не должен превышать угол падения рудного тела. Затем откладывают углы сдвижения наносных пород и проводят линии до пересечения с земной поверхностью на которой получают границу зоны сдвижения. После чего от границы зоны сдвижения откладывают берму безопасности и определяют место расположения стволов.

На рис. 3.1 и 3.2 представлены расчетные схемы определения места расположения вертикальных стволов вне зоны сдвижения горных пород.

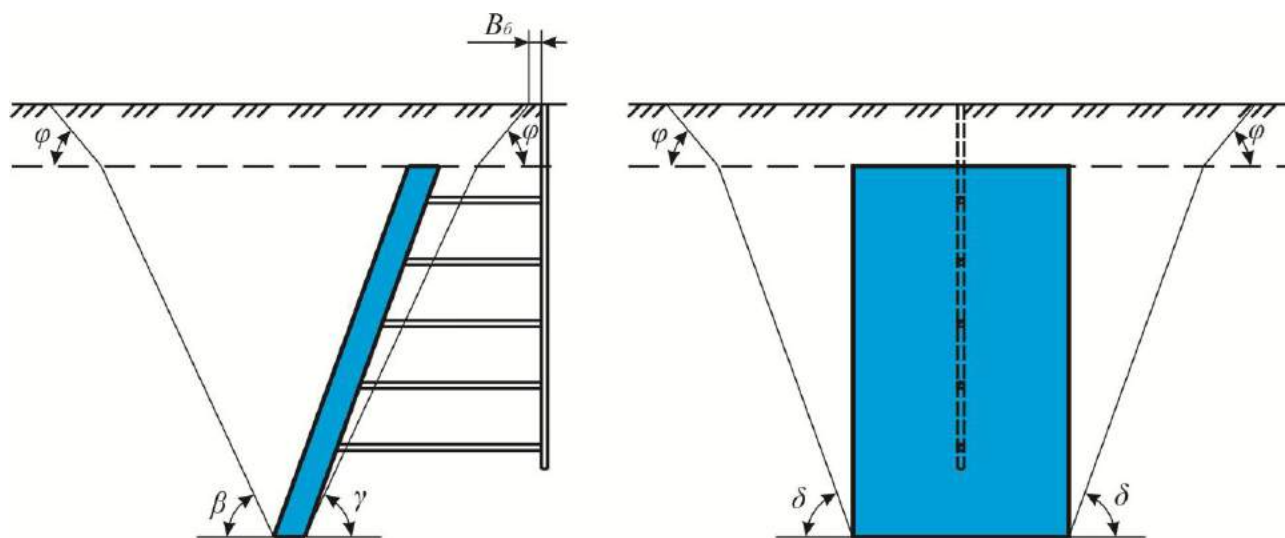


Рис. 3.1. Расчетная схема определения места расположения вертикального ствола вне зоны сдвижения горных пород при условии  $\alpha > \gamma$

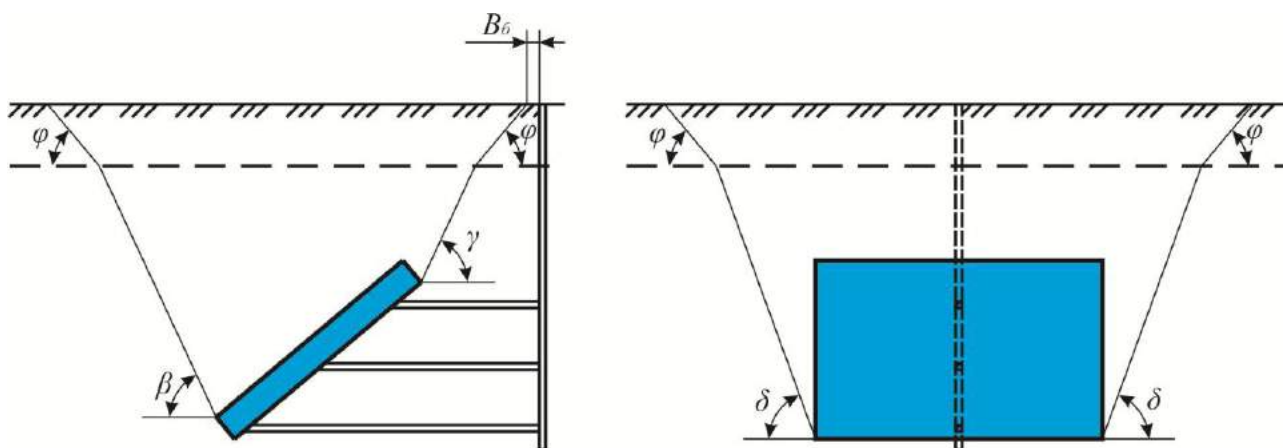


Рис. 3.2. Расчетная схема определения места расположения вертикального ствола вне зоны сдвижения горных пород при условии  $\alpha < \gamma$

### 3.3. Построение границ охранных целиков

Если шахтное поле имеет очень большие размеры, то вскрываемые выработки можно располагать над рудным телом, обязательно оставляя под ними в рудном теле охранные целики. Построение границ охранных целиков производят следующим образом (рис. 3.3). 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 охранных целиков. Охранные целики, как правило, не подлежат выемке, так как разработка охранных целиков связана с большими трудностями. Потери руды при выемке целиков достигают 30 – 50%. В охранных целиках на длительный срок консервируются большие запасы руды, особенно при разработке мощных месторождений.

Однако, после того как минует надобность в стволе и отработка охранных целиков необходима, то руду из него можно добыть. Для этого выработанное пространство тщательно заполняют материалами, препятствующими сдвижению налегающих пород. Если требуется сохранение земной поверхности, полости заполняют сухой закладкой, т.е. материалом, не содержащим полезных компонентов (песок, дробленая порода, шлак). Это уменьшает деформацию вмещающих пород и при разработке тонких месторождений исключает их обрушение. При разработке мощных месторождений применение сухой закладки лишь замедляет процесс сдвижения пород, но не исключает возможность их обрушения и сдвижения поверхности, поэтому практикуют разработку месторождений с заполнением выработанного пространства твердеющей закладкой, которая предохраняет вмещающие породы от обрушения.



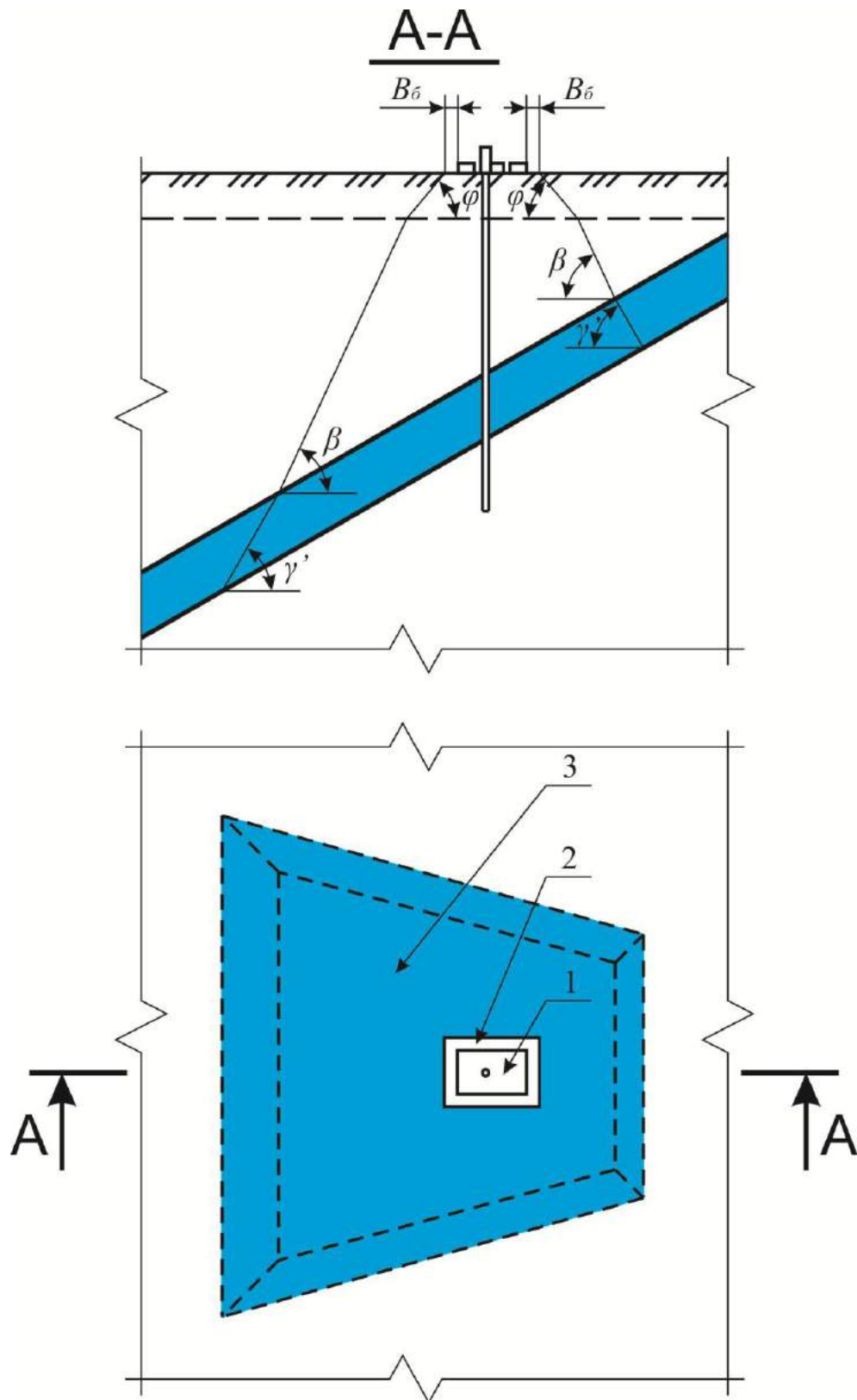


Рис. 3.3. Расчетная схема построения границ охранного целика:  
 1 – промышленная площадка; 2 – берма безопасности; 3 – охранный целик;  
 $\gamma'$  – угол сдвига руды



### **Вопросы для самоконтроля**

- 1. Охарактеризуйте виды сдвижения горных пород.*
- 2. Что такое зона обрушения и сдвижения?*
- 3. Что такое мульда сдвижения?*
- 4. Как определяется зона сдвижения.*
- 5. Что такое берма безопасности?*
- 6. Приведите порядок построения границ охранного целика.*



### **ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 3**

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
4. Инструкция по наблюдению за сдвижением горных пород и земной поверхности при подземной разработке рудных месторождений. – Утв. Госгортехнадзором СССР от 03.07.1986 г. – Л.: ВНИМИ, 1988. – 111 с.
5. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений : учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
6. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
7. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГТУ, 2003. – 767 с.
8. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

## 4. СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

### 4.1. Вскрывающие горные выработки

Как отмечалось выше, разработка рудного месторождения подземным способом состоит из трех основных производственных стадий: вскрытие месторождения, подготовка его к очистной выемке и очистные работы. Эти стадии могут выполняться последовательно и параллельно. В начальный период эксплуатации месторождения вскрытие, подготовка и очистная выемка выполняются только последовательно. В дальнейшем они могут проводиться параллельно. Например, наряду с очистной выемкой на верхних горизонтах могут производиться вскрытие и подготовка нижней части месторождения.

**Вскрывающие выработки** – это выработки предназначенные для вскрытия шахтного поля, на первых и всех последующих откаточных и вентиляционных горизонтах. Проведение вскрывающих выработок называется **горно-капитальными работами**, а сами выработки – **капитальными**. К вскрывающим выработкам относятся: вертикальные и наклонные стволы, штольни, квершлагги, околоствольные двory, капитальные рудоспуски и породоспуски, шурфы, автомобильные съезды и уклоны, обслуживающие основные горизонты и т.д.

Вскрывающие выработки по расположению относительно земной поверхности подразделяются на 2 группы:

- *основные* имеющие непосредственный выход на земную поверхность;
- *подземные* не имеющие непосредственного выхода на поверхность.

По выполняемым функциям вскрывающие выработки подразделяются на:

- *главные* – служащие для транспортировки и подъема руды;
- *вспомогательные* – все остальные выработки.

К основным главным вскрывающим выработкам относятся: вертикальные и наклонные шахтные стволы, штольни, автомобильные съезды, выполняющие основные функции по подъему или транспортировке полезного ископаемого (рис. 4.1, а–г), а к основным вспомогательным – вертикальные и наклонные стволы, штольни, предназначенные для вентиляции, передвижения людей, доставке материалов и т.д.

В зависимости от характера используемых подъемных сосудов различают главные стволы: скиповые, скипо-клетевые и клетевые. *Скиповые стволы* могут иметь один скип с противовесом, 2 или 4 взаимоуравновешенных скипа. Скиповые стволы применяют для подъема руды на рудниках с большой производительностью, причем в этом случае необходим вспомогательный ствол для спуска и подъема людей, материалов и других вспомогательных операций. *Скипо-клетевые стволы* являются наиболее распространенными на рудниках малой и средней производственной мощности. Они служат как для подъема руды, так и для выполнения вспомогательных операций. Сочетание подъемных сосудов в этом случае может быть весьма разнообразным. Могут быть 2 скипа и клеть с противовесом; 2 скипа и 2 уравновешенные клетки и т.д.

Клетевые стволы применяют при небольшой производственной мощности предприятия. Руду в этом случае поднимают в вагонетках с помощью клеток. В таком стволе может быть либо 2 уравновешенные клетки, либо клеть с противовесом.

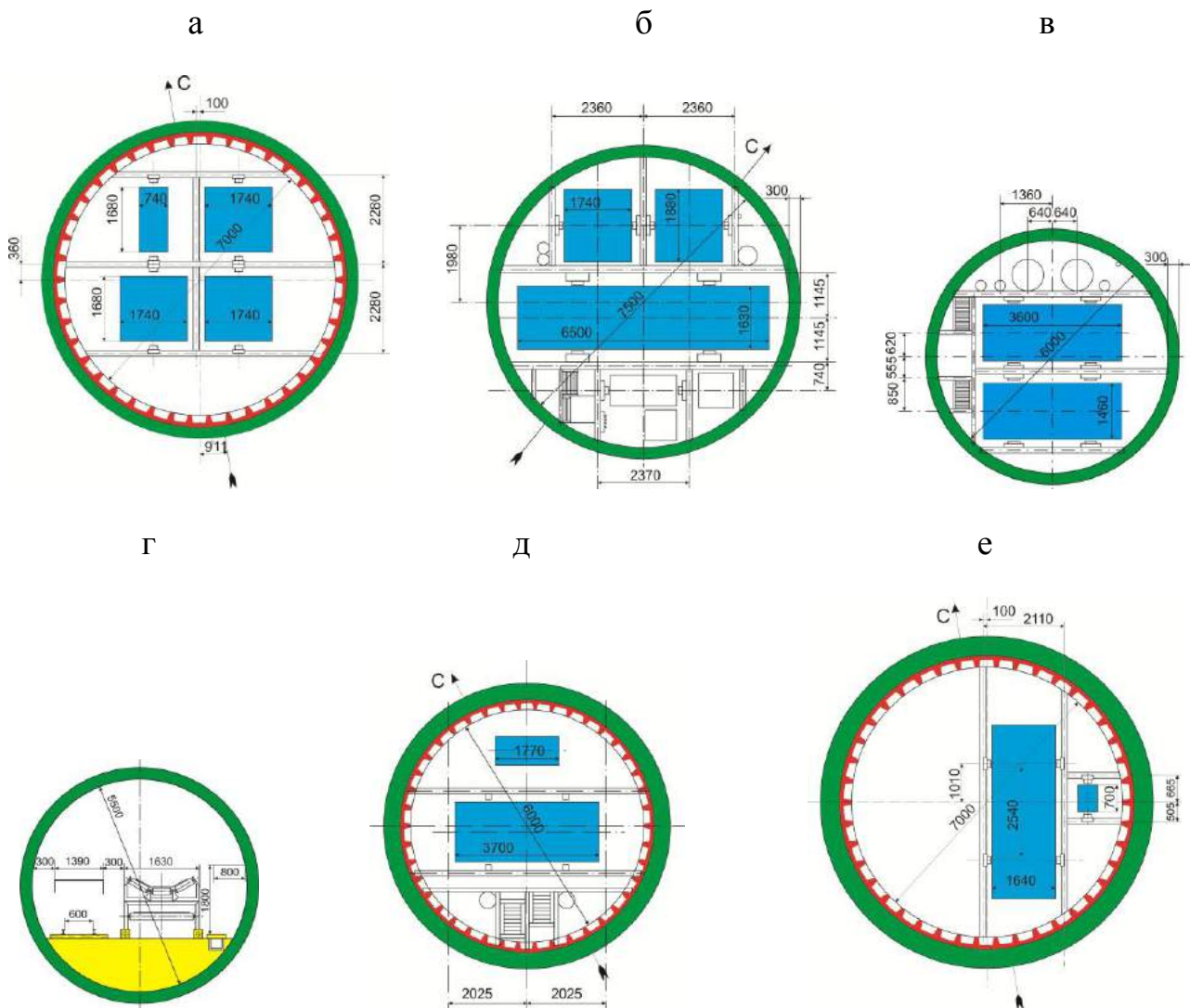


Рис. 4.1. Поперечное сечение основных главных и вспомогательных вскрывающих выработок на рудных шахтах Украины: а – главный ствол «Грузовой ствол № 1» ЧАО «Запорожский ЖРК»; б – главный ствол шахты «Им. Ленина» ПАО «Криворожский ЖРК»; в – главный ствол шахты «Смоленская» ГП «Восточный ГОК»; г – наклонный главный ствол шахты 3–5 ПАО «Марганецкий ГОК»; д – северный вентиляционный ствол ЧАО «Запорожский ЖРК»; е – вспомогательный ствол ЧАО «Запорожский ЖРК»

К подземным главным вскрывающим выработкам относятся слепые вертикальные и наклонные стволы, этажные квершлагги, автомобильные съезды и транспортные уклоны служащие для транспортирования и подъема руды (рис. 4.2).

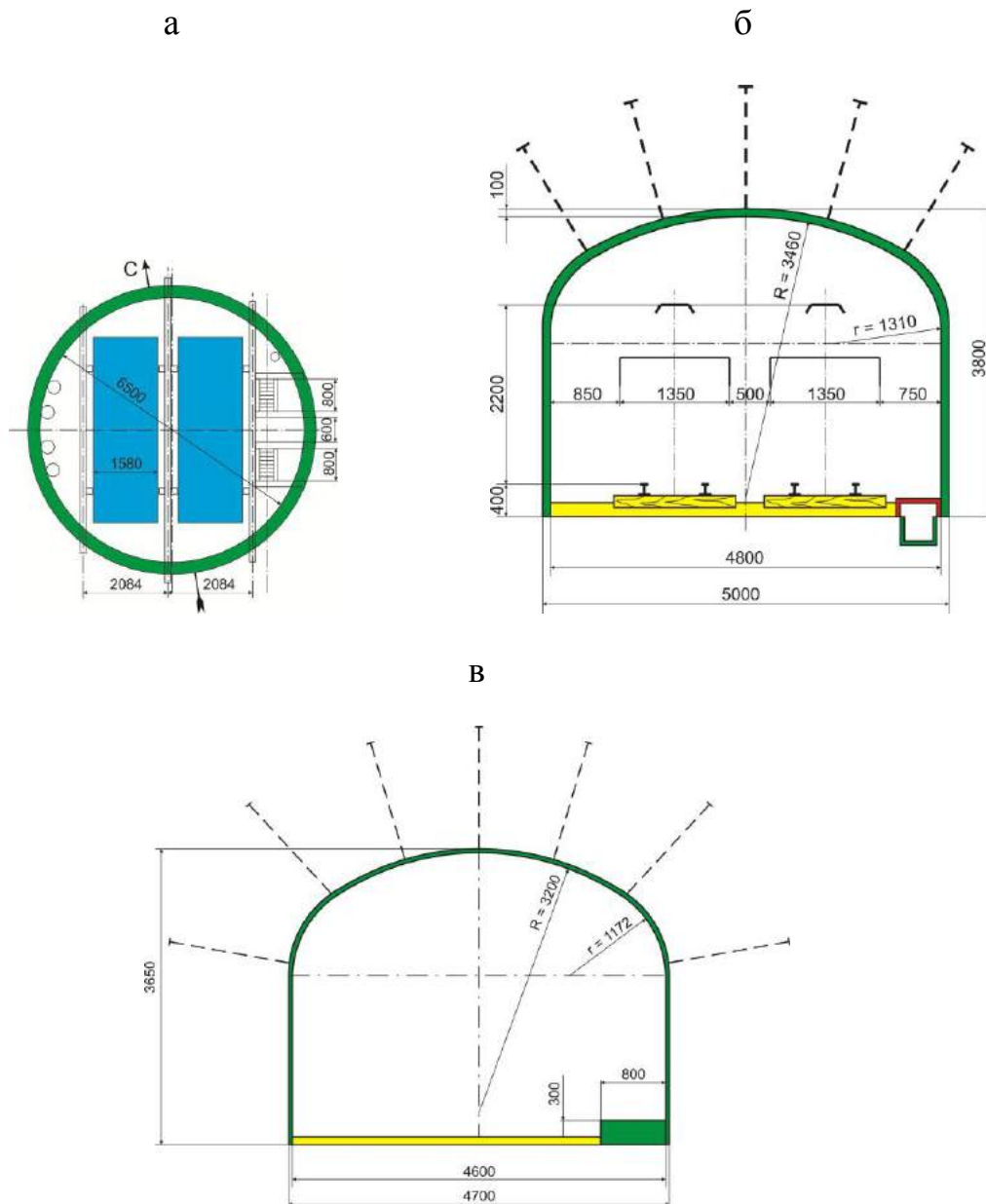


Рис. 4.2. Поперечное сечение подземных главных и вспомогательных вскрывающих выработок ЧАО «Запорожский ЖРК»: а – центральный слепой ствол; б – грузовой квершлаг; в – транспортный уклон

К подземным вспомогательным вскрывающим выработкам относятся: околоствольные выработки (околоствольные двory, насосные камеры, водосборники, камеры электроподстанций, обгонные и соединительные выработки), подземные бункера, дозаторные камеры и камеры дробильных установок, капитальные рудоспуски и породоспуски, камерные выработки специального назначения (камеры подъемных машин, электровозное депо, ремонтные и заправочные пункты, склады любого назначения, камеры ожидания, медпункты и т.д.), специальные закладочные, вентиляционные, дренажные и водоотливные выработки, уклоны по доставке самоходного и другого оборудования с основного горизонта на подэтажные горизонты, все выработки концентрационного горизонта.

**Околоствольный двор** – взаимосвязанный комплекс капитальных горных выработок, расположенных непосредственно у ствола на транспортном горизонте, специально оборудованных и связывающих ствол с главными выработками горизонта и предназначенных для обслуживания горных работ на горизонте в соответствии с назначением ствола. Околоствольный двор предназначен для производства работ по приему и выдаче полезного ископаемого на поверхность, приему материалов и оборудования, доставляемых в рудник, и размещения камер различного технологического назначения. В околоствольном дворе размещают: насосную камеру, подстанцию, камеру ожидания, диспетчерскую, медицинский пункт, электровозное депо, выработку с противопожарным оборудованием и водосборники. Кроме того, в скиповых ветвях дворов располагают опрокидыватели для вагонеток, и ниже их бункера, камеры для дробилки и загрузочных устройств. Бункера и загрузочные устройства скипов размещают на участке по вертикали 40 – 50 м, что требует углубления свода ниже основного транспортного горизонта на такую же величину. Объем выработок околоствольных дворов можно характеризовать цифрами например по шахтам Криворожского железорудного бассейна он составляет 2000 – 13000 м<sup>3</sup>.

По стволу шахты приходится спускать длинномерные материалы: рельсы, трубы, балки. Их спускают в клетки или подвесив под клетью. Длина этих материалов может составлять 6 – 8 м. Чтобы направить их из ствола в горизонтальную выработку, высота сопряжения ствола с этой выработкой должна быть 4,5 – 6,5 м. Высоту сопряжения можно вычислить в зависимости от длины спускаемых материалов или определить графически.

Возле ствола делают обходную выработку, чтобы можно было пройти из одной стороны околоствольного двора на другую. Обходную выработку отделяют от ствола бетонным целиком толщиной 1 м или породным целиком толщиной 3 – 5 м.

Клеть, опускающаяся на уровень околоствольного двора, располагается на брусках, если это последний горизонт. На промежуточных горизонтах клеть принимают на кулаки или оставляют на весу. Недостатки эксплуатации кулаков заключаются в провисании каната и динамических нагрузках при трогании клетки с места, а также в возможности аварии при случайном выдвигании кулаков на промежуточном горизонте, когда клеть движется на нижележащий горизонт. Вагонетки, приготовленные для погрузки в клеть, задерживаются стопорами. Вагонетки подаются в клеть по самокатному уклону или с помощью специального толкателя. Грузовая вагонетка выталкивается из клетки порожнюю на противоположную сторону околоствольного двора, где скапливаются порожние вагонетки. Если для спуска и подъема людей применяются двухэтажные клетки, у ствола устраивают площадку для посадки людей на второй этаж клетки. Обычно по стволу течет некоторое количество воды. Поэтому на уровне кровли околоствольного двора необходимо оборудовать желоб для улавливания воды.

Загрузочные устройства служат для перегрузки руды, прибывающей к стволу в вагонетках, в скипы. В комплекс загрузочных устройств включаются опрокидыватели (или другие устройства для опораживания вагонеток), грохоты, дробилки, бункера и дозирующие устройства. Опрокидыватель располагают на уровне откаточного горизонта, а все остальные устройства ниже него. При загрузке скипов некоторое количество руды просыпается, поэтому ниже скипов устроен рудоулавливатель. Руда, просыпающаяся в рудоулавливатель, по специальному восстающему поступает на нижележащий горизонт. Руду из рудоулавливателя периодически выпускают и увозят в вагонетках. Загрузочные устройства подобного типа применяют на крупных рудниках. При малой производственной мощности шахты применяют загрузочные устройства малой емкости (лотки на несколько тонн руды с затвором в нижней части). Емкость вагонеток должна быть равна или кратна емкости скипов. В этом случае работа подъема связана с работой подземного транспорта.

Объем камеры и вспомогательных сооружений для дробилки с приемным отверстием  $0,9 \times 1,2$  м составляет  $800 - 2700 \text{ м}^3$ . Если приемное отверстие дробилки  $1,2 \times 1,5$  м, то эти цифры примерно удваиваются. Емкость бункера выбирают в зависимости от емкости скипов и равномерности грузопотока. Обычно при емкости скипов  $15 - 25$  т объем бункеров составляет  $150 - 350 \text{ м}^3$ . Таким образом, комплекс загрузочных устройств является сложным и дорогостоящим сооружением.

Насосную камеру, подстанцию и водосборник располагают вблизи ствола шахты. В водосборник собирается вода со всего шахтного поля. По правилам технической эксплуатации водосборники должны удовлетворять следующим требованиям:

- емкость водосборника на ранее построенных шахтах должна быть равна не менее чем пятичасовому притоку воды, на вновь строящихся шахтах – восьмичасовому притоку;
- при расположении водосборника ниже насосной камеры глубина всасывания не должна превышать  $5,5$  м;
- водосборник должен очищаться от ила не реже 2-х раз в год;
- для возможности чистки водосборник должен иметь 2 ветви, каждая из которых должна самостоятельно подключаться к насосам.

Водосборник делают в виде одной или двух горизонтальных выработок сечением  $5 - 10 \text{ м}^2$ . Наклонными ходками его соединяют с выработками околоствольного двора. Во время чистки соответствующую ветвь водосборника отключают и всю воду направляют во вторую ветвь. Чистку производят скреперной лебедкой, ручную или грязевым насосом. С насосной камерой водосборник соединяется с помощью колодцев, в которые опущены всасы насосов. Насосные камеры можно располагать ниже водосборников на  $4 - 5$  м для возможности самозалива насоса, но такая схема практикуется редко.

Насосная камера представляет собой горизонтальную выработку сечением  $12 - 15 \text{ м}^2$  и длиной  $9 - 18$  м. К насосным камерам предъявляют следующие требования:

- при притоке воды более  $60 \text{ м}^3/\text{ч}$  в насосной камере должны располагаться 3 насоса равной мощности один в работе, один в резерве и один на ремонте;
- каждый насос должен откачивать суточный приток за 20 ч;
- при притоке до  $50 \text{ м}^3/\text{ч}$  можно иметь 2 насоса;
- при весеннем притоке более 100% нормального, нужно иметь место для установки четвертого насоса;
- пол насосной камеры располагают на 0,5 м выше уровня околоствольного двора;
- фундаменты насосов подняты над уровнем пола на 0,2 – 0,25 м.
- расстояние между фундаментами, а также фундаментами и стенками не менее 1 м;
- насосная камера соединяется с околоствольным двором двумя ходками, в которых устанавливаются герметические двери;
- со стволом шахты насосная камера сообщается ходком площадью сечения  $2,25 \text{ м}^2$ , который сопрягается со стволом на высоте не менее 7 м от почвы околоствольного двора;
- при притоке более  $50 \text{ м}^3/\text{ч}$  каждый насос имеет отдельный колодец для всаса, все они соединяются горизонтальной выработкой, к которой с помощью задвижек можно подключить любую из ветвей водосборника;
- насосная станция должна иметь два нагнетательных става труб – рабочий и резервный.

Перечисленные выше требования обеспечивают необходимый резерв водоотливных средств в случае неожиданных и весенних увеличений притоков воды, кроме того, позволяют вести водоотлив в течение некоторого времени после затопления горизонтальных выработок. Если закрыть герметически двери в людских ходках, то водоотлив можно вести пока не затопит все горизонтальные выработки и вода в стволе не поднимется до уровня трубного ходка. Объем водосборников колеблется в зависимости от притока воды и составляет  $400 - 2000 \text{ м}^3$ .

Электровозное депо – место для осмотра, чистки, смазки и текущего ремонта электровозов. Объем камер для гаражей составляет  $200 - 400 \text{ м}^3$ . В гараже оборудуют яму ремонта и осмотра электровозов. Длина гаража обусловлена количеством электровозов, которые одновременно могут находиться в ремонте.

Камера медпункта служит для оказания первой помощи, получившим травму. Если количество рабочих составляет до 80 человек в смену, то ее делают с одним отделением, при большем количестве рабочих – с двумя отделениями. Здесь находится шкаф с медикаментами, кушетка, носилки, умывальник и другое оборудование. Объем камер  $30 - 85 \text{ м}^3$ .

Диспетчерская камера состоит из двух отделений; одно для диспетчера, который по мнемосхеме следит за движением составов и управляет стрелочными переводами; второе – мастерская для ремонта аппаратуры. Для шахт производительностью до 300 тыс. т/г объем камеры –  $30 \text{ м}^3$ , при более высокой производственной мощности –  $60 \text{ м}^3$ .



Камера ожидания, служит для размещения рабочих, ожидающих подъема или отправки к месту работы. В камере располагают скамьи из расчета 0,4 м на одного человека. Скамьи располагают в один или в два ряда. Длина камер 15 м, ширина от 1,5 до 3,8 м. Объем камер ожидания 40 – 150 м<sup>3</sup>.

Строение камер с противопожарным оборудованием и материалами аналогично строению гаражей и депо. Разница заключается лишь в размерах этих выработок. При производственной мощности шахты до 0,3 млн. т/год камера для противопожарных материалов должна иметь путь для состава из 10 – 12 вагонеток, при производственной мощности 0,3 – 0,8 млн. т/год – путь на 6 – 8 вагонеток и отделение для хранения материалов, при производственной мощности более 0,8 млн. т/год – путь на 8 – 10 вагонеток и отделение для хранения материалов. Вагонетки должны быть заполнены материалами и готовыми к отправке. В камере должны быть следующие материалы: кирпич, цемент, глина, стойки, газовые и вентиляционные трубы. Объем противопожарных камер составляет 100 – 200 м<sup>3</sup>.

Ориентировочная площадь поперечного сечения вскрывающих выработок может быть определена в зависимости от годовой производительности шахты *A*, млн. т/год, представлена в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Ориентировочная площадь поперечного сечения вскрывающих выработок в зависимости от годовой производительности шахты *A* млн. т/год

Наименование выработки	Площадь поперечного сечения выработки, м <sup>2</sup>
Главный вертикальный ствол	$23,4 + 3,6 \cdot A$
Наклонный ствол	$19,3 + 0,98 \cdot A$
Наклонный автомобильный съезд	$18,7 + 4,29 \cdot A$
Штольня или откаточный квершлаг	$4,2 + 5,4 \cdot A$
Центральный вентиляционный ствол	$4,4 + 7,3 \cdot A$
Квершлаг центрального вентиляционного ствола	$2 + 6,15 \cdot A$
Клетевой вспомогательный ствол	$14 + 4 \cdot A$
Фланговый вентиляционный ствол	$5 + 2,82 \cdot A$
Квершлаг флангового вентиляционного ствола	$4,15 \cdot A$

#### 4.2. Схемы расположения главных вскрывающих выработок и их количество

Согласно Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом (ЕПБ) на каждом действующем 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. Ориентировочное количество главных и

вспомогательных стволов принимается в зависимости от годовой производительности шахты, которое представлено в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Ориентировочное количество главных и вспомогательных стволов  
в зависимости от годовой производительности шахты

Производительность шахты, млн. т/год	< 1	1 – 3	3 – 5	5 – 8	8 – 10	> 10
Количество стволов, шт.	2 – 3	3 – 4	3 – 5	5 – 7	6 – 8	> 8

Выбор места заложения главных и вспомогательных стволов шахт представляет весьма ответственную и сложную задачу, от решения которой зависит суммарный объем вскрывающих и подготовительных выработок и, следовательно, стоимость вскрытия и себестоимость добытой руды. При проектировании рудника необходимо определить не только место заложения стволов вкрест простирания и по простиранию месторождения, но и найти оптимальное расположение главных и вспомогательных стволов по отношению друг к другу. При выборе мест заложения стволов шахт необходимо соблюдать прежде всего следующие условия:

- располагать стволы вне зоны сдвижения вмещающих пород, подрабатываемых в процессе разработки;

- определять минимальные затраты на вскрытие и разработку месторождения (на проходку выработок, транспортирование руды и материалов под землей и на поверхности, проветривание и т.д.).

При этом необходимо учитывать:

- горно-геологические условия проведения стволов и квершлагов;
- принятый порядок очистных работ, исходя из условий проявления горного давления;

- оптимальные условия проветривания горных выработок;

- условия выбора места заложения ствола шахты на поверхности;

- наличие в зоне строительной площадки шахт водоемов, заболоченных участков, застроенность местности, рельеф поверхности, возможность затопления территории весенними водами, опасность обвалов и лавин в горной местности и др.;

- расположение обогатительной фабрики и складов усреднения содержания полезных ископаемых.

Местоположение стволов выбирают в двух направлениях: вкрест простирания и по простиранию месторождения и определяют с учетом многих факторов. В направлении вкрест простирания стволы стремятся располагать за пределами зоны сдвижения пород, чтобы обеспечить их сохранность в течение всего срока разработки месторождения. Ошибки в определении положения ствола в направлении вкрест простирания приводят к тяжелым последствиям. Со временем, после отработки рудного тела на некоторую глубину, происходит сдвижение пород, и ствол, расположенный слишком близко к рудному телу, начинает деформироваться и выходит из строя. Приходится проходить новый

ствол, что связано с многомиллионными затратами. Можно оставить возле ствола охранный целик, но это вызывает консервацию на длительный срок некоторых запасов руды. Такое решение обычно принимается индивидуально.

Относительно линии простирания, чем длиннее трасса подземного транспортирования, тем затраты больше, поэтому главные вскрывающие выработки стремятся расположить ближе к середине шахтного поля. Наибольшее распространение получили следующие схемы расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок относительно линии простирания: центральная, фланговая, диагональная и усиленная диагональная.

*Центральная схема* расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок заключается в том, что главный и вспомогательный стволы шахты располагают в центре рудного тела за зоной сдвижения горных пород (рис. 4.3).

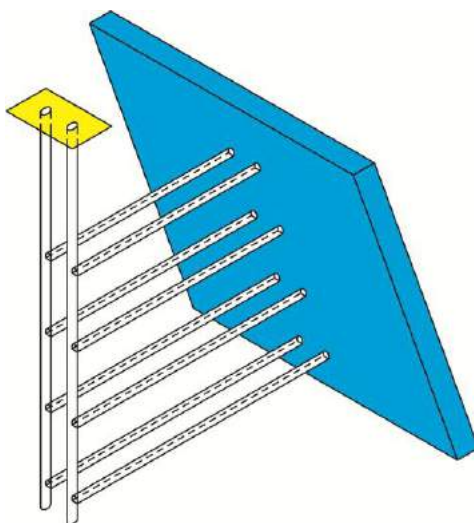


Рис. 4.3. Центральная схема расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок

Условия применения: производительность шахты до 1 млн. т в год, длина рудного тела по простиранию до 1000 м.

Достоинство – невысокая стоимость.

Недостатки: сложные условия вентиляции шахты, пожароопасность, сложность выведения людей из зоны пожара.

*Фланговая схема* расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок заключается в том, что главный и вспомогательные стволы шахты располагают на флангах рудного тела за зоной сдвижения горных пород (рис. 4.4).

Условия применения: производительность шахты до 1 млн. т в год, длина рудного тела по простиранию до 1000 м.

Достоинство – невысокая стоимость.

Недостатки: сложные условия вентиляции шахты, пожароопасная, сложность выведения людей из зоны пожара.

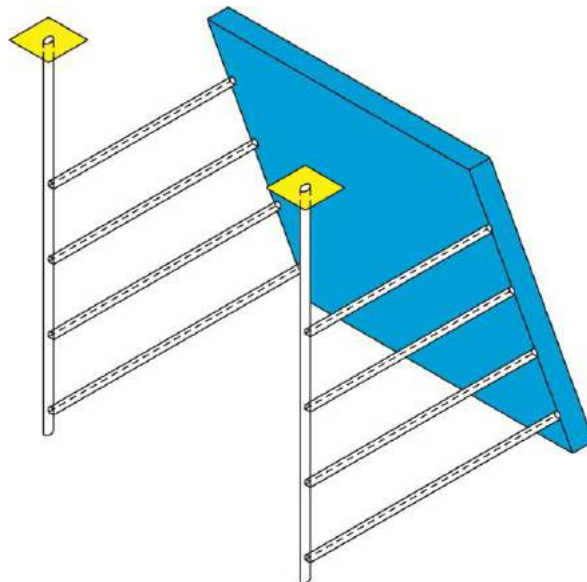


Рис. 4.4. Фланговая схема расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок

*Диагональная схема* расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок заключается в том, что главный ствол шахты располагают по центру рудного тела, а вспомогательные стволы на флангах за зоной сдвижения горных пород (рис. 4.5).

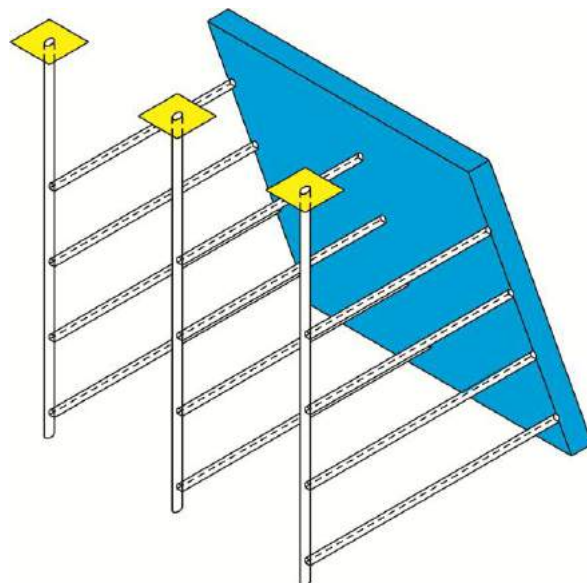


Рис. 4.5. Диагональная схема расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок

Условия применения: производительность шахты 1 – 4 млн. т в год, длина рудного тела по простиранию более 1000 м.

Достоинства: хорошие условия вентиляции шахты, пожаробезопасная.

Недостаток – высокая стоимость.

Усиленная диагональная схема расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок заключается в том, что главный и вспомогательный стволы шахты располагают по центру рудного тела, а другие вспомогательные стволы на флангах за зоной сдвижения горных пород (рис. 4.6).

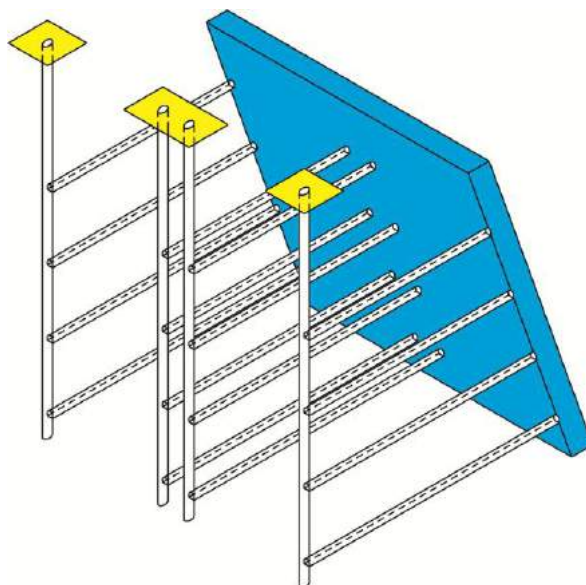


Рис. 4.6. Усиленная диагональная схема расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок

Условия применения: производительность шахты более 4 млн. т в год, длина рудного тела по простиранию более 1000 м.

Достоинства: хорошие условия вентиляции шахты, пожаробезопасная.

Недостаток – высокая стоимость.

Для определения места расположения ствола относительно линии простирания залежи пользуются правилом профессора Л.Д. Шевякова. Ствол должен находиться против такого небольшого участка залежи, запасы которого сложены с запасов левой стороны залежи ( $Q_{лев}$ ) будут больше запасов правой стороны ( $Q_{прав}$ ) и наоборот сложенные запасы правой стороны дадут сумму больше чем запасы левой стороны (рис. 4.7).

Т.е. по правилу:

$$\Delta q + Q_{лев} > Q_{прав}, \text{ тыс. т;} \quad (4.1)$$

$$\Delta q + Q_{прав} > Q_{лев}, \text{ тыс. т,} \quad (4.2)$$

где  $Q_{лев}$  – сумма запасов левой части залежи, которые равны

$$Q_{лев} = \sum_{i=1}^n Q_{il}, \text{ тыс. т;}$$

$Q_{прав}$  – сумма запасов правой части залежи, которые равны

$$Q_{прав} = \sum_{i=1}^n Q_{in}, \text{ тыс. т.}$$

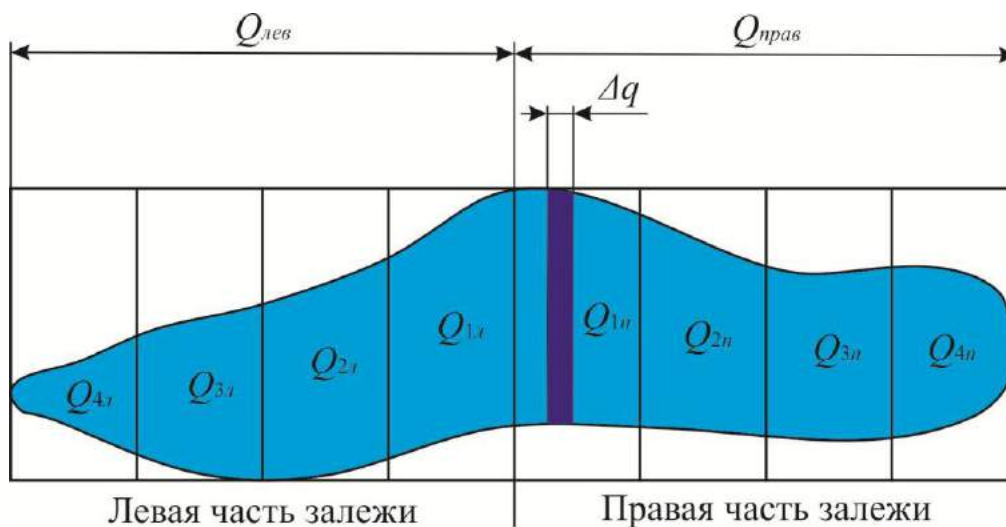


Рис. 4.7. Расчетная схема к определению места расположения ствола относительно линии простирания

Согласно полученным выражениям 4.1 и 4.2 ствол должен находиться против центра запасов залежи.

### 4.3. Классификация способов вскрытия

**Системой вскрытия** шахтного поля называется порядок проведения комплекса вскрывающих выработок при строительстве и эксплуатации горнорудного предприятия, для обеспечения доступа к запасам руды с земной поверхности. Система вскрытия состоит из способа и схемы.

**Способ вскрытия** шахтного поля характеризуется типом основных и подземных главных вскрывающих выработок и их расположением относительно рудной залежи (в лежачем боку, по месторождению, в висячем боку), а графическим изображением способа вскрытия является схема вскрытия.

**Схемой вскрытия** шахтного поля называется графическое изображение расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок относительно рудной залежи.

Если вскрытие осуществляется выработками одного типа, то оно относится к простым способам, а если для подъема руды с нижних горизонтов используются слепые стволы – то к комбинированным. Классификация способов вскрытия рудных месторождений представлена в табл. 4.2.

Таблица 4.2

## Классификация способов вскрытия рудных месторождений

Способ вскрытия	Группа способа вскрытия	Схема вскрытия
Простой	Вертикальным стволом	Вертикальным стволом, расположенным в лежащем боку залежи
		Вертикальным стволом, расположенным в висячем боку залежи
		Вертикальным стволом, пересекающим залежь
		Вертикальным стволом с концентрационными горизонтами
	Наклонным стволом	Наклонным конвейерным стволом, расположенным в лежащем боку залежи
		Наклонным скиповым стволом, расположенным в лежащем боку залежи
		Наклонным стволом по месторождению
	Автомобильным съездом или уклоном	Автомобильным съездом или уклоном, пройденным в лежащем боку или на фланге залежи
Штольной	Штольной расположенной в лежащем боку залежи	
	Штольной расположенной в висячем боку залежи	
Комбинированный	Вертикальным стволом и вертикальным слепым стволом	Вертикальным стволом с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол
	Вертикальным стволом и наклонным слепым стволом	Вертикальным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол
	Наклонным стволом и наклонным слепым стволом	Вскрытие наклонным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол
	Штольной и вертикальным слепым стволом	Штольной с переходом в вертикальные слепые стволы
	Штольной и наклонным слепым стволом	Штольной с переходом в наклонные слепые стволы

#### 4.4. Простые способы вскрытия

Сущность простых способов вскрытия состоит в том, что вскрытие месторождения производится главной вскрывающей выработкой на всю глубину разработки.

##### 4.4.1. Вскрытие вертикальным стволом

*Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в лежащем боку залежи.* Из простых способов вскрытия вертикальным стволом наибольшее



распространение получила схема вскрытия вертикальным стволом расположенным в лежачем боку залежи (рис. 4.8). Основной особенностью этой схемы является то, что главный ствол располагают в породах лежачего бока за зоной сдвижения горных пород.

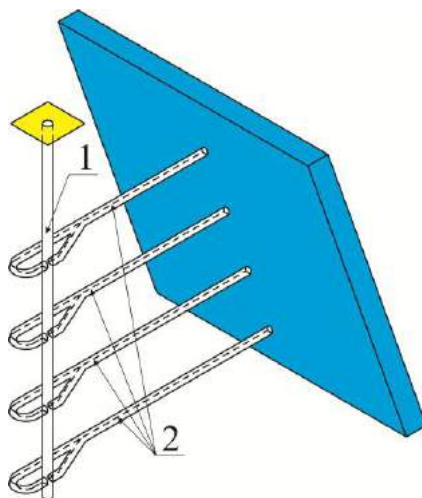


Рис. 4.8. Схема вскрытия вертикальным стволом, расположенным в лежачем боку залежи: 1 – вертикальный ствол; 2 – этажные квершлагги

Условия применения: угол падения залежи  $\geq 40^\circ$ , глубина ведения горных работ до 2000 м.

Достоинством схемы является отсутствие охранных целиков, отработка которых сопряжена с высокими потерями руды и необходимостью консервации значительных запасов.

Недостаток – большая длина квершлаггов с увеличением глубины горных работ.

*Вскрытие вертикальным стволом, расположенным в висячем боку залежи.* Эта схема вскрытия применяется редко (рис. 4.9). Основная схема заключается в том, что главный ствол располагают в породах висячего бока за пределами зоны сдвижения пород.

Условия применения: наличие на поверхности со стороны пород лежачего бока охраняемых объектов, породы лежачего бока неустойчивы и сильно обводнены, угол падения залежи  $\geq 40^\circ$ , глубина ведения горных работ до 2000 м.

Достоинство – уменьшение длины квершлаггов с увеличением глубины горных работ.

Недостатки: большая суммарная длина квершлаггов, первый квершлаг получается наиболее длинным, это задерживает ввод в эксплуатацию месторождения, незначительное увеличение глубины залегания месторождения приводит к тому, что зона сдвижения пород захватывает ствол.



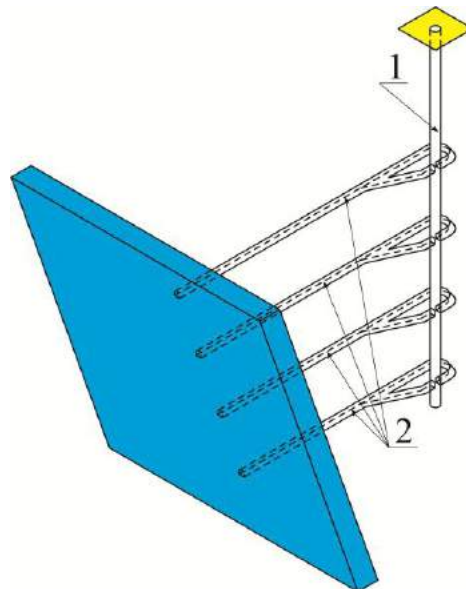


Рис. 4.9. Схема вскрытия вертикальным стволом, расположенным висячем боку залежи: 1 – вертикальный ствол; 2 – этажные квершлаг

*Вскрытие вертикальным стволом, пересекающим залежь.* Основная схема заключается в том, что главный ствол располагают по центру залежи (рис. 4.10).

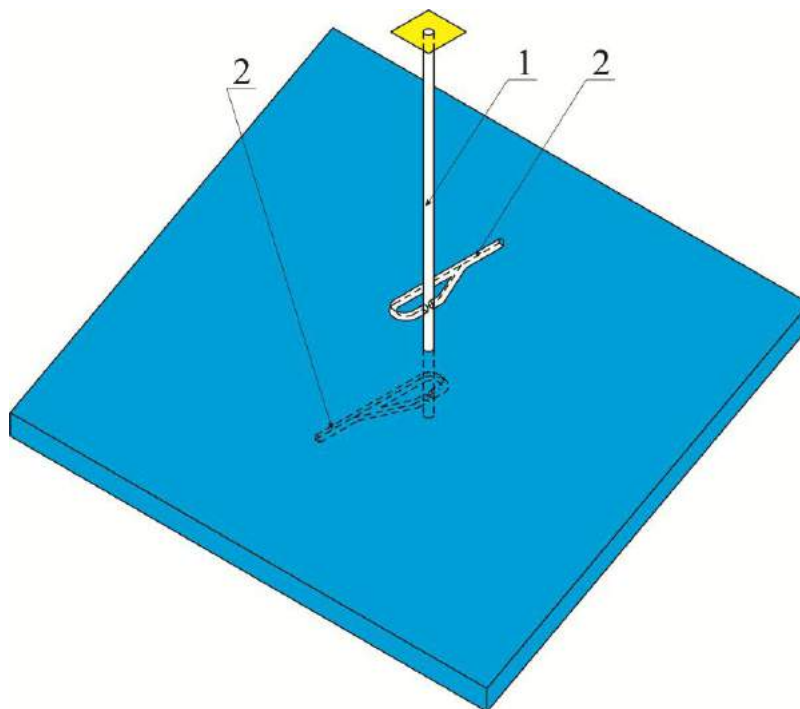


Рис. 4.10. Схема вскрытия вертикальным стволом, пересекающим залежь: 1 – вертикальный ствол; 2 – этажный квершлаг

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 60^\circ$ , залежь должна иметь значительные горизонтальные размеры, глубина ведения горных работ до 2000 м.

Достоинства: запасы в охранном целике незначительны по сравнению с общими запасами месторождения, сокращается длина квершлагов.

Недостаток – необходимость оставления полезного ископаемого в охранном целике для предохранения ствола от разрушения.

*Вскрытие вертикальным стволом с концентрационными горизонтами.* Основная схема заключается в том, что сооружают один основной, концентрационный горизонт на 2 – 4 этажа и 1 – 3 промежуточных (рис. 4.11). На концентрационном горизонте проводят все необходимые выработки: откаточный квершлаг, околоствольный двор с камерами и дробильной установкой. На промежуточных горизонтах проводят только вспомогательные – короткие квершлаг, которые используют для проветривания выработок, доставки людей и материалов. Руда по коротким квершлагам промежуточного горизонта доставляется до капитального рудоспуска, проведенного на концентрационный горизонт в районе рудного тела.

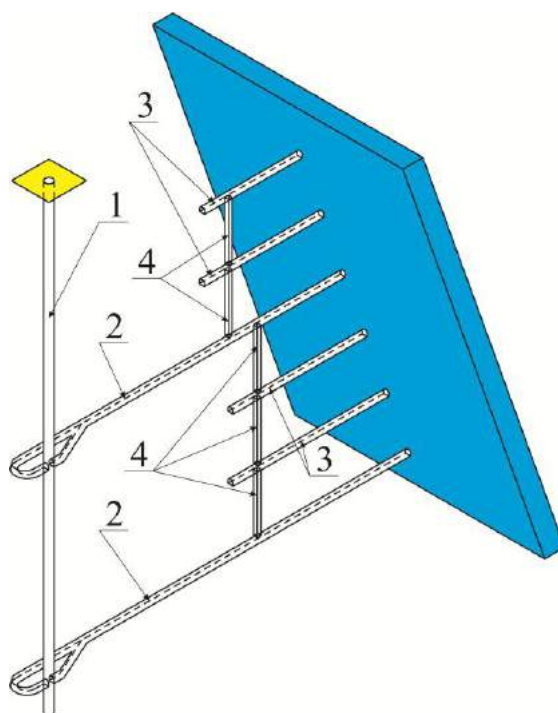


Рис. 4.11. Схема вскрытия вертикальным стволом с концентрационными горизонтами: 1 – вертикальный ствол; 2 – концентрационный квершлаг; 3 – короткий квершлаг; 4 – капитальный рудоспуск

Условия применения: угол падения залежи  $\geq 60^\circ$ , глубина ведения горных работ до 2000 м.

Достоинства: сокращение объема горно-капитальных работ за счет уменьшения числа дробильных установок, приемных бункеров скипового подъема, водоотливных установок, которые сооружают только на основном

горизонте. Наличие руды в перепускных восстающих положительно сказывается на работе транспорта и шахтного подъема.

Недостатки: необходимость проходки и оборудования дополнительных выработок (восстающих, рудоспусков) для сбойки этажных откаточных выработок с капитальным квершлагом, значительные затраты на поддержание рудоспусков, дополнительные расходы на перегрузку руды, доставку материалов и оборудования, усложнение спуска и подъема рабочих, нарушаются условия нормального проветривания.

#### 4.4.2. Вскрытие наклонным стволом

*Вскрытие наклонным конвейерным стволом, расположенным в лежачем боку залежи.* Основная схема заключается в том, что наклонный конвейерный ствол проводят в лежачем боку месторождения под углом  $\leq 18^\circ$  за пределами зоны сдвижения пород (рис. 4.12). Через каждые 300 – 600 м длины конвейера или через 100 – 180 м высоты подъема, требуется отдельная приводная станция с большим объемом камерных выработок. При такой схеме обычно вскрывают сразу несколько горизонтов, всю руду перепускают на нижний горизонт в дробильную установку, которая питает конвейер.

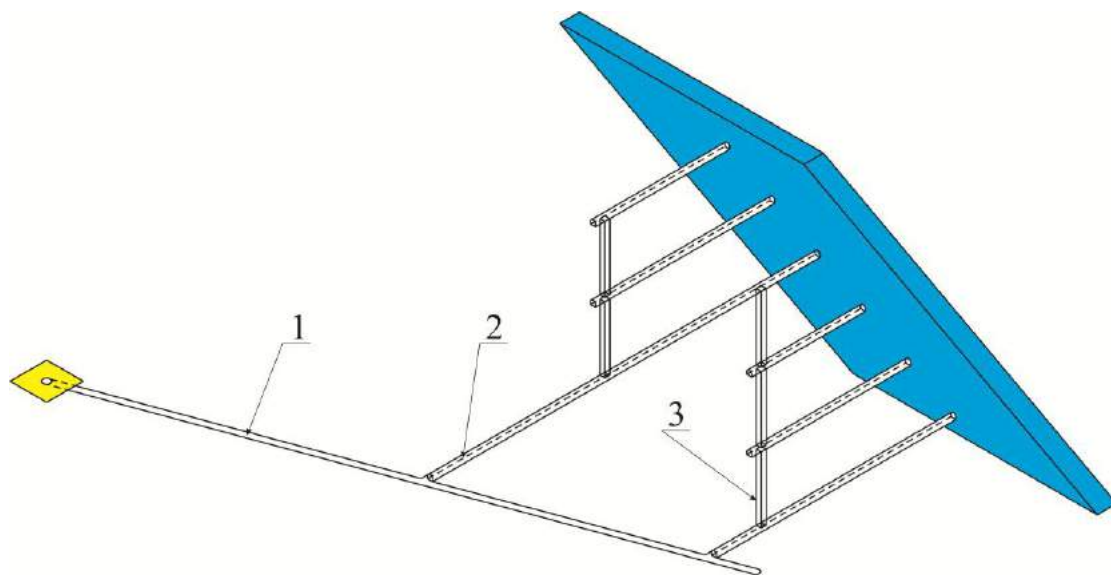


Рис. 4.12. Схема вскрытия наклонным конвейерным стволом, расположенным в лежачем боку залежи: 1 – наклонный конвейерный ствол; 2 – квершлаг; 3 – капитальный рудоспуск

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 60^\circ$  (наиболее целесообразно применение такой схемы вскрытия при угле падения залежи  $\leq 35^\circ$ ), глубина ведения горных работ до 700 м.

Достоинства: конвейер позволяет выдать через один ствол большое количество руды более 12 млн. т руды в год независимо от длины ствола, полная конвейеризация транспорта от забоя до поверхности позволяет

осуществить непрерывный поток руды и автоматизировать все транспортные работы.

Недостатки: большая длина ствола, высокая стоимость крепления и поддержания ствола, дорогой водоотлив из-за большой длины трубопровода.

*Вскрытие наклонным скиповым стволом, расположенным в лежащем боку залежи.* Основная схема заключается в том, что наклонный скиповой ствол проводят в лежащем боку месторождения параллельно залежи, если угол падения ее меньше угла сдвижения пород, или параллельно поверхности сдвижения, если она положе залежи (рис. 4.13). Минимальное расстояние до наклонного скипового ствола от лежащего бока залежи 15 – 20 м. Такая схема вскрытия применяется редко.

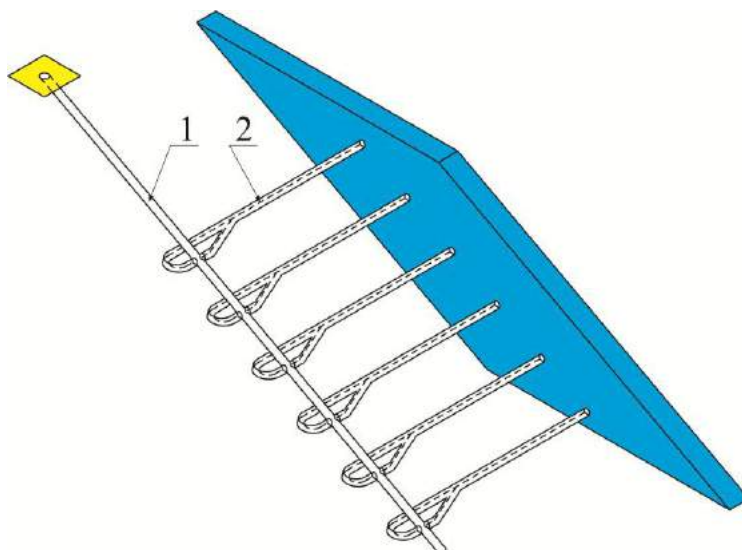


Рис. 4.13. Схема вскрытия наклонным скиповым стволом, расположенным в лежащем боку залежи: 1 – наклонный скиповой ствол; 2 – квершлаг

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 75^\circ$  (наиболее целесообразно применение такой схемы вскрытия при угле падения залежи  $10 - 35^\circ$ ), глубина ведения горных работ до 700 м.

Достоинство – меньшая длина вскрывающих квершлагов или полное их отсутствие.

Недостатки: большая длина ствола, высокая стоимость крепления и поддержания ствола, дорогой водоотлив из-за большой длины трубопровода, не высокая надежность работы подъема (поскольку быстро изнашиваются рельсовые пути, по которым движутся скипы и подъемные канаты).

*Вскрытие наклонным стволом по месторождению.* Основная схема заключается в том, что наклонный ствол проводят по месторождению (рис. 4.14).

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 60^\circ$ , глубина ведения горных работ до 400 м.

Достоинства: полное отсутствие вскрывающих квершлагов, стоимость проходки наклонного ствола частично окупается попутно добываемой рудой.

Недостатки: большая длина ствола, высокая стоимость крепления и поддержания ствола, дорогой водоотлив из-за большой длины трубопровода, необходимость оставления охранного целика с обеих сторон от ствола, ширина этого целика возрастает с глубиной разработки.

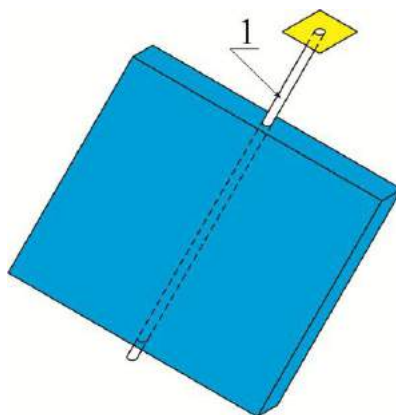


Рис. 4.14. Схема вскрытия наклонным стволом по месторождению: 1 – наклонный ствол

#### 4.4.3. Вскрытие автомобильным съездом

*Вскрытие автомобильным съездом.* Основная схема заключается в том, что автомобильный съезд или уклон проводят за зоной сдвижения пород в лежачем боку или на флангах залежи (рис. 4.15 и 4.16). Угол наклона съездов или уклонов принимается в зависимости от преодолеваемого уклона шахтных автосамосвалов или самоходных вагонов и в среднем составляет  $\leq 10^\circ$ . Такая схема вскрытия в настоящее время находит широкое применение. Автомобильные съезды и уклоны могут применяться в любой ступени вскрытия в качестве подземных главных и вспомогательных вскрывающих выработок.

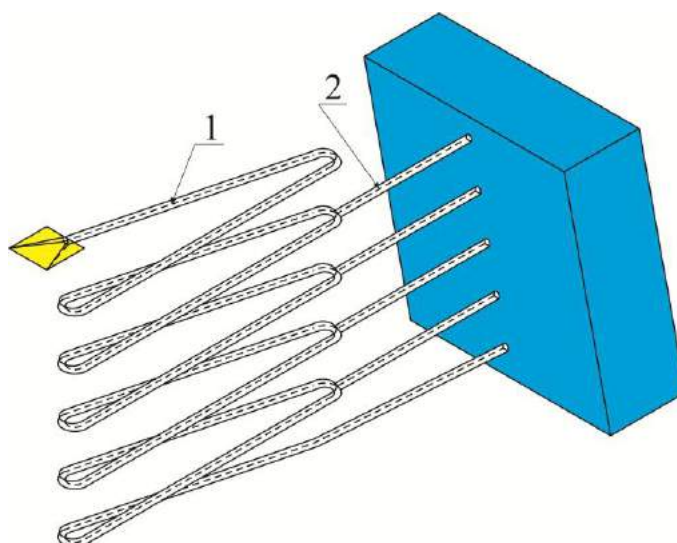


Рис. 4.15. Схема вскрытие автомобильным съездом, расположенным в лежачем боку залежи: 1 – автомобильный съезд; 2 – квершлаг



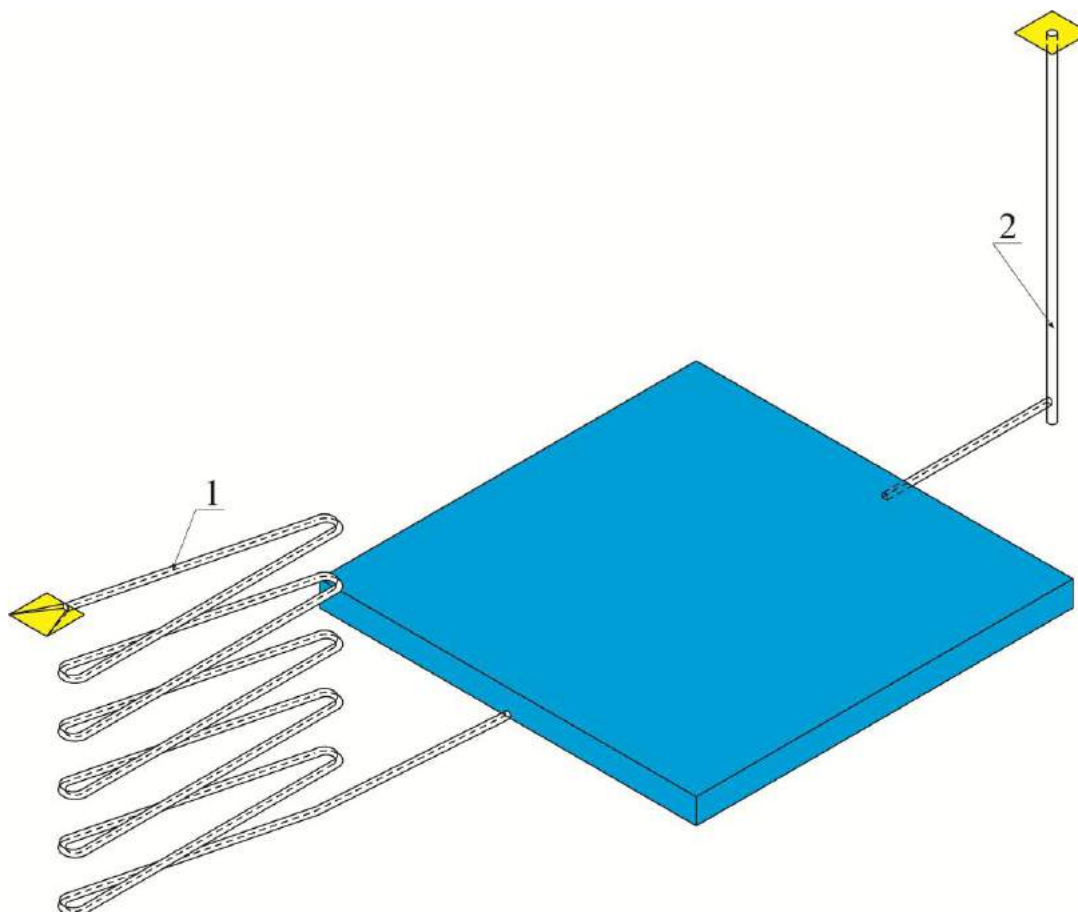


Рис. 4.16. Схема вскрытие автомобильным съездом, расположенным на фланге залежи: 1 – автомобильный съезд; 2 – вспомогательный ствол

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 90^\circ$ , глубина ведения горных работ до 400 м.

Достоинство – транспортирование руды от забоя до поверхности осуществляется шахтными самосвалами без перегрузки.

Недостатки: небольшая глубина ведения горных работ, большая длина автомобильных съездов или уклонов, дорогая и сложная их эксплуатация.

#### 4.4.4. Вскрытие штольней

*Вскрытие месторождений штольнями.* Относительно залежи штольня может быть пройдена как в лежачем, так и в висячем боку залежи, что определяется положением залежи относительно склона (рис. 4.17 и 4.18). При выборе места расположения устья штольни необходимо учитывать следующие обстоятельства. Устье штольни должно быть расположено выше уровня воды при разливе реки, протекающей в долине. Склон горы должен быть не подвержен оползням и лавинам; необходимо иметь площадку, на которой располагаются поверхностные сооружения (бытовой комбинат с обслуживающими помещениями). Руду от штольни часто транспортируют с помощью подвесной дороги, приемную станцию которой располагают возле

устья штольни. Доставку людей нередко производят также по подвесной дороге независимо от грузовой, что требует создания специальной приемной станции. Наконец возле устья штольни часто приходится сооружать механическую мастерскую и электрическую подстанцию.

Условия применения: гористый рельеф местности, угол падения залежи  $\geq 40^\circ$ .

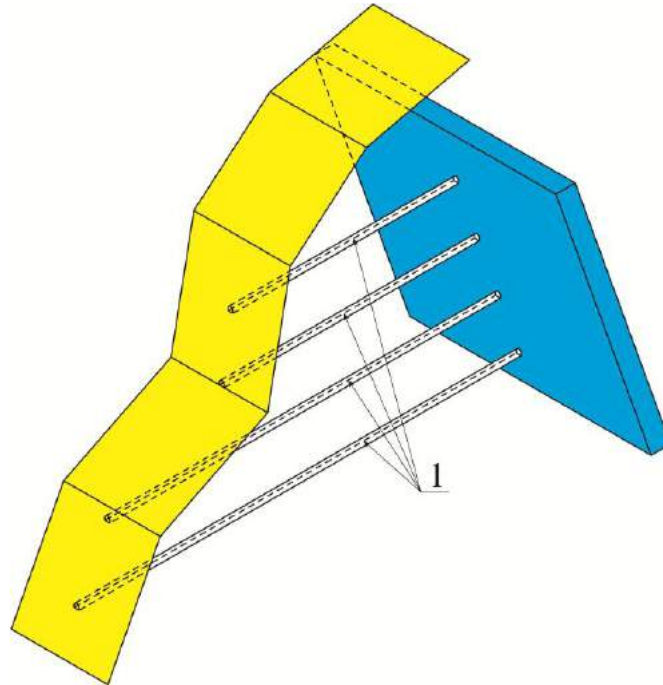


Рис. 4.17. Схема вскрытия штольней, расположенной в лежащем боку залежи: 1 – штольня

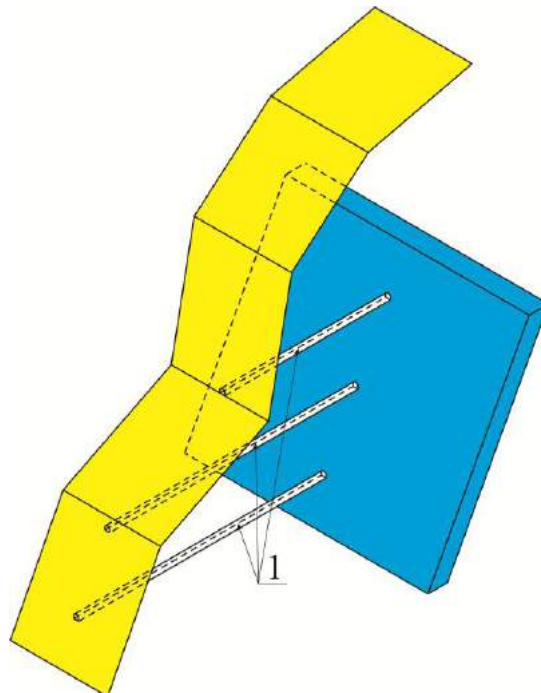


Рис. 4.18. Схема вскрытия штольней, расположенной в висячем боку залежи: 1 – штольня

Достоинства: простая схема транспортирования руды, отсутствие пунктов перегрузки руды и связанных с ними устройств, возможность применения автотранспорта в подземных условиях, меньшая стоимость поверхностных сооружений у устья штольни ввиду отсутствия копра, надшахтного здания и подъемной машины, отсутствие затрат на водоотлив.

Недостатки: ограниченная область применения, сложность выбора места заложения устья штольни.

#### 4.5. Комбинированные способы вскрытия

Сущность комбинированных способов вскрытия заключается в том, что верхнюю часть месторождения вскрывают одной главной выработкой, а нижнюю – другой с выдачей руды на поверхность последовательно по обеим главным выработкам. Такие способы вскрытия целесообразно применять в тех случаях, когда месторождение по падению распространяется на значительную глубину и подъем по одной главной выработке не обеспечивает заданной производительности рудника.

*Вскрытие вертикальным стволом и вертикальным слепым стволом.* Основная схема заключается в том, что в первую очередь проходят вертикальный ствол с поверхности, а затем дальнейшие запасы вскрывают с помощью вертикального слепого ствола (рис. 4.19). Глубина ствола, пройденного с поверхности, определяется максимально допустимой высотой подъема по одному стволу и не превышает 2000 м. Вторую ступень вскрытия вертикальными слепыми стволами обычно принимают в пределах 600 – 1200 м.

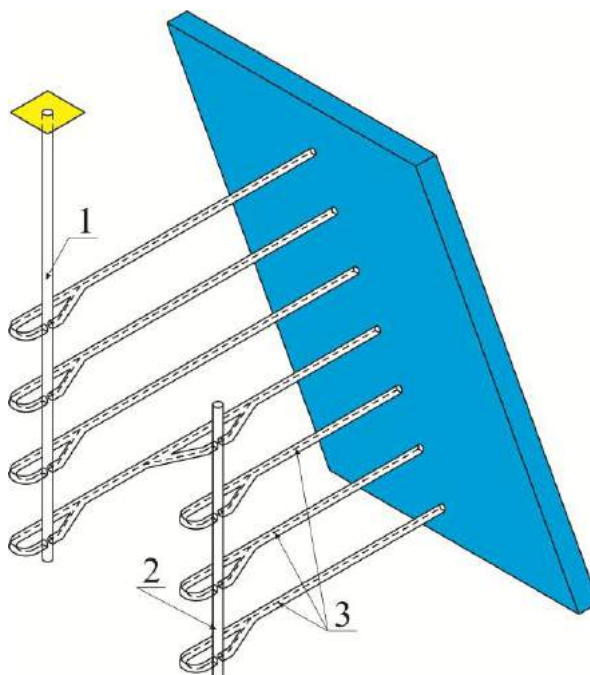


Рис. 4.19. Схема вскрытия вертикальным стволом с поверхности с переходом в вертикальный слепой ствол: 1 – вертикальный ствол; 2 – вертикальный слепой ствол; 3 – квершлаг



Условия применения: угол падения залежи  $\geq 40^\circ$ , глубина ведения горных работ более 1000 м.

Достоинством схемы является отсутствие охранных целиков, отработка которых сопряжена с высокими потерями руды и необходимостью консервации значительных запасов, увеличение производительности подъема, уменьшение длины квершлагов на нижележащих горизонтах.

Недостаток – большая суммарная длина квершлагов, многоступенчатость подъема.

*Вскрытие вертикальным стволом и наклонным слепым стволом.* Основная схема заключается в том, что в первую очередь проходят вертикальный ствол с поверхности до глубины 2000 м, а затем дальнейшие запасы вскрывают с помощью наклонного слепого ствола (рис. 4.20).

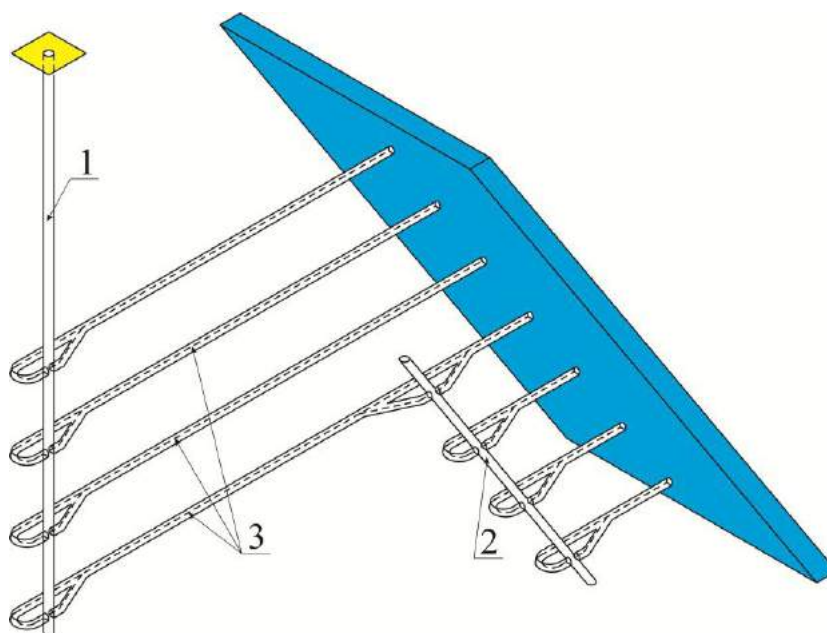


Рис. 4.20. Схема вскрытия вертикальным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол: 1 – вертикальный ствол; 2 – наклонный слепой ствол; 3 – квершлаг

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 60^\circ$ , глубина ведения горных работ более 1000 м.

Достоинство – меньшая длина вскрывающих квершлагов или полное их отсутствие на нижележащих горизонтах.

Недостатки: большая длина, высокая стоимость крепления и поддержания наклонного слепого ствола, дорогой водоотлив из-за большой длины трубопровода, не высокая надежность работы подъема.

*Вскрытие наклонным стволом и наклонным слепым стволом.* Основная схема заключается в том, что в первую очередь проходят наклонный ствол с поверхности до глубины 700 м, а затем дальнейшие запасы вскрывают с помощью наклонного слепого ствола (рис. 4.21).

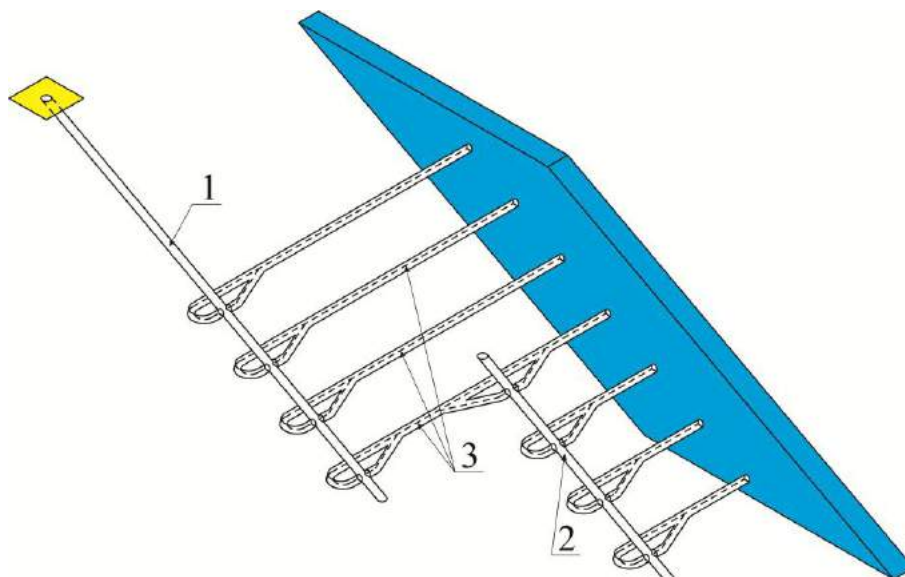


Рис. 4.21. Схема вскрытия наклонным стволом с поверхности с переходом в наклонный слепой ствол: 1 – наклонный ствол; 2 – наклонный слепой ствол; 3 – квершлаг

Условия применения: угол падения залежи  $\leq 60^\circ$ , глубина ведения горных работ более 1000 м.

Достоинство – меньшая длина вскрывающих квершлагов.

Недостатки: большая длина наклонных стволов, высокая стоимость крепления и их поддержание, дорогой водоотлив и не высокая надежность работы подъема.

*Вскрытие штольней и вертикальным слепым стволом.* Основная схема заключается в том, что после проведения штольни оставшиеся запасы, которые расположены ниже ее уровня, вскрывают вертикальным слепым стволом (рис. 4.22).

Условия применения: гористый рельеф местности, угол падения залежи  $\geq 45^\circ$ , залежь распространяется на глубину ниже уровня штольни.

Достоинства: более простая схема транспортирования руды, меньшая стоимость поверхностных сооружений у устья штольни ввиду отсутствия копра, надшахтного здания и подъемной машины, отсутствие затрат на водоотлив.

Недостаток – ограниченная область применения, сложность выбора места заложения устья штольни, оборудование пунктов перегрузки руды и связанных с ними устройств, большая суммарная длина квершлагов на нижележащих горизонтах.

*Вскрытие штольней и наклонным слепым стволом.* Основная схема заключается в том, что после проведения штольни оставшиеся запасы, которые расположены ниже ее уровня, вскрывают вертикальным слепым стволом (рис. 4.23).

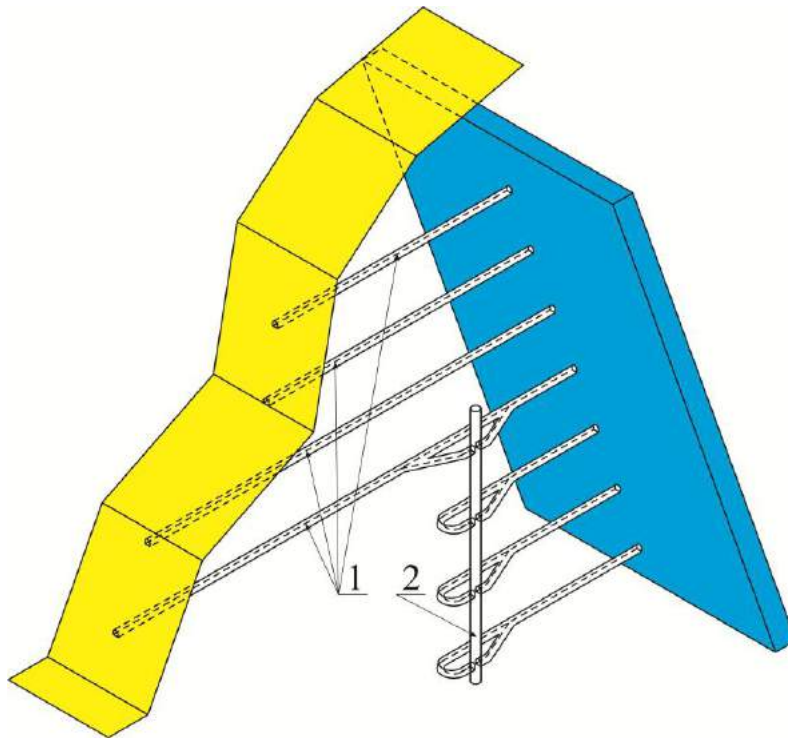


Рис. 4.22. Схема вскрытия штольней с переходом в вертикальный слепой ствол: 1 – штольня; 2 – вертикальный слепой ствол

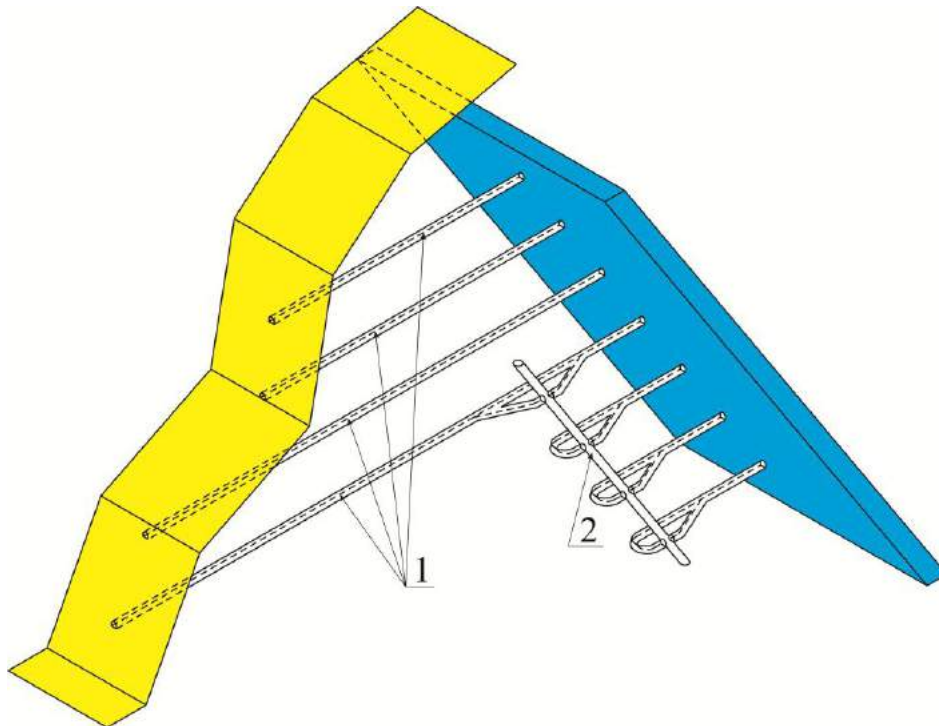


Рис. 4.23. Схема вскрытия штольней с переходом в наклонный слепой ствол: 1 – штольня; 2 – наклонный слепой ствол

Условия применения: гористый рельеф местности, угол падения залежи  $\leq 60^\circ$ , залежь распространяется на глубину ниже уровня штольни.

Достоинства: более простая схема транспортирования руды, меньшая стоимость поверхностных сооружений у устья штольни ввиду отсутствия копра, надшахтного здания и подъемной машины, отсутствие затрат на водоотлив, меньшая длина вскрывающих квершлагов на глубоких горизонтах.

Недостатки: ограниченная область применения, сложность выбора места заложения устья штольни, большая длина наклонного слепого ствола, высокая стоимость его крепления и поддержания, не высокая надежность работы подъема, оборудование пунктов перегрузки руды и связанных с ними устройств.



### Вопросы для самоконтроля

1. Дайте определение вскрывающих выработок.
2. Охарактеризуйте, какие выработки относятся к вскрывающим выработкам.
3. Приведите, на какие группы делятся вскрывающие выработки.
4. Охарактеризуйте схемы расположения главных и вспомогательных вскрывающих выработок относительно линии простирания.
5. Дайте определения системе, способу и схеме вскрытия.
6. Приведите классификацию способов вскрытия рудных месторождений.
7. Охарактеризуйте простые способы вскрытия.
8. Какие схемы вскрытия относятся к простому способу вскрытия?
9. Охарактеризуйте комбинированный способ вскрытия.
10. Какие схемы вскрытия относятся к комбинированному способу вскрытия.



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 4

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.

4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
5. Кузьмин Е.В. Основы горного дела : учебник / Е.В. Кузьмин, М.М. Хайрутдинов, Д.К. Зенько. – М.: ООО «АртПРИНТ+», 2007. – 472 с.
6. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений : учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
7. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
8. Скорняков, Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1986. – 204 с.
9. Справочник по горнорудному делу : в 3-х томах / под ред. А.М. Терпигорева, Р.П. Каплунова. – М.: Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу. – 1961. – 2 т. – 857 с.
10. Справочник по горнорудному делу / под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М.: Недра, 1983. – 816 с.

## 5. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ

### 5.1. Сущность метода вариантов

На выбор способа и схемы вскрытия оказывают влияние горно-геологические условия и горно-технические факторы:

- морфология залежей;
- параметры залежей (мощность, длина по простиранию, длина по падению и глубина залегания);
- условия залегания и характеристика вмещающих пород (углы падения рудных тел, углы сдвижения вмещающих пород, наличие пльвунов, тектонических разломов и т.д.).

При проектировании горнорудных предприятий способ вскрытия месторождения выбирают по методу вариантов, сущность которого состоит в том, что для конкретных горно-геологических условий рассматриваются не менее двух возможных вариантов вскрытия, определяются объемы работ по каждому варианту, а также стоимостные параметры на выполнение этих работ и рассчитываются общие затраты на их выполнение. Наиболее экономичным вариантом вскрытия считается тот, при котором удельные суммарные приведенные затраты будут минимальными.

Алгоритм расчетов и выбора варианта вскрытия или его части выполняется на основе технико-экономического сравнения возможных вариантов в следующем порядке.

1. Определяется производственная мощность рудника (см. раздел 1).
2. Устанавливаются все возможные варианты вскрытия и из них отбираются 2 или 3 наиболее целесообразных. Для месторождений, состоящих из одной рудной залежи, число этих вариантов невелико. При выборе способа вскрытия нескольких рудных залежей число технически приемлемых вариантов возрастает, так как в этом случае возможны независимое вскрытие каждой залежи и совместное вскрытие общей главной выработкой.
3. Производится составление схем намеченных вариантов вскрытия: для каждого варианта строятся разрез вкост простирания месторождения (или проекция вскрывающих выработок на вертикальную плоскость) и план откаточного горизонта.
4. Определяются сечения всех вскрывающих выработок.
5. Для технико-экономического сравнения вариантов определяются капитальные и эксплуатационные затраты, зависящие от вскрытия. При этом затраты, которые одинаковые или очень близкие по величине для сравниваемых вариантов, а также все второстепенные, не подсчитывают и не включают в итоговую сумму. Все учитываемые затраты определяют для одного и того же периода времени. Наиболее удобным является полный срок существования шахты.
6. Иногда для отдельных вариантов предварительно выявляют подварианты, сравнивают их между собой и лучший из них вводят в общее сравнение вариантов.

7. Если вскрытие производится в 2 и более этапов, то капитальные затраты второго и последующих этапов дисконтируются.

8. Для каждого варианта определяются удельные затраты и выбирается вариант с наименьшим показателем. Принято считать, что допустимая неточность экономических показателей по вариантам составляет 5 – 10%. Поэтому если учитываемые суммарные затраты или удельные затраты по какому-либо варианту превышают таковые по другому варианту не более чем на 5 – 10 %, и этот вариант (первый) имеет существенные преимущества в техническом отношении, то ему может быть отдано предпочтение.

## **5.2. Требования к схеме вскрытия**

К вскрытию месторождения предъявляются следующие требования.

1. Сохранность главных вскрывающих выработок (стволов и штолен) в течение всего срока разработки месторождения. Для этого при разработке месторождений средней мощности и мощных вскрывающие выработки располагают за пределами зоны сдвижения пород, которые образуются при извлечении полезного ископаемого. Разрабатывая тонкие жильные месторождения, в большинстве случаев поступают так же, но иногда стволы проходят вблизи или по месторождению. В этом случае вокруг вскрывающих выработок приходится оставлять охранные целики из руды или вести разработку с закладкой выработанного пространства.

2. Наличие достаточного резерва подъемных возможностей стволов шахт.

3. Создание достаточного количества вскрытых запасов, чтобы в последующем можно было своевременно вскрыть и подготовить нижележащие запасы руды.

4. Максимальная экономичность всех работ по вскрытию месторождения и эксплуатации вскрывающих выработок.

5. Согласно требований ЕПБ при вскрытии стволами необходимо предусматривать наличие в пределах шахтного поля не менее двух стволов, служащих выходами на поверхность, оборудованных механическими подъемными для подъема (спуска) людей с каждого горизонта и имеющих разное направление вентиляционных струй. Допускается использовать в качестве запасных выходов из выработок, пройденных между горизонтами и служащих для вспомогательных целей (вентиляции, водоотлива, прокладки закладочных трубопроводов и коммуникаций), восстающих, которые выходят на рабочий горизонт и оборудованы лифтовыми подъемниками при высоте более 50 м. Рудник с годовой производственной мощностью более 3 млн т в год должен иметь специальный ствол, оборудованный клетью, предназначенный для спуска крупногабаритных грузов, в том числе и самоходного оборудования.

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

Таблица 5.1

Минимальное число выходов в зависимости от расстояния между горизонтами и протяженности рудной залежи

Расстояние между штольнями, горизонтами по вертикали, м	Протяженность рудной залежи в пределах шахтного поля, м	Выходы (минимальное число)
≤ 50	≤ 1000	Три ходовых восстающих на вышележащий горизонт
	> 1000	Через каждые 300 м ходовой восстающий на вышележащий горизонт
50 – 70	≤ 1000	Два ходовых восстающих, оборудованных механическими подъемами
	> 1000	Через каждые 300 м восстающий с оборудованием каждого первого из двух механическим подъемом
> 70	≤ 1000	Один ствол и один восстающий, оборудованные механическими подъемами
	> 1000	Два ствола, оборудованные механическими подъемами

*Примечание.* Ходовые восстающие и стволы, используемые в качестве запасных выходов, располагаются в районе рудного тела и обеспечивают выдачу людей с каждого рабочего горизонта на вышележащий горизонт или на поверхность.

Вскрытие месторождения (или его части), расположенного под нижней вскрывающей штольней, следует производить двумя стволами, оборудованными механическими подъемами. Один ствол должен обеспечивать подъем людей с каждого горизонта на вскрывающую штольню, а второй - на поверхность. В случае затруднения проходки ствола непосредственно на поверхность, второй ствол должен быть пройден по другой штольне. При этом с нижнего горизонта на горизонт штольни должен быть предусмотрен восстающий, оборудованный лифтовым подъемником. Вскрытие штольнями залежи горизонтального залегания должно предусматривать проходку не менее двух парных сближенных выработок со сбойкой их между собой через каждые 250 – 350 м или проходкой штольни и ствола, оборудованного механическим подъемом с выходом на поверхность.

6. Места расположения основных вскрывающих выработок на поверхности выбираются в районах с благоприятными для проходки выработок горно-геологическими условиями. Они должны находиться вне возможной зоны



сдвигения пород всячего бока или над месторождением с оставлением охранного целика. Выбор мест расположения вскрывающих выработок и определение размеров охранного целика осуществляется с учетом углов сдвигения пород и размеров предохранительных берм, которые принимаются в соответствии с данными практики и нормативными документами.

7. При определении количества 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.). В соответствии с ЕПБ должно быть предусмотрено определенное количество клетевых подъемных установок для выполнения вспомогательных операций, представленных в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Количество клетевых подъемных установок  
в зависимости от годовой производительности рудника

Производительность рудника, млн т/год	Количество клетевых подъемов, шт.
$\leq 1$	1
1 – 3	2
3 – 5	3
5 – 10	4 – 5

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.

### 5.3. Выбор сечения вскрывающих выработок

Форма и размеры поперечных 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, автомобильные съезды, уклоны, рудоспуски) и *горизонтальные* (штольни, квершлаг и штреки). Размеры сечений этих выработок, как правило, определяются габаритами транспортного и подъемного оборудования. Ориентировочная площадь поперечного сечения

вскрывающих выработок в зависимости от годовой производительности шахты представлены в табл. 4.1.

*Расчет площади поперечного сечения вертикального ствола.* Диаметр основного ствола в свету определяют графически с учетом размещения подъемных сосудов, противовесов, армировки, лестничного отделения, трубопроводов, кабелей. Диаметр вспомогательного ствола зависит от габаритов клетей, в которых производится спуск и подъем материалов, вагонеток с горной массой, а также рабочих. Наибольшее распространение имеет круглая форма стволов. Диаметры сечений в свету круглых стволов в горнорудной промышленности типизированы от 4,0 до 8,5 м с интервалами через 0,5 м. При определении диаметра ствола с жесткой или канатной армировкой необходимо руководствоваться ЕПБ.

Порядок определения размеров и выбора сечения ствола предлагается следующий. Для определения типа и числа клетей или скипов необходимо определить величину груза, поднимаемого по стволу за один подъем.

Оптимальная грузоподъемность подземных сосудов, при которой суммарные годовые расходы на амортизацию и эксплуатацию являются минимальными определяются по формуле проф. Г.М. Еланчика:

– двухсосудного подъема

$$Q_2 = \frac{A \cdot k \cdot (4 \cdot \sqrt{H_n} + T)}{3600 \cdot n_d \cdot n_{\text{ч}}}, \text{ т}; \quad (5.1)$$

– однососудного подъема

$$Q_1 = \frac{2 \cdot A \cdot k \cdot (4 \cdot \sqrt{H_n} + T)}{3600 \cdot n_d \cdot n_{\text{ч}}}, \text{ т}, \quad (5.2)$$

где  $A$  – производственная мощность рудника по горной массе, т/год;  $k$  – коэффициент неравномерности поступления горной массы к стволу, равный 1,1 – 1,3;  $H_n$  – высота подъема, м;  $T$  – пауза между двумя подъемами, равная для клетевого 15 – 20 с, для скипового – 30 с;  $n_d$  – число рабочих дней в году, равное 305 дней;  $n_{\text{ч}}$  – число часов работы подъема в сутки по выдаче горной массы, принимается в соответствии с суточной продолжительностью добычных смен, но не более 18 ч.

В соответствии с параметрическим рядом скипы с неопрокидным кузовом и секторными затворами делятся на четыре типоразмера, представленные в табл. 5.3. Конструкции скипов разработаны применительно к боковому двустороннему расположению проводников.

Таблица 5.3

Параметрический ряд скипов  
с неопрокидным кузовом и секторными затворами

Номер	Объем скипов, м <sup>3</sup>	Размеры в плане, мм	
		длина	ширина по раме
I	5; 7; 9,5; 11	1850	1540
II	11; 15; 20	2230	1740
III	20; 25; 35	2350	1900
IV	20; 25; 35	2800	2000

Указанные в табл. 5.3 размеры скипов не характеризуют в полной мере их ширину, так как у скипов за пределы приводимых размеров выступают элементы рамы, направляющие устройства, разгрузочные ролики затворов. Размеры этих узлов должны обязательно учитываться при разработке армировки стволов. Направление продольных осей скипов в стволе зависит от направления загрузки и разгрузки, которое определяется технологическими схемами, принятыми в околоствольном дворе и на поверхности.

Основные размеры в плане неопрокидных клетей представлены в табл. 5.4.

Таблица 5.4

Основные размеры в плане неопрокидных клетей

Тип вагонетки (колея, мм)	Размеры в плане, мм		Скосы по углам, мм
	длина	ширина	
ВГ-1, ВГ-1,2, ВГ-1,3 (600)	2550	1022	90×90
ВГ-2,2 или ВБ-2,5 (600, 750)	3600	1400	125×125
ВГ-2,5 (900)	4000	1500	200×200
ВГ-4,5А (750, 900)	4500	1500	200×200

Зазоры между скипами и расстрелами принимаются согласно ЕПБ. Построение с целью определения диаметра ствола в свету и принятия стандартного осуществляем графически в масштаба 1:50. Расчетная схема определения диаметра ствола представлено на рис. 5.1.

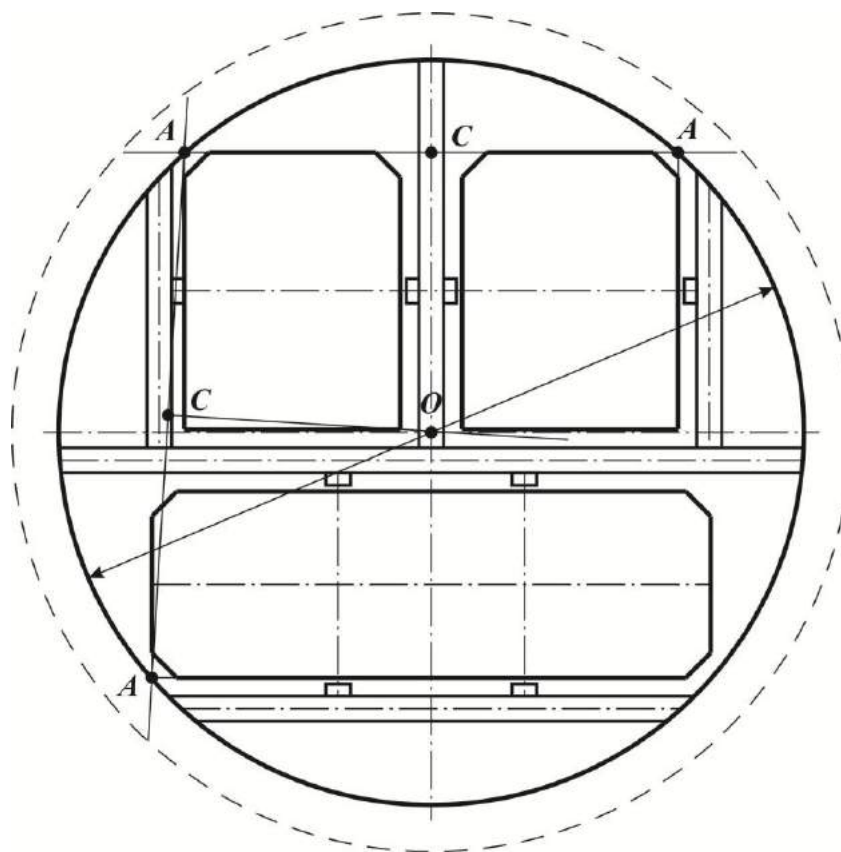


Рис. 5.1. Расчетная схема к определению диаметра ствола

Центр окружности ствола находится таким образом, чтобы от скошенных углов подъемных сосудов до окружности ствола в свету было не менее 200 мм. Напротив скошенных углов отмечаются точки  $A$ , а затем по двум известным точкам  $C$  находят центр окружности  $O$ . Диаметр ствола в проходке определяется с учетом толщины крепи.

Площадь поперечного сечения ствола:

– в свету

$$S_{св} = \frac{\pi \cdot D_{св}^2}{4}, \text{ м}^2; \quad (5.3)$$

– в проходке

$$S_{пр} = \frac{\pi \cdot D_{пр}^2}{4}, \text{ м}^2, \quad (5.4)$$

где  $D_{св}$  и  $D_{пр}$  – диаметр ствола в свету и проходке соответственно, м.

В производственной практике для горизонтальных и наклонных выработок наибольшее распространение получила прямоугольно-сводчатая форма поперечного сечения горных выработок. Размеры поперечного сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок определяются на основе подвижного состава или самоходного оборудования с учетом необходимых зазоров, предусмотренных ЕПБ.

Расчет размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок с рельсовым транспортом производится согласно расчетной схеме, представленной на рис. 5.2.

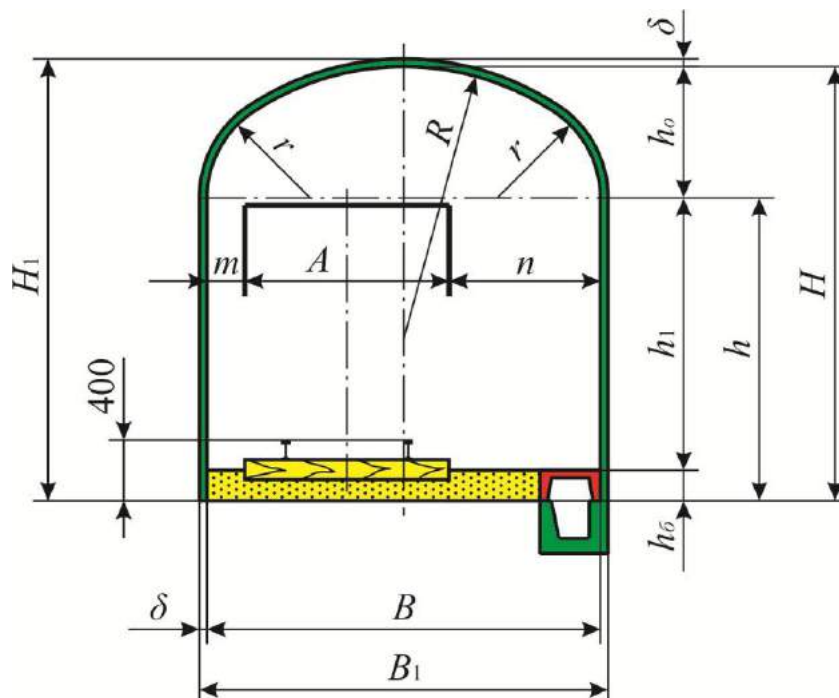


Рис. 5.2. Расчетная схема к определению размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок с рельсовым транспортом

Ширина однопутевой выработки в свету

$$B = m + A + n, \text{ мм}, \quad (5.5)$$

где  $m$  – зазор между стенкой и габаритом подвижного состава, равный  $\geq 200$  мм;  $A$  – ширина электровоза или вагонетки, мм;  $n$  – минимально допустимый зазор для прохода людей на уровне кромки и высоте  $h_1 \geq 1800$  мм от балластного слоя, равный  $\geq 700$  мм.

Ширина двухпутевой выработки в свету

$$B = m + 2 \cdot A + p + n, \text{ мм}, \quad (5.5)$$

где  $p$  – зазор между составами, равный  $\geq 200$  мм.

Высота свода:

– при  $f \leq 12$

$$h_o = \frac{B}{3}, \text{ мм}; \quad (5.6)$$

– при  $f > 12$

$$h_o = \frac{B}{4}, \text{ мм}. \quad (5.7)$$

Высота выработки в свету

$$H = h + h_o, \text{ мм}, \quad (5.8)$$

где  $h$  – высота стенки выработки от почвы, мм.

Радиус осевой дуги коробового свода:

– при  $f \leq 12$

$$R = 0,692 \cdot B, \text{ мм}; \quad (5.9)$$

– при  $f > 12$

$$R = 0,905 \cdot B, \text{ мм}. \quad (5.10)$$

Радиус боковой дуги коробового свода:

– при  $f \leq 12$

$$r = 0,262 \cdot B, \text{ мм}; \quad (5.11)$$

– при  $f > 12$

$$r = 0,173 \cdot B, \text{ мм}. \quad (5.12)$$

Ширина выработки в проходке

$$B_1 = B + 2 \cdot \delta, \text{ мм}, \quad (5.13)$$

где  $\delta$  – толщина крепи, мм.

Высота выработки в проходке

$$H_1 = H + \delta, \text{ мм}. \quad (5.14)$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету:

– при  $f \leq 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h + 0,26 \cdot B), \text{ м}^2; \quad (5.15)$$

– при  $f > 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h + 0,175 \cdot B), \text{ м}^2. \quad (5.16)$$

Площадь поперечного сечения выработки в проходке:

– при  $f \leq 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h + 0,26 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (5.17)$$

– при  $f > 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h + 0,175 \cdot B_1), \text{ м}^2. \quad (5.18)$$

Расчет размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок при самоходном оборудовании на пневмошинном ходу должен производиться с соблюдением требований «Инструкции по безопасному применению самоходного оборудования в подземных рудниках». В транспортных выработках с интенсивностью движения более 100 машин в сутки оборудуют дорожное покрытие и тротуар или пешеходную дорожку. При меньшей интенсивности движения пешеходную дорожку не делают, а при необходимости сооружают ниши для укрытия людей через каждые 50 м.

Расчетная схема определения сечения выработки с большой интенсивностью движения, с дорожным покрытием и тротуаром при скоростях превышающих 10 км/ч представлена на рис. 5.3.

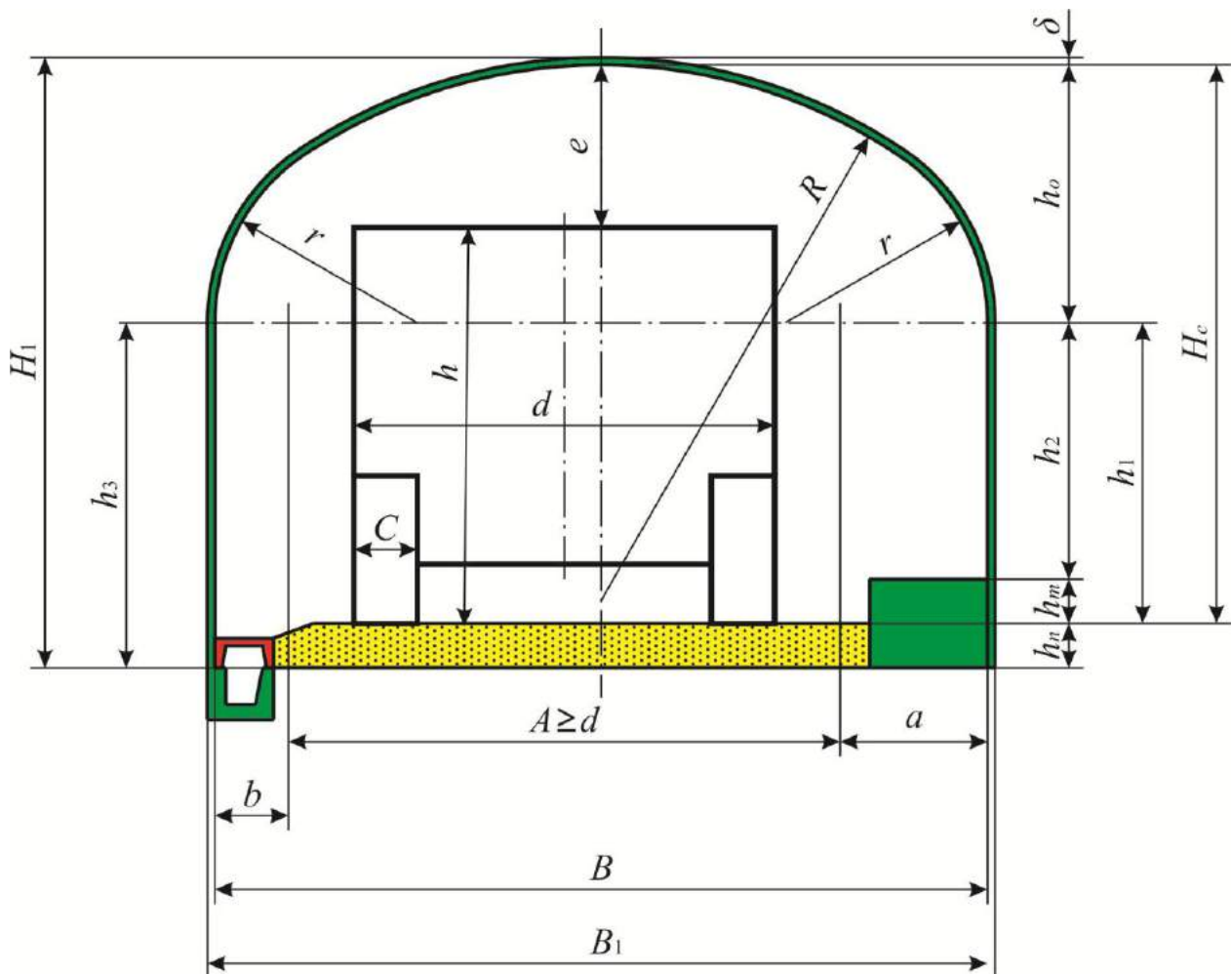


Рис. 5.3. Расчетная схема к определению размеров поперечного сечения горизонтальных и наклонных вскрывающих выработок при самоходном оборудовании на пневмошинном ходу

Ширина проезжей части

$$A = d + 1,5 \cdot C + 12 \cdot v, \text{ мм}, \quad (5.19)$$

где  $d$  – ширина машины, мм;  $C$  – ширина профиля покрышки, мм;  $v$  – скорость движения машины, км/ч.

Ширина выработки в свету

$$B = a + A + b, \text{ мм}, \quad (5.20)$$

где  $a$  – минимальный зазор со стороны свободного прохода людей при устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м, равный 1 м;  $b$  – минимальный зазор между транспортным средством и стенкой выработки при исключении возможности нахождения в этих выработках людей при движении со скоростью до 10 км/ч равный 0,5 м, и при движении со скоростью более 10 км/ч – 0,6 м.

Если бордюр у канавки отсутствует, а вместо тротуара имеется пешеходная дорожка, не огражденная бордюром, и скорость движения машины не превышает 10 км/ч, то ширина выработки определяется по формуле

$$B = a + d + b, \text{ мм}. \quad (5.21)$$

Если в выработке не предусмотрено постоянное нахождение людей, то пешеходная дорожка отсутствует, тогда ширина выработки в свету

$$B = d + 2 \cdot b, \text{ мм}. \quad (5.22)$$

Высота свода определяется по формуле (5.6) или (5.7).

Ширина выработки в проходке определяется по формуле (5.13).

Минимальная высота выработки по оси в свету должна быть не менее

$$H_c = h + e, \text{ мм}, \quad (5.23)$$

где  $h$  – высота машины, мм;  $e$  – минимальный зазор между выступающей частью машины и кровлей выработки, равный 0,5 м.

Высота вертикальной стенки от уровня дорожного покрытия

$$h_1 = H_c - h_o, \text{ мм}. \quad (5.24)$$

Высота вертикальной стенки со стороны тротуара

$$h_2 = h_1 - h_m, \text{ мм}, \quad (5.25)$$

где  $h_m$  – высота тротуара, составляет 200 – 300 мм.

Высота вертикальной стенки от почвы выработки

$$h_3 = h_1 + h_n, \text{ мм}, \quad (5.26)$$

где  $h_n$  – толщина дорожного покрытия в выработке, составляет 300 мм.

Площадь поперечного сечения выработки в свету:

– при  $f \leq 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h_2 + 0,26 \cdot B), \text{ м}^2; \quad (5.27)$$

– при  $f > 12$

$$S_{ce} = B \cdot (h_2 + 0,175 \cdot B), \text{ м}^2. \quad (5.28)$$

Площадь поперечного сечения выработки в проходке:

– при  $f \leq 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,26 \cdot B_1), \text{ м}^2; \quad (5.29)$$

– при  $f > 12$

$$S_{np} = B_1 \cdot (h_3 + 0,175 \cdot B_1), \text{ м}^2. \quad (5.30)$$

#### 5.4. Проверка поперечного сечения вскрывающих выработок по скорости движения воздуха

Выбранную площадь поперечного сечения вскрывающей выработки необходимо проверять на максимально допустимую скорость движения воздуха:

$$\frac{Q}{S_{св}} \leq v, \text{ м/с}, \quad (5.31)$$

где  $Q$  – расход воздуха по выработке,  $\text{м}^3/\text{с}$ ;  $S_{св}$  – площадь поперечного сечения выработки в свету,  $\text{м}^2$ .

Максимально допустимая скорость воздуха в горных выработках регламентируется ЕПБ. Скорость движения струи не должна превышать следующих норм:

- в очистных и подготовительных выработках 4 м/с;
- в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных бремсбергах и уклонах 8 м/с;
- в остальных выработках 6 м/с;
- в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках 10 м/с;
- в стволах, по которым производится спуск и подъем людей и грузов, 8 м/с;
- в стволах, служащих только для подъема и спуска грузов, 12 м/с;
- в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемными, а также в вентиляционных каналах 15 м/с;
- в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

В случае если рассчитанная скорость будет больше предельно допустимой в соответствии с формулой (5.31), сечение выработки должно быть увеличено до необходимых размеров.

#### 5.5. Расчет капитальных и эксплуатационных затрат

*Расчет капитальных затрат.* Капитальные затраты на вскрытие месторождения складываются из следующих видов затрат:

- на проведение главных и вспомогательных вскрывающих выработок (стволов, штолен, квершлагов, выработок околоствольного двора, капитальных рудоспусков и восстающих);
- на оборудование поверхности шахты (копры, эстакады и т.д.);
- на установки горного и электромеханического оборудования.

Капитальные затраты на оборудование поверхности

$$K_{нов} = (6,6 + 1,8 \cdot A) \cdot K_{уе}, \text{ млн грн}, \quad (5.32)$$

где  $A$  – годовая производительность рудника, млн т/год;  $K_{уе}$  – курс у.е. в грн.



Капитальные затраты на установку горного и электромеханического оборудования

$$K_{обор} = (1,3 + A) \cdot K_{ye}, \text{ млн грн.} \quad (5.33)$$

Капитальные затраты на проведение главных и вспомогательных вскрывающих выработок

$$K_{вс.в} = K_{ств} + K_{кв} + K_{о.д}, \text{ грн,} \quad (5.34)$$

где  $K_{ств}$  – капитальные затраты на проведение ствола, грн., равные

$$K_{ств} = C_{ств} \cdot S_{ств} \cdot K_{ye} \frac{H + h_{ств}}{\sin \alpha_{ств}}, \text{ грн,} \quad (5.35)$$

где  $C_{ств}$  – себестоимость проходки ствола, у.е./м;  $S_{ств}$  – площадь поперечного сечения ствола в проходке, м<sup>2</sup>;  $H$  – глубина ведения горных работ, м;  $h_{ств}$  – высота (глубина) ниже нижнего горизонта, равная 10 м;  $\alpha_{ств}$  – угол наклона ствола от горизонта, град;  $K_{кв}$  – капитальные затраты на проведение квершлагов, равное

$$K_{кв} = C_{кв} \cdot S_{кв} \cdot L_{кв} \cdot n \cdot K_{ye}, \text{ грн,} \quad (5.36)$$

где  $C_{кв}$  – себестоимость проходки квершлага, у.е./м<sup>3</sup>;  $S_{кв}$  – площадь поперечного сечения квершлага в проходке, м<sup>2</sup>;  $L_{кв}$  – длина квершлага, м;  $n$  – число основных откаточных горизонтов;  $K_{о.д}$  – капитальные затраты на проведение выработок околоствольного двора, равные

$$K_{о.д} = C_{о.д} \cdot V_{о.д} \cdot n \cdot K_{ye}, \text{ грн,} \quad (5.37)$$

где  $C_{о.д}$  – себестоимость проходки выработок околоствольного двора, у.е./м<sup>3</sup>;  $V_{о.д}$  – объем выработок около ствольного двора:

– при применении контактных электровозов (вертикальный ствол)

$$V_{о.д} = 13,5 + (4,6 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тыс. м}^3; \quad (5.38)$$

– при применении аккумуляторных электровозов

$$V_{о.д} = 12,5 + (4,9 + 0,9 \cdot \omega_o) \cdot A, \text{ тыс. м}^3; \quad (5.39)$$

– при наклонном стволе

$$V_{о.д} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200}, \text{ тыс. м}^3, \quad (5.40)$$

где  $\omega_o$  – коэффициент водообильности.

*Расчет эксплуатационных затрат.*

Затраты на ремонт (поддержание) стволов

$$\mathcal{E}_c = q_c \cdot H_{ств} \cdot K_{ye}, \text{ грн/год,} \quad (5.41)$$

где  $q_c$  – затраты на ремонт и поддержание вертикального ствола, равные 45 – 55 у.е./м·год;  $H_{ств}$  – глубина ствола, м.

Затраты на ремонт и поддержание квершлагов

$$\mathcal{E}_{кв} = q_{кв} \cdot L_{кв} \cdot K_{ye}, \text{ грн/год,} \quad (5.42)$$

где  $q_{кв}$  – затраты на ремонт и поддержание квершлагов, равные 30 – 35 у.е./м·год;  $L_{кв}$  – суммарная длина квершлагов, м.

Затраты на откатку руды

$$\mathcal{E}_o = q_o \cdot A \cdot L_{ср} \cdot K_{ye}, \text{ грн/год,} \quad (5.43)$$

где  $q_o$  – затраты на откатку горной массы по квершлагам, равные 0,00008 у.е./м·т;  $L_{cp}$  – средняя длина откатки, м.

Затраты на подъем руды

$$\mathcal{E}_n = q_n \cdot A \cdot H_{cp} \cdot K_{ye}, \text{ грн/год}, \quad (5.44)$$

где  $q_n$  – затраты на подъем горной массы по вертикальному стволу, равные 0,0004 у.е./м·т;  $H_{cp}$  – средняя высота подъема, м.

Затраты на водоотлив по вертикальному стволу

$$\mathcal{E}_{в.о} = q_{в.о} \cdot A \cdot w_o \cdot H_{ств} \cdot K_{ye}, \text{ грн/год}, \quad (5.45)$$

где  $q_{в.о}$  – затраты на водоотлив по вертикальному стволу, равные 0,0003 у.е./м·т;  $w_o$  – водоприток на 1 т горной массы, доли ед.

Затраты на проветривание

$$\mathcal{E}_{ве} = q_{ве} \cdot A \cdot (H_{cp} + L_{cp}) \cdot K_{ye}, \text{ грн/год}, \quad (5.46)$$

где  $q_{ве}$  – затраты на вентиляцию по вертикальному стволу и по квершлагам, равные 0,0003 у.е./м·т.

## 5.6. Расчет удельных затрат и выбор схемы вскрытия

Оптимальный вариант схемы вскрытия месторождения определяется по минимальным удельным затратам

$$Z_{yd} = \frac{E_n \sum K_z}{A} + \frac{\sum \mathcal{E}_z}{A_{бал}} \rightarrow \min, \text{ грн}. \quad (5.47)$$

где  $E_n$  – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12 – 0,15;  $\sum K_z$  – суммарные капитальные затраты на строительство, грн;  $\sum \mathcal{E}_z$  – суммарные эксплуатационные затраты, грн;

Полученные значения удельных затрат по первому  $Z_{yd1}$  и второму  $Z_{yd2}$  вариантам схем вскрытия сравнивают по формуле:

$$\left| \frac{Z_{yd1} - Z_{yd2}}{Z_{yd1} + Z_{yd2}} \right| \leq 0,1. \quad (5.48)$$

Варианты можно считать экономически равноценными, если соблюдается вышеуказанное условие. Если вышеуказанное условие не соблюдается, то сравниваемые варианты не равноценны. Тогда принимается тот вариант вскрытия месторождения у которого удельные затраты меньше.



### Вопросы для самоконтроля

1. Какие факторы влияют на выбор способа и схемы вскрытия?
2. Охарактеризуйте метод вариантов.

3. *Какие требования предъявляются к схеме вскрытия?*
4. *Охарактеризуйте капитальные затраты.*
5. *Охарактеризуйте эксплуатационные затраты.*
6. *Как выполняется выбор варианта вскрытия по удельным затратам?*



## ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 5

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
5. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.
6. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 20.06.72. – М.: Недра, 1973. – 34 с.
7. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.
8. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки ВНТП-37-86. – Утв. протоколом Минцветмета СССР от 12.02.1986 г. № 48. – М.: Недра, 1986. – 276 с.
9. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.
10. Порцевский А.К. Выбор рациональной технологии добычи руд. Геомеханическая оценка состояния недр. Использование подземного пространства. Геоэкология / А.К. Порцевский. – М.: МГГУ, 2003. – 767 с.
11. Скорняков, Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1986. – 204 с.
12. Скорняков, Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1978. – 232 с.

## 6. ПОДГОТОВКА БАЛАНСОВЫХ ЗАПАСОВ

### 6.1. Классификация подготовительных выработок

Подготовка рудных месторождений к очистным работам включает проведение подготовительно-нарезных выработок.

**Подготовительные работы** – проведение подготовительных выработок с одной плоскостью обнажения, которые разделяют шахтное поле или его часть на отдельные выемочные блоки (панели) с целью обеспечения транспорта материалов и руды, вентиляции, нарезных и очистных работ. Для разделения шахтного поля на этажи используют подготовительные выработки основного горизонта – откаточные штреки и орты, а разделение этажа на отдельные выемочные участки – блоки используют восстающие. **Нарезные работы** – проведение нарезных выработок с одной или двумя плоскостями обнажения в пределах добычных блоков для последующего выполнения очистных работ. Главной целью этих работ является создание выемочных участков, подэтажных горизонтов, отрезных щелей, выработок подсечки и т.д. После завершения нарезных работ блок считается подготовленным к очистным работам.

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 щели и восстающие, подсечные штреки или орты, 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).

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

### 6.2. Классификация способов подготовки

**Системой подготовки** шахтного поля или его части называется комплекс взаимосвязанных понятий о форме добычных участков, порядке их подготовке к очистным работам, вентиляции, типах и видах подготовительных и нарезных выработок. Система подготовки шахтного поля состоит из способа и схемы подготовки.

**Способ подготовки** шахтного поля или его части называется расположение основных подготовительных выработок в шахтном поле или его части относительно элементов залегания рудной залежи, а графическое изображение способа подготовки является схема подготовки.

**Схемой подготовки** шахтного поля или его части называется графическое изображение расположения подготовительных выработок относительно рудной залежи, обеспечивающих деление шахтного поля на готовые к очистным работам участки.

Вскрытую часть месторождения подготовительными выработками разбивают на отдельные добычные участки или блоки. Проведение этих выработок называется **горно-подготовительными работами**. В зависимости от угла падения рудной залежи различают следующие способы подготовки месторождений: погоризонтный, панельный и этажный. Классификация способов и схем подготовки рудных месторождений представлена в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Классификация способов и схем подготовки рудных месторождений

Способ подготовки	Угол падения залежи, $\alpha$ , град	Схема подготовки	Мощность залежи, $m$ , м
Погоризонтный	$\leq 15$	Главными и выемочными штреками с отработкой заходками	$\leq 3$
		Главными и выемочными штреками с отработкой лавами	
Панельный	$\leq 15$	Панельно-столбовая с отработкой заходками	$\leq 3$
		Панельно-столбовая с отработкой лавами	
		Панельно-камерная с расположением камер между главными штреками	$\leq 30$
		Панельно-камерная с расположением камер между панельными штреками	
Этажный	$> 15$	Рудным штреком	$\leq 8$
		Полевым штреком	8 – 12
		Рудным и полевым штреками с диагональными заездами	10 – 18
		Рудным и полевым штреками с кольцевыми заездами	10 – 18
		Рудным штреком и тупиковыми ортами	15 – 40
		Полевым штреком лежачего бока и тупиковыми ортами	15 – 40
		Полевым штреком висячего бока и тупиковыми ортами	15 – 40
		Полевыми штреками лежачего и висячего боков и кольцевыми ортами	$> 40$

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

При *рудной* подготовке все подготовительные выработки проводятся по рудному телу. Данная подготовка является основным при разработке руд средней ценности и применении самоходного оборудования или конвейерного транспорта для транспортирования руды. Достоинством рудной подготовки является возможность доразведки месторождения и попутная добыча руды, что частично компенсирует затраты на проведение подготовительных выработок. Недостатки: высокое горное давление и сложные условия устойчивости подготовительных выработок, плохие условия погрузки руды в транспортные средства, сложные условия работы транспорта, неблагоприятные условия движения вентиляционной струи, большие потери руды.

При *полевой* подготовке все подготовительные выработки проводятся вне рудного тела. Она широко применяется при разработке средних и богатых руд и применении электровозной откатки добытой руды, поскольку позволяет выдерживать величину уклона рельсовых путей при сложной гипсометрии почвы рудной залежи. Достоинства: небольшое горное давление и лучшие условия устойчивости подготовительных выработок, хорошие условия погрузки руды в транспортные средства, благоприятные условия работы транспорта, хорошие условия движения вентиляционной струи, отсутствие потерь руды в охранных целиках. Недостатком полевой подготовки является большие затраты на подготовку.

*Смешанная* подготовка заключается в том, что одна часть подготовительных выработок проводится 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.

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.

*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 лежащего бока закладывают 2 откаточных штрека.

### **6.3. Погоризонтный способ подготовки**

*Погоризонтным способом подготовки* называют пространственное расположение горных выработок, при котором шахтное поле делится по падению основными выработками на части, ограниченные по простиранию

границами шахтного поля или блока и обрабатываемые лавами или заходками по падению или восстанию. Этот способ подготовки применяется при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений, при небольших размерах шахтного поля ( $\leq 5$  км) по простиранию. Погоризонтный способ включает в себя следующие схемы подготовки:

- главными и выемочными штреками с отработкой заходками;
- главными и выемочными штреками с отработкой лавами.

Схема подготовки главными и выемочными штреками с отработкой заходками представлена на рис. 6.1. Основная схема заключается в том, что из главного откаточного и вентиляционного штреков под прямым углом проводят выемочные штреки, из которых будут проводиться короткие заходки для ведения очистных работ.

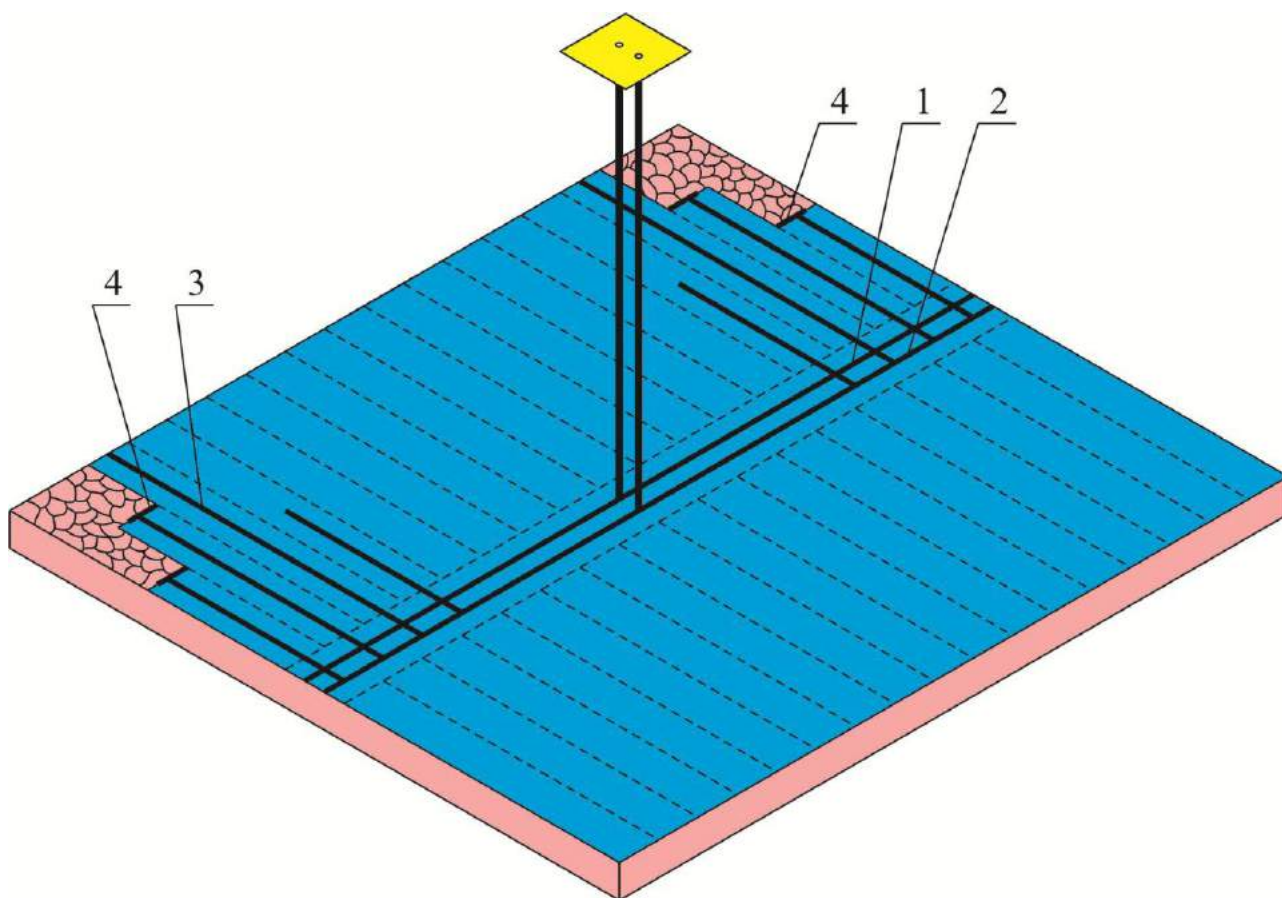


Рис. 6.1. Схема подготовки главными и выемочными штреками с отработкой заходками: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – выемочный штрек; 4 – очистная заходка

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 3$  м, столбовая система разработки с обрушением кровли и отработкой заходками.

Схема подготовки главными и выемочными штреками с отработкой лавами представлена на рис. 6.2. Основной особенностью этой схемы является то, что из главного откаточного и вентиляционного штреков под прямым углом проводят выемочные штреки, разделяющие шахтное поле на выемочные



столбы. Оработку запасов руды производят от границ шахтного поля лавами расположенными между выемочными штреками.

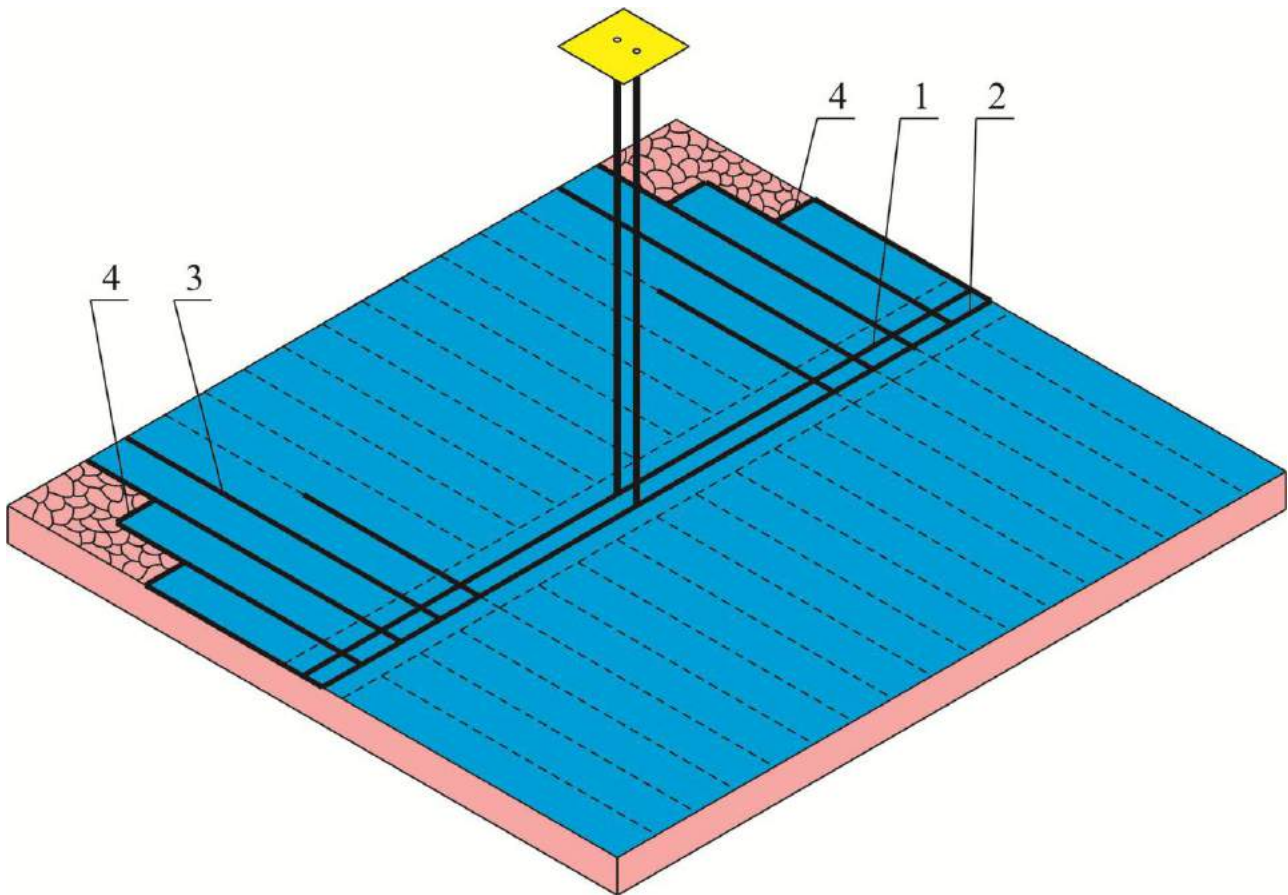


Рис. 6.2. Схема подготовки главными и выемочными штреками с отработкой лавами: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – выемочный штрек; 4 – лава

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 3$  м, столбовая система разработки с обрушением кровли и отработкой лавами.

#### 6.4. Панельный способ подготовки

**Панельным способом подготовки** называют пространственное расположение горных выработок, при котором шахтное поле делится на части, ограниченные по падению и восстанию основными выработками, а по простиранию условными границами соседних панелей, шахтного поля или блока. Этот способ подготовки применяется при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений, при котором можно осуществить полную конвейеризацию транспортирования руды или применить самоходное оборудование. Шахтное поле по площади разделяют на панели с помощью главных и панельных штреков. Главные и панельные штреки могут быть как рудными, так и полевыми. К полевой подготовке прибегают при неправильной форме почвы залежи, когда основные транспортные выработки невозможно



провести по почве залежи.

В зависимости от того, на какие части делится панель панельный способ включает три схемы подготовки:

- панельно-столбовая с отработкой заходками;
- панельно-столбовая с отработкой лавами;
- панельно-камерная с расположением камер между главными штреками;
- панельно-камерная с расположением камер между панельными штреками.

*Панельно-столбовая схема подготовки с отработкой заходками* представлена на рис. 6.3. При данной схеме подготовки шахтное поле разделяют на панели, а панели на выемочные столбы. Основная схема заключается в том, что для каждой панели из главного откаточного и вентиляционного штреков под прямым углом проводят панельный транспортный и вентиляционный штреки. Далее из панельных штреков для каждого выемочного столба проводят выемочные штреки, из которых будут проводиться короткие заходки для ведения очистных работ в столбе, в направлении от границ панели к панельным штрекам.

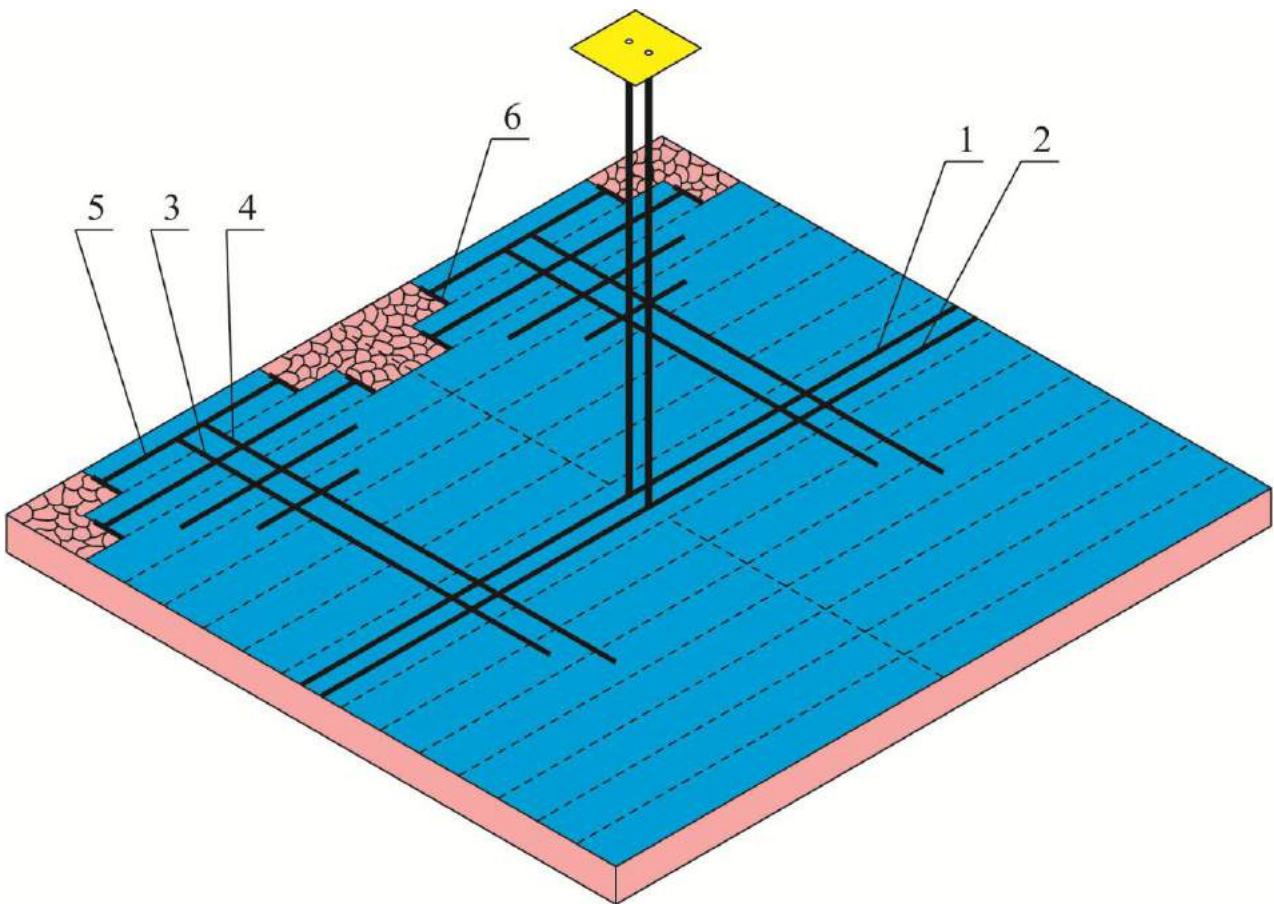


Рис. 6.3. Панельно-столбовая схема подготовки с отработкой заходками: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – панельный транспортный штрек; 4 – панельный вентиляционный штрек; 5 – выемочный штрек; 6 – очистная заходка

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 3$  м, столбовая система разработки с обрушением кровли и отработкой заходками.

*Панельно-столбовая схема подготовки с отработкой лавами* представлена на рис. 6.4. Шахтное поле, при этой схеме подготовки разделяют на панели, а панели на выемочные столбы, которые будут обрабатываться лавами. Основной особенностью этой схемы является то, что для каждой панели из главного откаточного и вентиляционного штреков под прямым углом проводят панельный транспортный и вентиляционный штреки. Далее из панельных штреков для каждого выемочного столба проводят выемочные штреки. Отработку запасов руды в выемочном столбе производят лавами расположенными между выемочными штреками в направлении от границ панели к панельным штрекам.

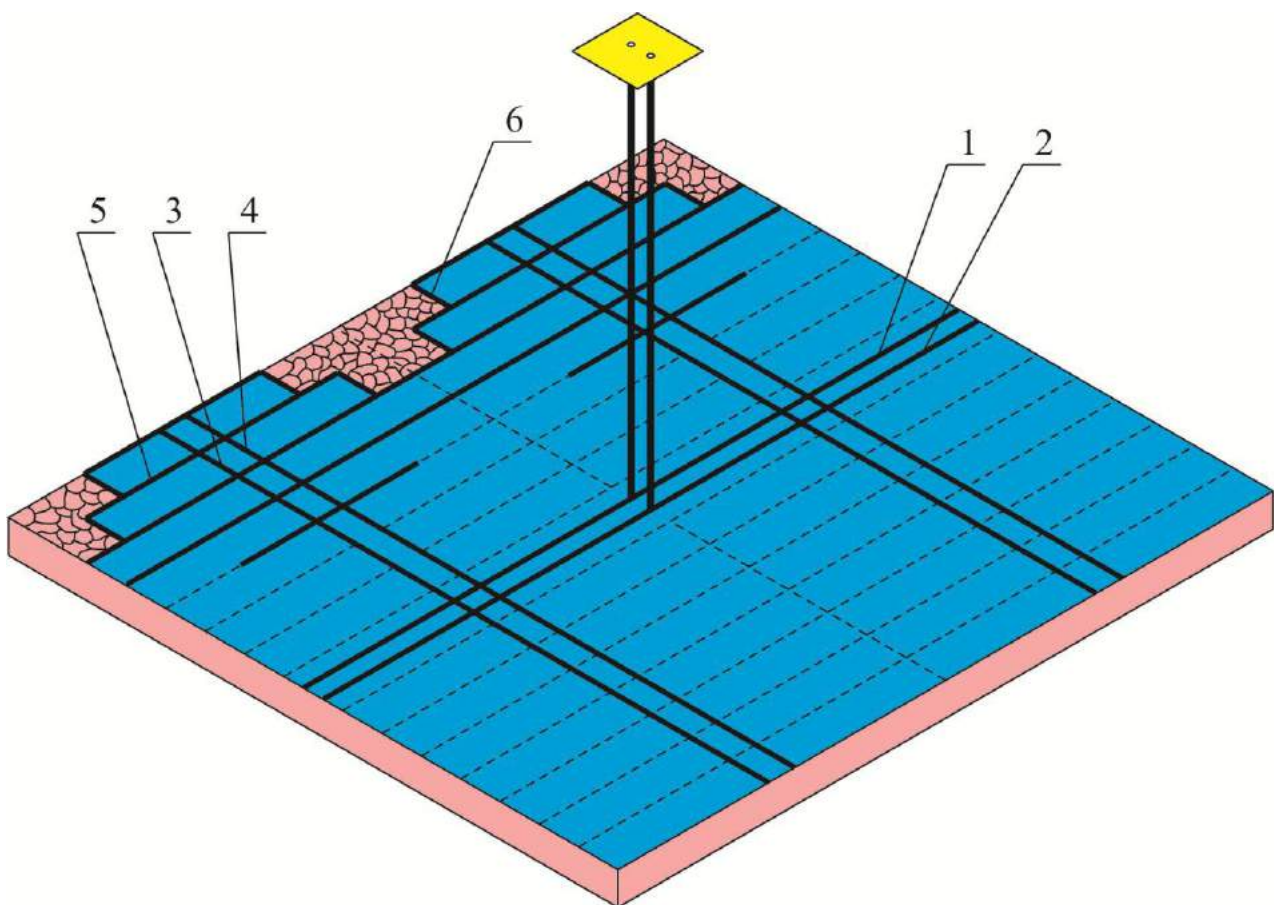


Рис. 6.4. Панельно-столбовая схема подготовки с отработкой лавами: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – панельный транспортный штрек; 4 – панельный вентиляционный штрек; 5 – выемочный штрек; 6 – лава

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 3$  м, столбовая система разработки с обрушением кровли и отработкой заходками.

*Панельно-камерная схема подготовки с расположением камер между главными штреками* представлена на рис. 6.5. Основная схема заключается в том, что из главного откаточного штрека в направлении главных

вентиляционных штреков проведенных на границах шахтного поля проводят панельные штреки, которые разделяют шахтное поле на выемочные блоки. Очистную выемку производят камерами расположенными в блоках.

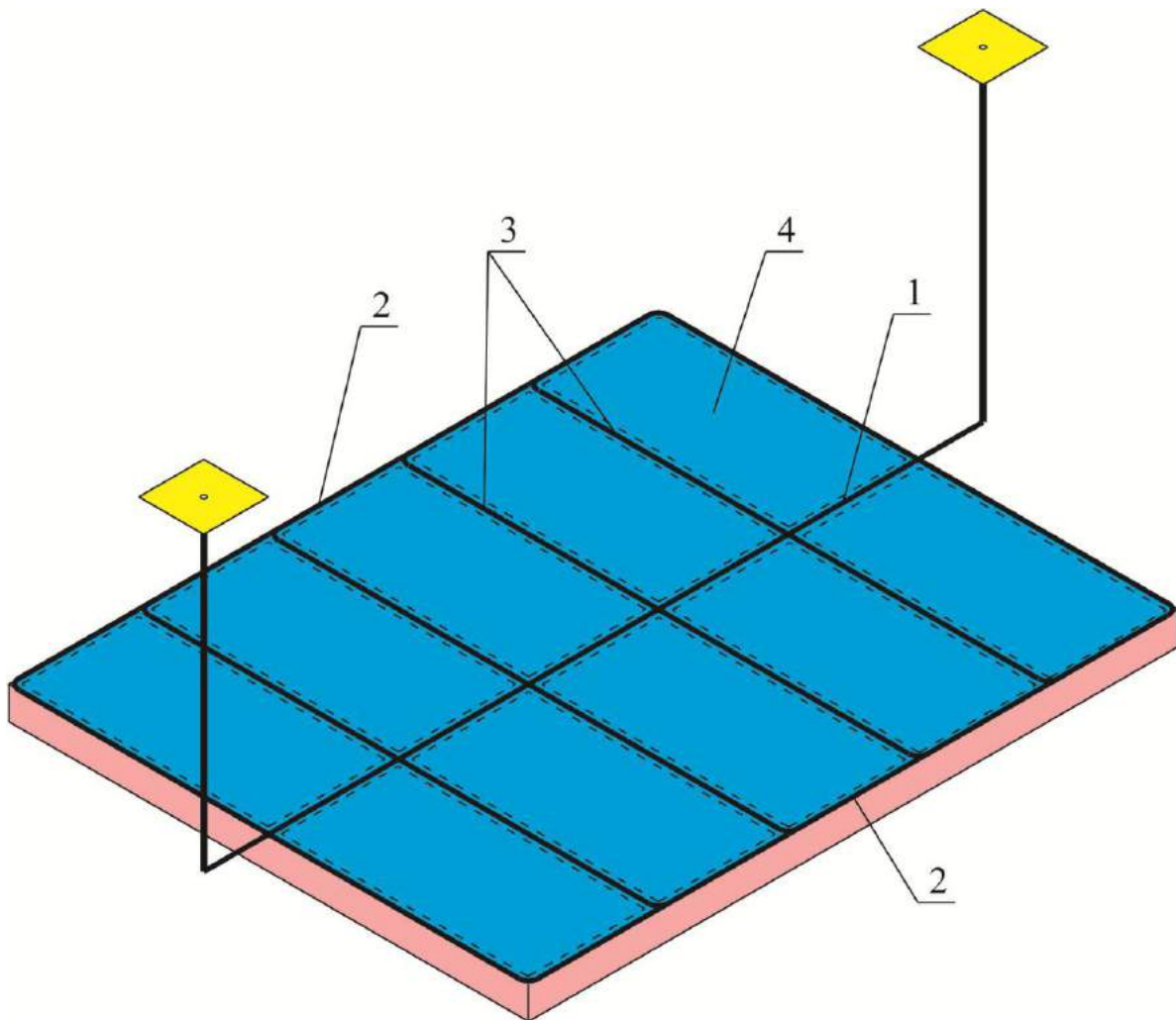


Рис. 6.5. Панельно-камерная схема подготовки с расположением камер между главными штреками: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – панельный штрек; 4 – камеры

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 30$  м, камерно-столбовая система разработки.

Панельно-камерная схема подготовки с расположением камер между панельными штреками представлена на рис. 6.6. Основной особенностью этой схемы является то, что из главного откаточного штрека в направлении главных вентиляционных штреков проведенных на границах шахтного поля проводят панельные штреки. Между панельными штреками проводят выемочные штреки, которые разделяю панель на выемочные блоки. Очистную выемку производят камерами расположенными в блоках.

Условия применения: угол падения  $\leq 15^\circ$ , мощность  $\leq 30$  м, сплошная или камерно-столбовая системы разработки.



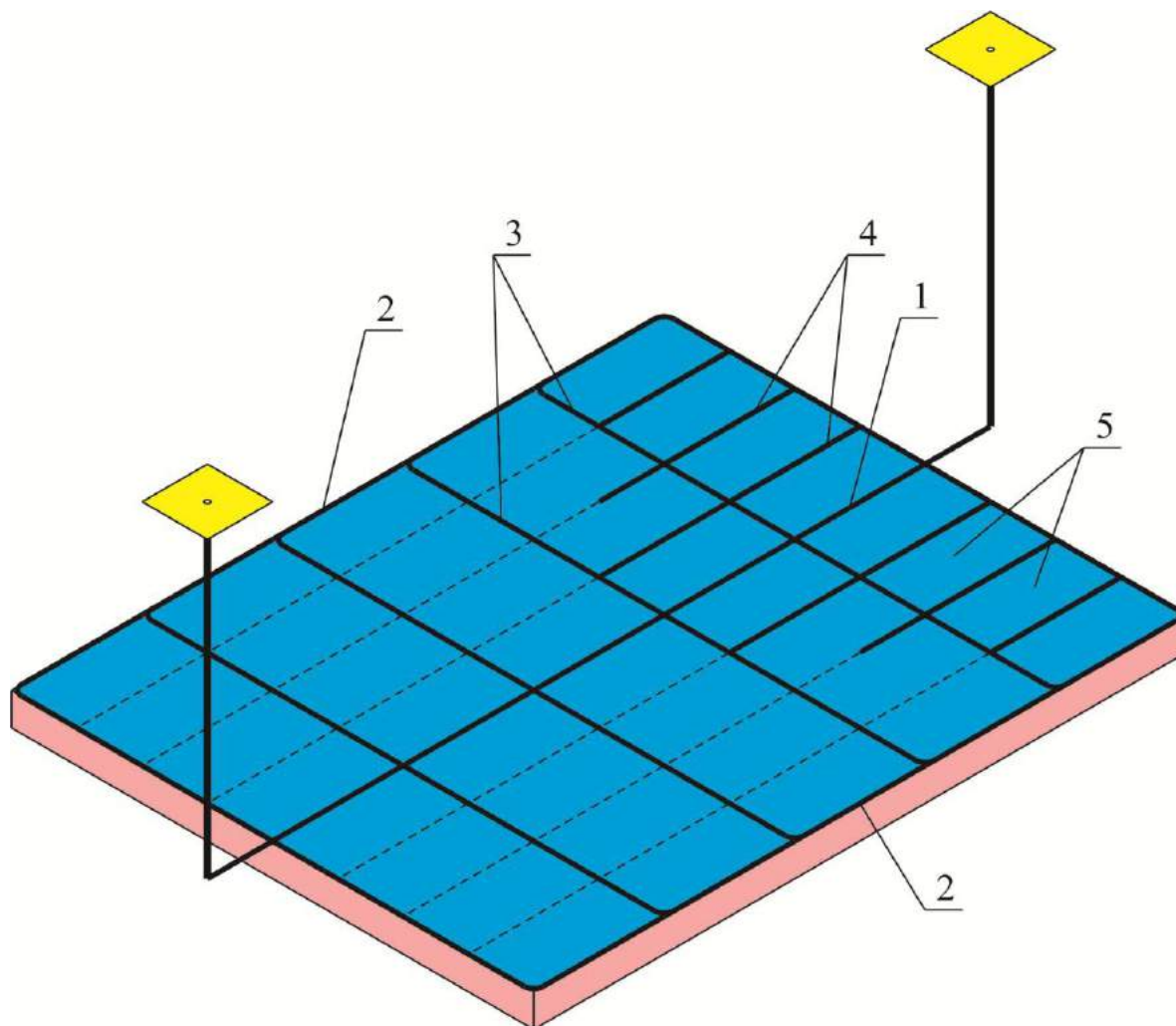


Рис. 6.6. Панельно-камерная схема подготовки с расположением камер между панельными штреками: 1 – главный откаточный штрек; 2 – главный вентиляционный штрек; 3 – панельный штрек; 4 – выемочный штрек; 5 – камеры

### 6.5. Этажный способ подготовки

*Этажным способом подготовки* называют пространственное расположение горных выработок, при котором шахтное поле делится по падению основными выработками на части, вытянутые и обрабатываемые по простиранию и ограниченные по простиранию границами шахтного поля или блока. Способ применяют при разработке наклонных и крутопадающих и месторождений. Деление этажа на блоки осуществляется блоковыми восстающими, а при разработке мощных месторождений – блоковыми восстающими и откаточными ортами. В зависимости от мощности рудной залежи этажный способ подготовки включает следующие схемы подготовки:

- рудным штреком;
- полевым штреком;
- рудным и полевым штреками с диагональными заездами;
- рудным и полевым штреками с кольцевыми заездами;

- рудным штреком и тупиковыми ортами;
- полевым штреком лежачего бока и тупиковыми ортами;
- полевым штреком висячего бока и тупиковыми ортами;
- полевыми штреками лежачего и висячего боков и кольцевыми ортами.

*Схема подготовки рудным штреком* представлена на рис. 6.7. Основная схема заключается в том, что рудный штрек проводят в рудном теле у контактов с боковыми породами. Погрузочные пункты (шахтные люки, рудоспуски) располагаются в верхней угловой части поперечного сечения штрека. Схема откатки руды при такой подготовке – тупиковая. При тупиковой схеме для обеспечения маневров локомотива на флангах этажа предусматривают двухпутевые участки (разминовки) или обгонные выработки.

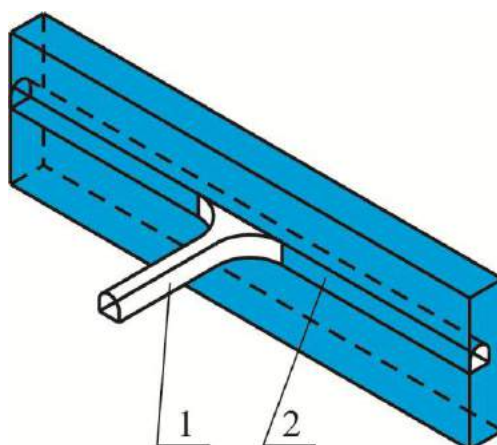


Рис. 6.7. Схема подготовки рудным штреком: 1 – квершлаг; 2 – рудный штрек

Подготовка рудным штреком отличается от простотой схемы расположения выработок и быстрым вводом в эксплуатацию, что обеспечивает попутную добычу руды и доразведку при проведении штрека. Главным недостатком является малая производительность тупиковой схемы откатки и большие потери руды в надштрековом и околоштрековом целиках.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность  $\leq 8$  м.

*Схема подготовки полевым штреком* представлена на рис. 6.8. Основной особенностью этой схемы является то, что полевой штрек проводят в лежачем боку месторождения. При этой схеме выпуск и погрузка руды в транспортное средство осуществляется через траншеи или воронки с помощью вибрационных питателей или шахтными люками. Схема откатки аналогичная как и при подготовке рудным штреком.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 8 – 12 м.

*Схема подготовки рудным и полевым штреком с диагональными заездами.* Отличительной особенностью этой схемы является то, что рудный штрек проводят в рудном теле, а полевой штрек в породах лежачего бока, которые соединяют между собой через каждые 100 – 200 м диагональными заездами (рис. 6.9).

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 10 – 18 м.

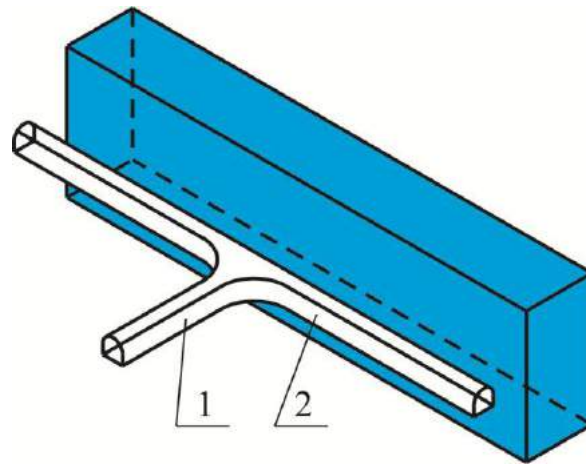


Рис. 6.8. Схема подготовки полевым штреком: 1 – квершлаг; 2 – полевым штрек

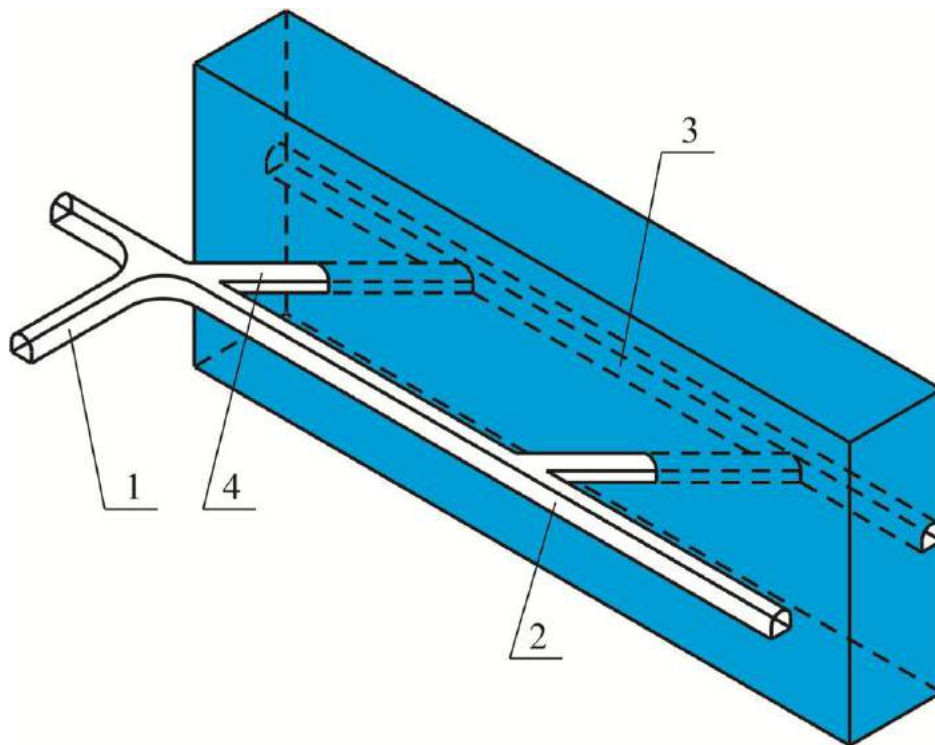


Рис. 6.9. Схема подготовки рудным и полевым штреком с диагональными заездами: 1 – квершлаг; 2 – полевым штрек; 3 – рудный штрек; 4 – диагональный заезд

*Схема подготовки рудным и полевым штреком с кольцевыми заездами* заключается в том, что рудный штрек проводят в рудном теле, а полевым штрек в породах лежачего бока (рис. 6.10). Для обеспечения кольцевой откатки руды через каждые 100 – 200 м рудный и полевым штрек соединяют кольцевыми заездами. Выпуск и погрузка руды в транспортное средство осуществляется через траншеи или воронки с помощью вибрационных питателей или шахтных люков, расположенных в рудном штреке.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 10 – 18 м.

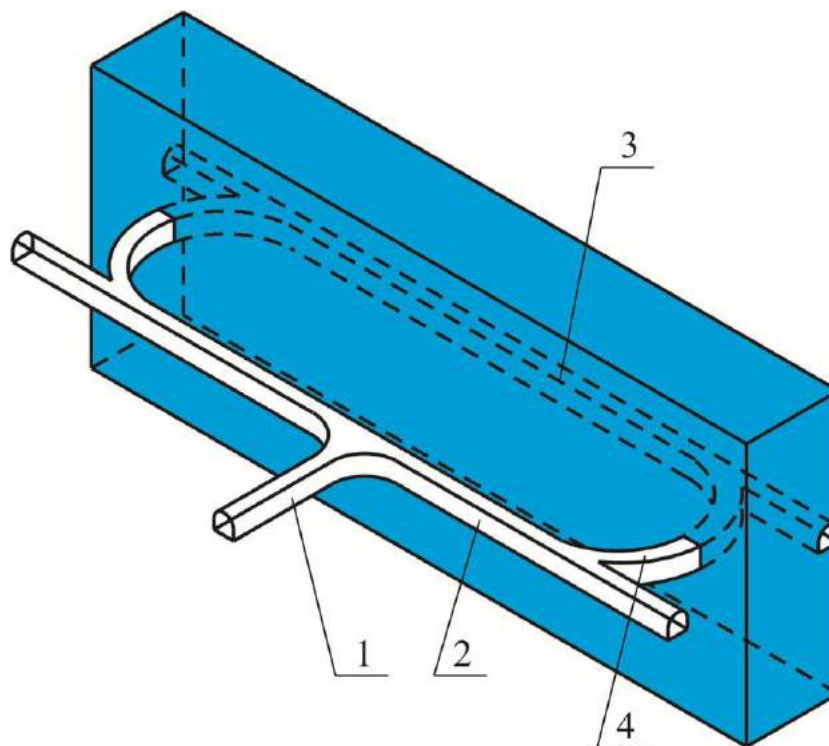


Рис. 6.10. Схема подготовки рудным и полевым штреком с кольцевыми заездами: 1 – квершлаг; 2 – полевой штрек; 3 – рудный штрек; 4 – кольцевой заезд

Схема подготовки рудным штреком и тупиковыми ортами представлена на рис. 6.11. Особенностью этой схемы является то, что рудный штрек проводят в рудном теле у пород лежачего бока из которого проводят тупиковые орты.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 15 – 40 м.

Схема подготовки полевым штреком лежачего бока и тупиковыми ортами заключается в том, что полевой штрек проводят в породах лежачего бока из которого проводятся орты до границы руды и пород висячего бока (рис. 6.12). Достоинством такой схемы подготовки является независимая схема проветривания блоков (камер) и возможность уточнения мощности рудного тела при проведении ортов. Недостатком является ограниченная производственная мощность рудника в связи с тупиковой схемой откатки.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 15 – 40 м.



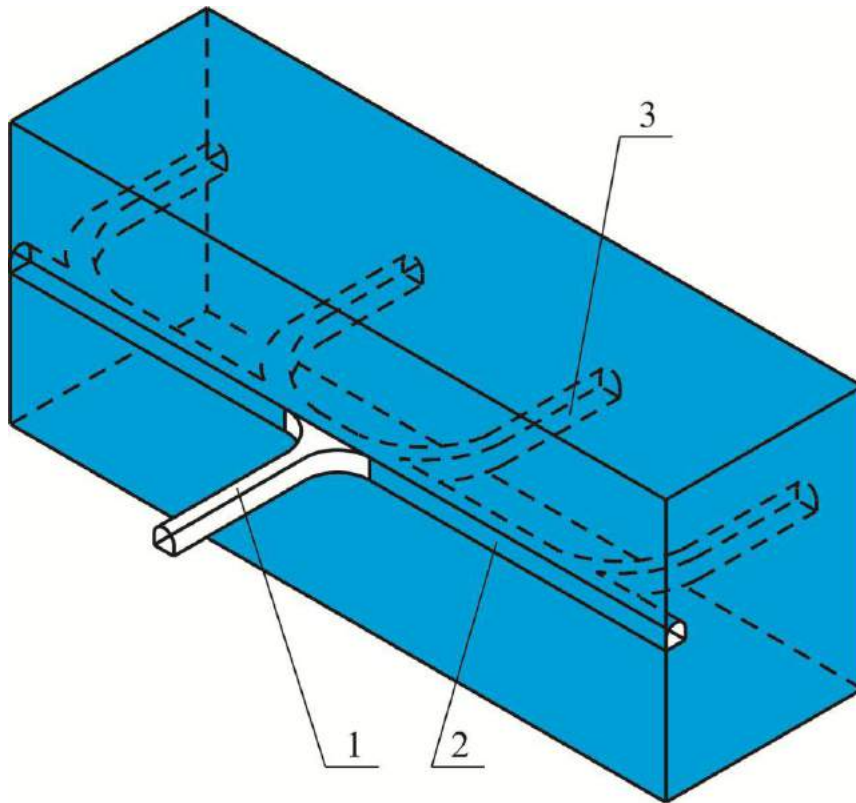


Рис. 6.11. Схема подготовки рудным штреком и тупиковыми ортами: 1 – квершлаг; 2 – рудный штрек; 3 – тупиковый орт

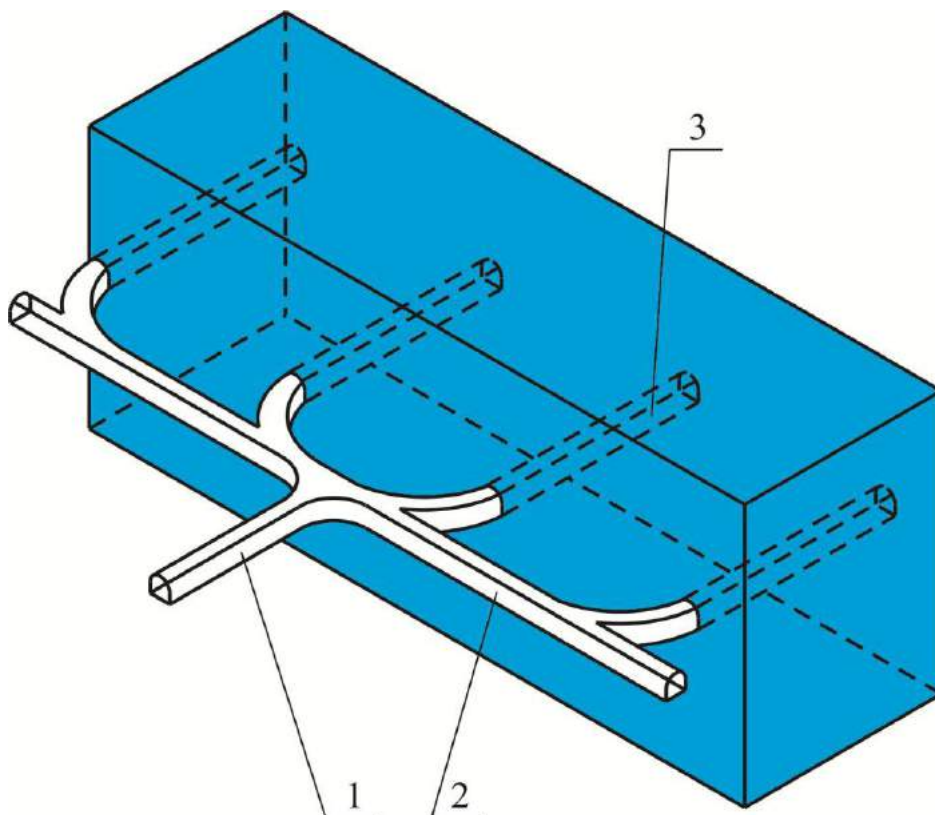


Рис. 6.12. Схема подготовки полевым штреком лежачего бока и тупиковыми ортами: 1 – квершлаг; 2 – полевой штрек лежачего бока; 3 – тупиковый орт



Схема подготовки полевым штреком висячего бока и тупиковыми ортами представлена на рис. 6.13. Отличительной особенностью этой схемы является то, что полевой штрек проводят в породах висячего бока, из которого проводятся тупиковые орты до границы руды и пород лежачего бока.

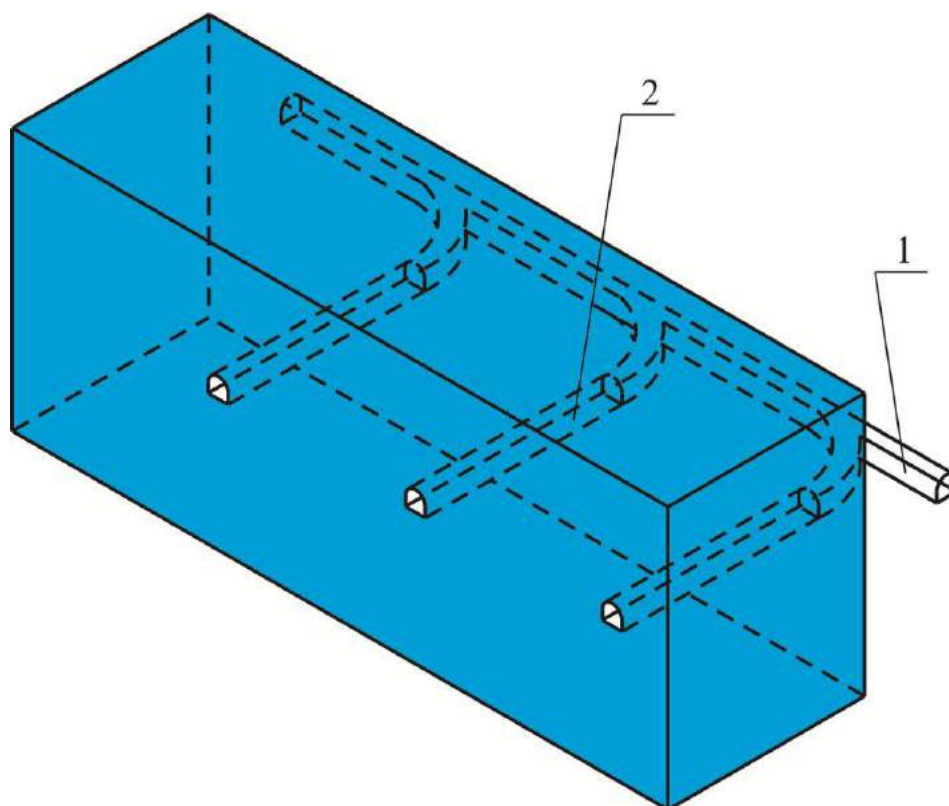


Рис. 6.13. Схема подготовки полевым штреком висячего бока и тупиковыми ортами: 1 – полевой штрек висячего бока; 2 – тупиковый орт

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность 15 – 40 м.

Схема подготовки полевыми штреками лежачего и висячего боков и кольцевыми ортами заключается в том, что полевые штреки проводят в породах лежачего и висячего боков, которые соединяются между собой кольцевыми ортами, что создает благоприятные условия для электровозной откатки с большим грузопотоком добытой руды (рис. 6.14). Достоинствами этой схемы являются: меньший срок существования ортов и соответственно снижение затрат на сохранность их по сравнению со штреками, а также более точно устанавливаются размеры рудного тела вкрест простирания и условия контактов с вмещающими породами. Недостаток – увеличенный объем проходческих работ, требующих, как правило, усиленного крепления.

Условия применения: угол падения  $> 15^\circ$ , мощность  $> 40$  м.

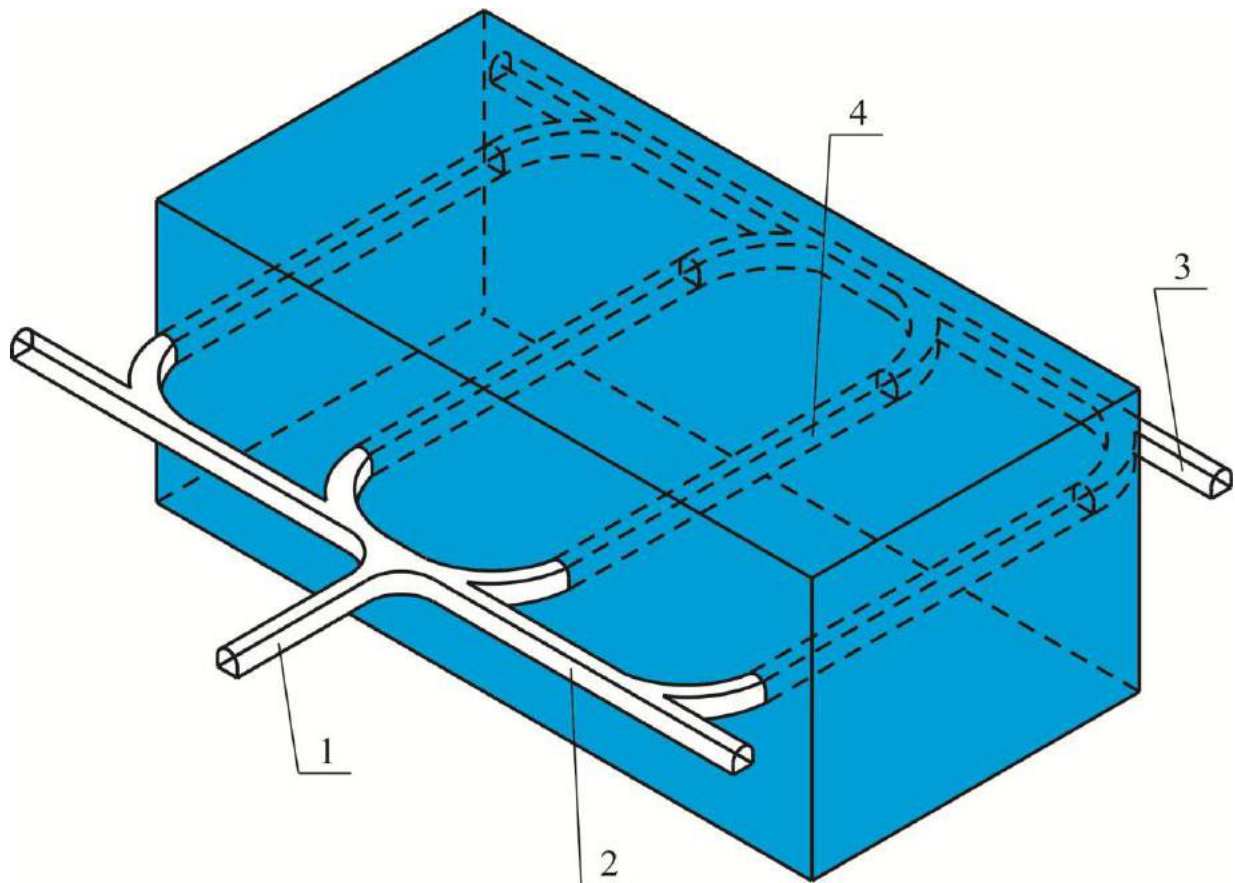


Рис. 6.14. Схема подготовки полевыми штреками лежачего и висячего боков и кольцевыми ортами: 1 – квершлаг; 2 – полевой штрек лежачего бока; 3 – полевой штрек висячего бока; 4 – кольцевой орт

### 6.6. Подготовка тонких залежей

Подготовка тонких залежей с любым углом падения обычно осуществляется проведением рудного штрека, который располагают при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений – посредине мощности залежи, со смещением в породы кровли или почвы (рис. 6.15). При разработке наклонных и крутопадающих месторождений – посредине мощности залежи, со смещением в сторону пород лежачего или висячего боков (рис. 6.16).

Расположение рудного штрека при подготовке горизонтальных и пологопадающих тонких залежей посредине мощности залежи (рис. 6.15, а) применяется при невыдержанных элементах залегания залежи.

Расположение рудного штрека при подготовке горизонтальных и пологопадающих тонких залежей со смещением в породы кровли (рис. 6.15, б) применяется при неустойчивых породах почвы и устойчивой руде.

Расположение рудного штрека при подготовке горизонтальных и пологопадающих тонких залежей со смещением в породы почвы (рис. 6.15, в) является наиболее удобной схемой при которой обеспечивается самотечная доставка горной массы в транспортные средства.

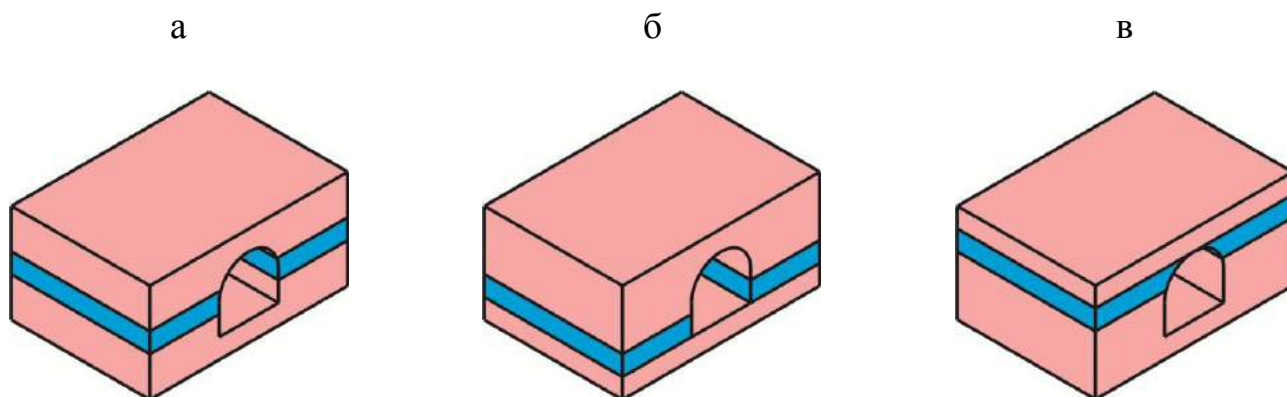


Рис. 6.15. Расположение рудного штрека при подготовке горизонтальных и пологопадающих тонких залежей посредине мощности залежи (а), со смещением в породы кровли (б) и со смещением в породы почвы (в)

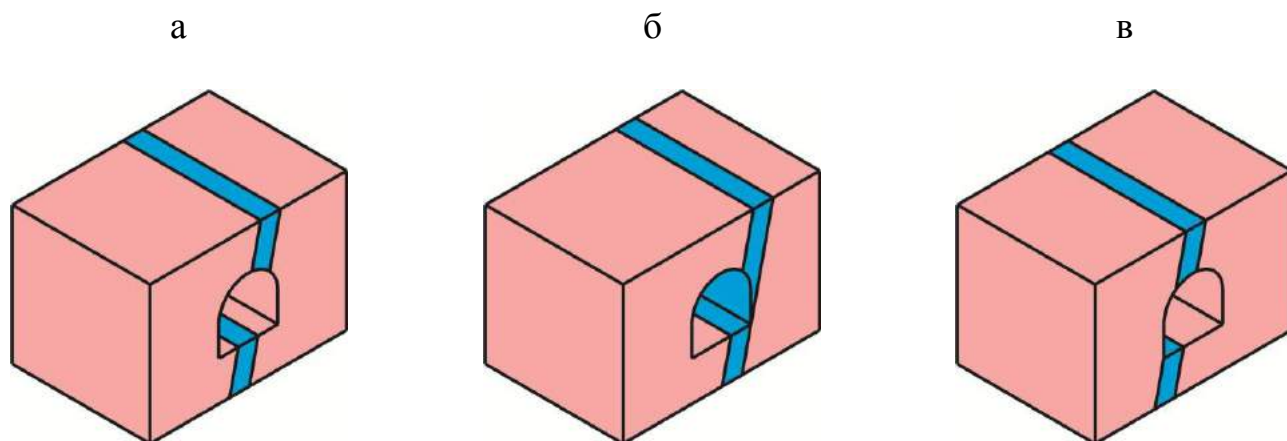


Рис. 6.16. Расположение рудного штрека при подготовке наклонных и крутопадающих тонких залежей посредине мощности залежи (а), со смещением в породы висячего (б) и лежачего (в) боков

Расположение рудного штрека при подготовке наклонных и крутопадающих тонких залежей посредине мощности залежи (рис. 6.16, а) применяется при невыдержанных элементах залегания залежи.

Расположение рудного штрека при подготовке наклонных и крутопадающих тонких залежей со смещением в породы висячего бока (рис. 6.16, б) является наиболее удобной схемой, которая обеспечивает оптимальное устройство и эксплуатацию шахтных люков и рудоспусков.

Расположение рудного штрека при подготовке наклонных и крутопадающих тонких залежей со смещением в породы лежачего бока (рис. 6.16, в) применяется при неустойчивых породах висячего бока и устойчивой руде.

Для обеспечения высокой безопасности работ и самотечной доставки горной массы в транспортные средства при разработке радиоактивных руд подготовка тонких залежей с любым углом падения обычно осуществляется проведением полевого штрека, который располагают при горизонтальном и

пологопадающем залегании в породах почвы, а при наклонном и крутопадающем – в породах лежащего бока (рис. 6.17).

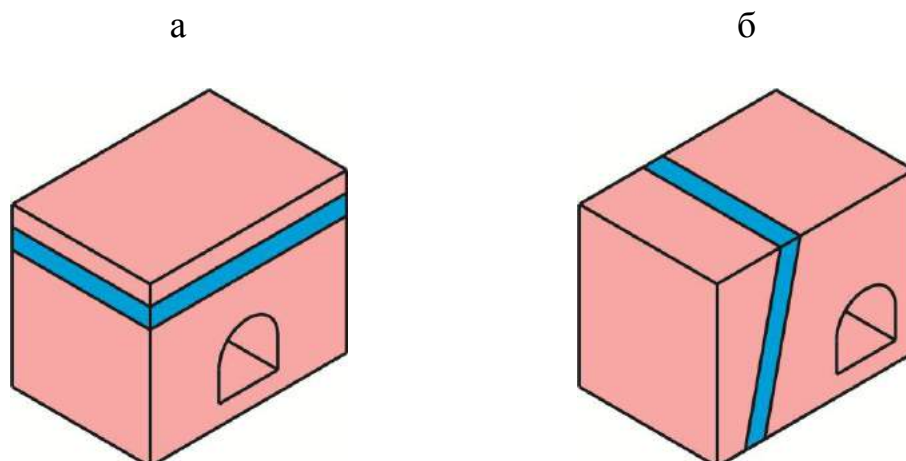


Рис. 6.17. Расположение полевого штрека при подготовке радиоактивных рудных месторождений для горизонтальных и пологопадающих (а), наклонных и крутопадающих (б) залежей

### 6.7. Выбор способа и схемы подготовки

На выбор способа подготовки влияют следующие факторы:

- горно-геологические условия залегания рудного тела: угол падения, мощность, устойчивость руды и вмещающих пород, глубина залегания, геологические нарушения, водообильность;
- горно-технические и экономические условия разработки: заданная производительность рудника, срок эксплуатации этажа или панели, условия вентиляции, ценность руды, применяемая система разработки, схема выпуска руды, склонность руды к возгораемости.

После определения способа подготовки приступают к выбору схемы расположения подготовительных выработок основного горизонта.

Возможные схемы расположения выработок основного горизонта намечаются в каждом конкретном случае в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождения. Основными требованиями при этом являются:

- безопасность работ при погрузке и транспортировании руды, обеспечение надлежащего проветривания очистных выработок, возможность выполнения профилактических мероприятий, а при необходимости и изоляции пожарного участка при разработке руд, склонных к самовозгоранию;
- своевременная подготовка запасов руды к очистной выемке, обеспечение необходимого резерва подготовленных и готовых к выемке запасов руды;
- обеспечение заданной производительности рудника, возможность применения и эффективного использования нового оборудования для погрузки и транспортирования руды;
- минимальный объем и минимальная стоимость проведения и

поддержания подготовительных выработок;

– минимальные запасы руды в целиках около подготовительных выработок;

– обеспечение попутной разведки и осушения месторождения.

Из приведенных требований первые 3 являются обязательными, остальные находятся в противоречии друг с другом, и поэтому из них удовлетворяются лишь те требования, которые в данных конкретных условиях имеют наиболее важное значение.

Выбор схемы расположения подготовительных выработок производится на основании технико-экономического сравнения вариантов схем подготовки по удельным суммарным затратам на 1 т добытой руды:

$$Z_{уд} = \frac{(Z_{пров} + Z_{под} + Z_{тр} + Z_{вент}) - Z_{возм}}{A_{бал} \cdot \frac{K_{изв}}{(1-R)}}, \text{ грн/т}, \quad (6.1)$$

где  $Z_{пров}$  – затраты на проведение подготовительных выработок, грн.;  $Z_{под}$  – затраты на поддержание подготовительных выработок, грн.;  $Z_{тр}$  – затраты на транспортирование руды по подготовительным выработкам, грн.;  $Z_{вент}$  – затраты на пропуск воздуха по подготовительным выработкам, грн.;  $Z_{возм}$  – возмещение затрат от попутно добытой руды, грн.

По данным полученных из расчета удельных суммарных затрат на 1 т добытой руды выбирают вариант схемы подготовки у которого этот показатель наименьший.

Выбор схемы подготовки откаточного горизонта осуществляют в следующей последовательности.

При заданной годовой производительности рудника и месячной производительности блока в одновременной отработке должно находиться следующее количество блоков:

$$n_{бл} = \frac{1,3 \cdot A}{12 \cdot P_{бл}}, \text{ шт.}, \quad (6.2)$$

где  $A$  – годовая производительность рудника, т/год;  $P_{бл}$  – месячная производительность блока, т/мес; 1,3 – 30% резерва количества блоков в одновременной отработке.

В зависимости от длины блока в этаже может разместиться следующее число блоков

$$n_{бл.макс} = \frac{L_{прост}}{L_{бл}}, \text{ шт.}, \quad (6.3)$$

где  $L_{прост}$  – длина месторождения по простиранию, м;  $L_{бл}$  – длина блока, м.

Балансовые запасы руды в этаже

$$A_{бал.эт.} = L_{прост} \cdot h_{эт} \cdot m_2 \cdot \gamma_p, \text{ Т}, \quad (6.4)$$

где  $h_{эт}$  – высота этажа, м;  $m_2$  – горизонтальная мощность залежи, м.

Продолжительность отработки запасов руды этажа

$$T_{эм} = \frac{A_{бал.эм} \cdot K_{изв}}{A \cdot (1 - R)}, \text{ лет.} \quad (6.5)$$

Затраты на проведение подготовительных выработок

$$Z_{пров} = C_{штпр} \cdot S_{штпр} \cdot L_{штпр} \cdot K_{уе}, \text{ грн,} \quad (6.6)$$

где  $C_{штпр}$  – себестоимость проведения штрека, равная 250 – 300 у.е./м<sup>3</sup>;  
 $S_{штпр}$  – площадь поперечного сечения штрека, равная для однопутевого – 10 – 12 м<sup>2</sup>, для двухпутевого – 12 – 16 м<sup>2</sup>.

Затраты на поддержание штрека за весь период отработки этажа

$$Z_{под} = C_{под.штпр} \cdot L_{штпр} \cdot T_{эм} \cdot K_{уе}, \text{ грн,} \quad (6.7)$$

где  $C_{под.штпр}$  – затраты на поддержание и ремонт штрека, равные 200 – 220 у.е./м год.

Затраты на транспортирование руды по штреку

$$Z_{тр} = C_{тр} \cdot L_{штпр} \cdot A_{бал.эм} \cdot K_{уе}, \text{ грн,} \quad (6.8)$$

где  $C_{тр}$  – затраты на транспортирование руды по штреку, равные 0,00008 у.е./м т.

Затраты на вентиляцию штрека

$$Z_{вент} = C_{вент} \cdot L_{штпр} \cdot A_{бал.эм} \cdot K_{уе}, \text{ грн,} \quad (6.9)$$

где  $C_{вент}$  – затраты на вентиляцию штрека, равные 0,0003 у.е./м т.

Возмещение затрат от попутно добытой руды при проведении рудного штрека

$$Z_{возм} = 1,15 \cdot C_o \cdot S_{штпр} \cdot L_{штпр} \cdot \gamma_p \cdot K_{уе}, \text{ грн,} \quad (6.10)$$

где 1,15 – коэффициент, учитывающий 15% прибыли от продажи руды;  
 $C_o$  – себестоимость 1 т руды, от попутной добычи, у.е.

Полученные значения удельных затрат по первому  $Z_{уд1}$  и второму  $Z_{уд2}$  вариантам схем подготовки основного горизонта сравнивают по формуле (5.48). Варианты считают экономически равноценными, если соблюдается условие. Если условие не соблюдается, то сравниваемые варианты не равноценны. Тогда принимается тот вариант подготовки месторождения, у которого удельные затраты меньше.

## 6.8. Планирование вскрытия и подготовки новых горизонтов

Работы по вскрытию и подготовке нового горизонта включают заключаются в углубке стволов, перепуске подъемных сосудов на новый горизонт, проходку всех подготовительных выработок при принятой схеме подготовки, монтаж оборудования.

К моменту перехода очистных работ на новый горизонт на нем должны быть завершены горнокапитальные работы и проведены подготовительные выработки. Время вскрытия и подготовки нового горизонта без учета потерь и разубоживания руды составляет:

$$t_{ен} = \frac{A_{бал.эм}}{A \cdot K_o}, \text{ лет,} \quad (6.11)$$



где  $K_o$  – коэффициент опережения подготовительных работ в зависимости от степени разведанности, водообильности и сложности геологического строения, равный 1,2 – 1,5.

Из условия отработки 50 – 60% запасов руды в этаже очистные работы на новом горизонте должны начаться через

$$t_{оч} = \frac{(0,5...0,6) \cdot A_{бал.эт}}{A}, \text{ лет,} \quad (6.12)$$

Для обеспечения ритмичной работы шахты между временем вскрытия и подготовки нового горизонта и временем отработки запасов руды на вышележащем этаже необходимо выдерживать соотношение:

$$t_{ом} = K_o \cdot t_{ен}, \text{ лет.} \quad (6.13)$$

Для составления календарного плана вскрытия и подготовки горизонта необходимы следующие данные:

- планы и разрезы месторождения с разделением на этажи и блоки;
- схемы вскрытия и подготовки месторождения;
- объемы работ по вскрытию и подготовке нового горизонта;
- принятый порядок отработки запасов этажа;
- необходимый срок ввода в эксплуатацию нового горизонта;
- достигнутые скорости проведения горных выработок;
- возможности клетового подъема рудника по выдаче пустых пород на поверхность.

Календарный план вскрытия и подготовки горизонта составляют в виде линейного или сетевого графиков (рис. 6.18). В графе 1 перечисляются все выработки и виды работ, необходимые для вскрытия и подготовки горизонта при принятой схеме (проходка выработок околоствольного двора, квершлагов, штреков, ортов и т.д.).

Наименование работ	Площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	Длина, м		Объем, м <sup>3</sup>		Средняя скорость проведения, м/мес	Продолжительность проведения, мес.	2016				2017				2018				2019				
		По породе	По руде	По породе	По руде			Кварталы																
		1	2	3	4			1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	1	2	3	4	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	

Рис. 6.18. Календарный план вскрытия и подготовки горизонта

В графах 2, 3 и 4 заполняют данные по выработкам и видам работ. Объем породы или руды (гр. 5 и 6) рассчитывается как гр. 2 × гр. 3 или 4. Скорость проведения выработок (гр. 7) рассчитывается или принимается в соответствии с нормами технологического проектирования. Техническая скорость проходки выработок буровзрывным способом, армирование стволов, прокладки трубопроводов и навешивания кабелей следует принимать не ниже норм,

приведенных в табл. 6.1. По известным длине выработки и ее скорости проведения рассчитывают время ее проведения (гр. 8) как гр. 3 или 4 / гр. 7.

Последовательность проходки выработок устанавливают с учетом обеспечения заданного (необходимого) времени вскрытия и подготовки горизонта и нормального развития горных работ. В большинстве случаев углубку стволов шахт производят с опережением на 1 – 2 этажа параллельно с подготовкой верхних горизонтов. В этом случае время выполнения указанных работ не включают в общее время подготовки горизонта.

Таблица 6.1

Нормативная скорость проведения выработок

Тип горных выработок и вид работ	Скорость выполнения работ, м/мес.
Стволы:	
– вертикальные	55
– наклонные	50
– углубка вертикальных стволов	25
Околоствольные дворы и камеры (на один забой) и сопряжения выработок (на одно спряжение)	400
Квершлаг и полевые штреки	70
Горизонтальные выработки по полезному ископаемому (штреки, орты)	110
Наклонные выработки, которые проводят снизу вверх:	
– по полезному ископаемому	95
– полевые	70
Наклонные выработки, которые проводят сверху вниз:	
– по полезному ископаемому	80
– полевые	60
Капитальные рудоспуски и восстающие	45
Армирование стволов:	
– установка расстрелов и навеска жестких проводников	300
– навеска канатных проводников (в одну нитку)	5000
Прокладка трубопроводов (в одну нитку)	2000
Навеска кабелей (в одну нитку)	7000

При планировании важно установить очередность и перечень выработок и работ, которые выполняются последовательно, чтобы определить общее время подготовки горизонта. По установленной очередности и перечню выработок составляют календарный график последовательно выполняемых работ. Время их выполнения будет равно или несколько меньше  $t_{en}$  и  $t_{om}$  по условию (6.13). Поэтому календарный план дорабатывают, включая остальные работы, которые можно выполнять параллельно. Если общее время выполнения последовательно проходимых выработок окажется больше допустимого времени подготовки горизонта, то необходимо изыскать реальные пути уменьшения



общего времени проходки (скоростная проходка отдельных выработок, двухсторонняя подготовка горизонта).



### Вопросы для самоконтроля

1. *Что называют подготовительными и нарезными работами?*
2. *Дайте определение терминам система, способ и схема подготовки.*
3. *Приведите классификацию способов и схем подготовки.*
4. *Что понимают под рудной, полевой и смешанной подготовкой?*
5. *Охарактеризуйте погоризонтный способ подготовки.*
6. *Охарактеризуйте панельный способ подготовки.*
7. *Охарактеризуйте этажный способ подготовки.*
8. *Приведите схемы подготовки при погоризонтном способе подготовки и их условия применения.*
9. *Приведите схемы подготовки при панельном способе подготовки и их условия применения.*
10. *Приведите схемы подготовки при этажном способе подготовки и их условия применения.*
11. *Охарактеризуйте подготовку тонких залежей.*
12. *Как осуществляется выбор способа и схемы подготовки?*



### ЛИТЕРАТУРА К РАЗДЕЛУ 6

1. Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений: учеб. / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 424 с.
3. Борисенко С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1977. – 296 с.
4. Борисенко С.Г. Технология подземной разработки рудных месторождений / С.Г. Борисенко. – К.: Вища школа, 1987. – 262 с.
5. Горная энциклопедия: Т. 4. / под ред. Е.А. Козловского. – М.: Сов. энциклопедия, 1989. — 623 с.

6. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений: Т. 1. / под ред. А.М. Бейсебаев, М.Ж. Битимбаев, С.Ж. Даукеев. – Алматы: Информационно-презентационный центр МСК РК, 1997. – 575 с.

7. Грабчак Л.Г. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых / Грабчак Л.Г., Малышев Ю.Н., Комащенко В.И., Федунец Б.И. – М.: Изд-во Академии горных наук, 1997. – 578 с.

8. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 31.08.71. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1977. – 223 с.

9. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. – Утв. Госгортехнадзором СССР. 20.06.72. – М.: Недра, 1973. – 34 с.

10. Мартынов В.К. Проектирование и расчет систем разработки рудных месторождений / В.К. Мартынов. – Киев – Донецк: Вища шк. Головное изд-во, 1987. – 216 с.

11. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений: учеб. пособие / Г.Г. Милехин. – Мурманск: Изд-во МГТУ, 2004. – 113 с.

12. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки ВНТП-37-86. – Утв. протоколом Минцветмета СССР от 12.02.1986 г. № 48. – М.: Недра, 1986. – 276 с.

13. Панин И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М.: Недра, 1964. – 212 с.

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

15. Скорняков, Ю.Г. Подземная добыча руд комплексами самоходных машин / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1986. – 204 с.

16. Скорняков, Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд / Ю.Г. Скорняков. – М.: Недра, 1978. – 232 с.

## ПРЕДМЕТНО-АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

<b>Б</b>	
Балансовые запасы .....	6
Безопасная глубина разработки .....	28
Берма безопасности .....	30
Блок .....	20
 <b>В</b>	
Вертикальная высота этажа .....	21
Восходящий порядок отработки .....	24
Вскрытие .....	11
Вскрывающие выработки .....	34
Вскрытые запасы .....	11
 <b>Г</b>	
Геологические запасы .....	6
Горная масса .....	6
Годовая производительность рудника .....	12
Горно-капитальные работы .....	34
Горно-подготовительные работы .....	11
Горный отвод .....	17
Готовые к выемке запасы .....	11
 <b>З</b>	
Забалансовые запасы .....	6
Зона обрушения .....	27
Зона сдвижения .....	27
 <b>И</b>	
Извлечение руды .....	11
 <b>К</b>	
Комбинированная выемка руды в блоке .....	24
Кондиции на минеральное сырье .....	6
Коэффициент потерь руды .....	10
 <b>М</b>	
Метод вариантов .....	61
Мульда оседания .....	27
Мульда сдвижения .....	27
 <b>Н</b>	
Наклонная высота этажа .....	21

Нарезные работы .....	11, 75
Наступающая отработка блоков .....	23
Нисходящий порядок отработки .....	24
О	
Одновременная разработка .....	18
Околоствольный двор .....	37
Оптимальная годовая производительность .....	14
Отработка руды по простиранию на всю мощность рудного тела .....	24
Отработка этажа одновременно по всему простиранию .....	24
Отступающая отработка блоков .....	23
П	
Панель .....	19
Панельный способ подготовки .....	79
Погоризонтный способ подготовки .....	77
Подготовительные работы .....	75
Подготовка .....	11
Подготовка тонких залежей .....	89
Подготовленные запасы .....	11
Подэтаж .....	20
Полевая подготовка .....	77
Последовательная разработка .....	18
Проектная годовая производительность шахты .....	14
Проектные потери .....	6
Производственная мощность рудника .....	12
Промышленные запасы .....	6
Р	
Разубоживание руды .....	10
Рудная масса .....	6
Рудная подготовка .....	77
Рудник .....	17
Рудничное поле .....	17
С	
Система вскрытия .....	45
Система подготовки .....	75
Смешанная разработка .....	18
Способ вскрытия .....	45
Способ подготовки .....	75
Столб .....	19
Степень вскрытия .....	25
Схема вскрытия .....	45

Схема подготовки .....	76
У	
Углы сдвижения пород .....	29
Ш	
Шаг вскрытия .....	25
Шахта .....	17
Шахтное поле .....	17
Э	
Экономически целесообразная годовая производительность .....	14
Эксплуатационные потери .....	6
Этаж .....	20
Этажный способ подготовки .....	83

Навчальне видання

**Хоменко Олег Євгенович**  
**Кононенко Максим Миколайович**

## **РОЗКРИТТЯ ТА ПІДГОТОВКА РУДНИХ РОДОВИЩ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ**

Навчальний посібник

(Російською мовою)

Редактор Л.Є. Гапонова

Підписано до друку 21.01.2016. Формат 30×42/4.  
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 5,9.  
Обл.-вид. арк. 7,8. Тираж 50 пр. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано  
в Державному вищому навчальному закладі  
«Національний гірничий університет»  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК № 1842 від 11.06.2004.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. Карла Маркса, 19.