

**МИНИСТЕРСТВО СЕЛЬСКОГО ХОЗЯЙСТВА РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО РЫБОЛОВСТВУ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
“МУРМАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ”**

Кафедра горного дела

**ВСКРЫТИЕ И ПОДГОТОВКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

*Методические указания по курсовому проектированию
для студентов всех форм обучения
специальности 130404 «Подземная разработка
месторождений полезных ископаемых»*

Апатиты

2007

УДК 622.34

ББК 33.33

В 84

Составители: – Георгий Георгиевич Милехин, канд. техн. наук, профессор кафедры горного дела;
Олег Елиферович Чуркин, канд. техн. наук, доцент той же кафедры

Методические указания рассмотрены и одобрены кафедрой 6 октября 2003 г., протокол № 2

Рецензент – Ю.А.Епимахов, д-р техн. наук, профессор кафедры горного дела

Редактор Е.В.Попова

ОГЛАВЛЕНИЕ

ОБЩИЕ ОРГАНИЗАЦИОННО-МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ.....	4
ТЕМАТИЧЕСКИЙ ПЛАН.....	5
РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА.....	5
СОДЕРЖАНИЕ ПРОГРАММЫ И МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ИЗУЧЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ.....	6
КУРСОВОЙ ПРОЕКТ И УКАЗАНИЯ К ЕГО ВЫПОЛНЕНИЮ.....	11
ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ.....	15
ПРИМЕРНЫЙ ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ К ЭКЗАМЕНУ.....	42
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	45

ОБЩИЕ ОРГАНИЗАЦИОННО-МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ

Методические указания по дисциплине «Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых» составлены в соответствии с типовой и рабочей программами дисциплины «Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых» для специальности 130404 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых», а также Государственным образовательным стандартом базового высшего профессионального образования.

Настоящие методические указания включают методические рекомендации по выполнению курсового проекта по дисциплине и список рекомендуемой литературы.

Цель дисциплины – дать теоретические основы знаний об основных способах вскрытия и подготовки месторождений, выработать навыки принятия технических решений при вскрытии месторождений подземным способом.

В результате изучения дисциплины студенты должны:

- *знать* основные способы вскрытия месторождений;
- основные способы подготовки шахтных полей и горизонтов;
- конструкции околоствольных дворов;
- способы подготовки блоков и панелей при различных системах разработки месторождения;
- *уметь* решать задачи по выбору способа вскрытия;
- определять основные параметры способов вскрытия и подготовки месторождения и давать их технико-экономическую оценку;
- давать сравнительную оценку применения различных типов околоствольных дворов;

Курс «Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых» включает чтение лекций, выполнение индивидуальных работ, самостоятельную работу студентов, написание и защиту курсового проекта.

ТЕМАТИЧЕСКИЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование темы	Количество часов по плану заочного обучения		
		лекций	индивидуальных работ	самостоятельной работы
1	Основные положения вскрытия месторождений полезных ископаемых	4	2	8
2	Вскрывающие выработки	4	4	14
3	Способы вскрытия рудных месторождений	8	6	24
4	Подготовка рудных месторождений	6	4	20
5	Обеспеченность рудника запасами	2	2	8
	Итого по курсу	24	18	74

РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков, М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М. : Недра, 1966. – 300 с.
2. Агошков, М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский. – М. : Недра, 1983. – 423 с.
3. Борисенко, С.Г. Вскрытие и системы разработки рудных месторождений / С.Г.Борисенко. – Киев. : Вища школа, 1977. – 294 с.
4. Воронюк, А.С. Рациональные схемы и параметры вскрытия рудных месторождений / А.С. Воронюк. – М. : Наука, 1993. – 248 с.
5. Гребенюк, В.А. Справочник по горнорудному делу / В.А. Гребенюк, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. – М. : Недра, 1983. – 816 с.
6. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПБ-06-111-95) : В 2 кн. Кн. 1 / Госгортехнадзор России. – М. : НПО ОБТ, 1996. – 260 с.
7. Милехин, Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений / Г.Г. Милехин. – Мурманск : Изд-во МГТУ, 2005. –102 с.

8. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с подземным способом разработки. – Л. : Гипроруда, 1986. – 133 с.

9. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. – М. : МЦМ СССР, 1986. – 210 с.

10. Панин, И.М. Вскрытие рудных месторождений / И.М.Панин. – М. : Изд-во Университета дружбы народов, 1977. – 76 с.

11. Панин, И.М. Задачник по подземной разработке рудных месторождений / И.М. Панин, И.А. Ковалев. – М. : Недра, 1984. – 180 с.

12. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. – М. : Недра, 1980. – 109 с.

13. Сборник единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы (СНиП IV-5-82) : В 2 кн. Кн. 1 // Строительные нормы и правила. – М. : Стройиздат, 1983.

14. Сборник единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы (СНиП IV-5-82) : В 2 кн. Кн. 2 // Строительные нормы и правила. – М. : Стройиздат, 1983.

15. Ушаков, К.З. Аэрология горных предприятий / К.З. Ушаков и др. – М : Недра, 1987. – 421 с.

СОДЕРЖАНИЕ ПРОГРАММЫ И МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ИЗУЧЕНИЮ ДИСЦИПЛИНЫ

Тема 1. Основные положения вскрытия месторождений полезных ископаемых

Основные параметры рудника, их взаимосвязь. Проверка производственной мощности рудника по горным возможностям. Минимальный срок существования рудника.

Общий порядок разработки месторождения. Деление месторождения на этажи и панели, блоки и добычные участки. Порядок отработки блоков в этаже.

Влияние горных работ на горный массив. Сдвигение и обрушение при разработке месторождений. Построение зон сдвигения. Определение размеров охранных целиков.

Требования к вскрытию месторождения. Основные параметры вскрытия, их оптимизация.

Литература: [1], [6], [7], [10], [12].

Методические указания

Изучение темы следует начинать с рассмотрения основных параметров рудника: промышленных запасов, производственной мощности, срока службы. Затем следует ознакомиться с общим порядком разработки месторождений. Рассмотреть вопросы влияния сдвигения и обрушения горных пород на расположение вскрывающих выработок при разработке месторождений. При изучении требований к вскрытию месторождений необходимо обратить внимание на определение размеров шахтных полей, высоты этажа, ступеней и шага вскрытия.

Вопросы для самопроверки

1. Основные параметры рудника и их взаимосвязь.
2. Определение производственной мощности рудника.
3. Стадии разработки месторождений.
4. Общий порядок разработки месторождения.
5. Основные параметры вскрытия, их величина.
6. Виды сдвигения горных пород при разработке месторождений. Построение зон сдвигения и охранных целиков.
7. Требования к вскрытию месторождений.
8. Определение срока существования рудника.
9. Определение размеров шахтного поля.
10. Определение высоты этажа.

Тема 2. Вскрывающие выработки

Классификация вскрывающих выработок по расположению относительно поверхности и выполняемым функциям, выбор их сечений и проверка по условиям вентиляции и соответствия Единым правилам безопасности (ЕПБ).

Околоствольные дворы, их назначение. Основные типы околоствольных дворов. Число вскрывающих выработок и схемы расположения. Выбор места расположения вскрывающих выработок.

Литература: [3], [4], [5], [6], [7], [9], [15].

Методические указания

Ознакомиться с классификацией вскрывающих выработок, схемами их расположения. Обратит внимание на место расположения вскрывающих выработок относительно рудного тела в зависимости от направления движения транспорта, способа вентиляции. Усвоить расчетный метод выбора площади сечений вскрывающих выработок и их проверки по условиям вентиляции и соответствия ЕПБ. Рассмотреть конструкции околоствольных дворов в зависимости от применяемого оборудования, производственной мощности рудника, систем разработки месторождения.

Вопросы для самопроверки

1. Классификация вскрывающих выработок.
2. Тупиковые и круговые околоствольные дворы, схемы и условия применения.
3. Схемы расположения основных вскрывающих выработок.
4. Число вскрывающих выработок и расположение главных вскрывающих выработок относительно рудного тела.
5. Определение и выбор площади сечений вскрывающих выработок.
6. Проверка размеров сечений вскрывающих выработок по условию допустимой максимальной скорости воздуха.

Тема 3. Способы вскрытия рудных месторождений

Классификация способов вскрытия по типу главной вскрывающей выработки.

Вскрытие вертикальными стволами. Клетьевые, скиповые и скипо-клетьевые стволы, основные параметры. Условия применения клетьевого и скипового подъемов для выдачи руды. Достоинства и недостатки клетьевого и скипового подъемов.

Вскрытие наклонными стволами. Классификация наклонных стволов по способу подъема в них руды. Понятие о джиговом и скиповом подъеме в наклонных стволах. Основные схемы вскрытия наклонными конвейер-

ными стволами, условия их применения, достоинства и недостатки. Вскрытие автосъездами, достоинства и недостатки, условия применения. Примеры из практики.

Вскрытие штольнями. Основные технологические схемы. Условия применения вскрытия штольнями. Примеры из практики.

Комбинированные способы вскрытия.

Вскрытие месторождений концентрационными горизонтами. Групповое вскрытие шахтных полей. Особенности вскрытия рудных месторождений на больших глубинах, а также при совмещении подземных и открытых горных работ.

Современные тенденции в решении вопросов вскрытия рудных месторождений. Выбор способа вскрытия.

Литература: [4], [7], [8], [10], [13].

Методические указания

При изучении способов вскрытия следует руководствоваться классификацией по типу главной вскрывающей выработки. Рассмотреть вскрытие вертикальными и наклонными стволами, вскрытие штольнями. Обратит внимание на многообразие комбинированных способов вскрытия. Изучить особенности вскрытия на больших глубинах и при совмещении открытых и подземных работ. Рассмотреть прогрессивные направления совершенствования способов вскрытия рудных месторождений. Обратит внимание на зависимость выбора способа вскрытия в от горнотехнических и горно-геологических условий, экономических параметров.

Вопросы для самопроверки

1. Классификация способов вскрытия рудных месторождений.
2. Вскрытие вертикальными стволами.
3. Вскрытие наклонными стволами.
4. Вскрытие штольнями.
5. Вскрытие концентрационными горизонтами.
6. Групповое вскрытие шахтных полей.
7. Особенности вскрытия на больших глубинах.
8. Комбинированные способы вскрытия.
9. Выбор способа вскрытия.

10. Расчет капитальных затрат на строительство рудника.
11. Расчет эксплуатационных затрат при сравнении вариантов вскрытия.
12. Построение календарного плана строительства рудника.
13. Расчет приведенных затрат.

Тема 4. Подготовка рудных месторождений

Подготовительные выработки и их назначение. Выбор сечений подготовительных выработок. Классификация способов подготовки рудных месторождений. Выбор способа вскрытия и подготовки месторождения.

Нарезные работы. Классификация нарезных выработок по назначению. Конструкции выпускных выработок и способы их образования. Технологические схемы образования подсечных и отрезных выработок. Схемы подготовки блоков при различных способах доставки руды.

Литература: [1], [2], [7], [11].

Методические указания

Изучение темы следует начать с рассмотрения подготовительных и нарезных выработок, уяснить их назначение. Затем необходимо ознакомиться со способами подготовки рудных месторождений, их выбором в зависимости от условий залегания рудных тел и параметров. Рассмотреть способы подготовки блоков при различных системах разработки и способах доставки руды.

Вопросы для самопроверки

1. Классификация способов подготовки шахтных полей и горизонтов.
2. Подготовительные работы при разработке месторождений. Подготовительные выработки и их функции.
3. Нарезные работы и нарезные выработки. Классификация нарезных выработок.
4. Буровые выработки. Бурение взрывных скважин.
5. Выпускные, подсечные и отрезные выработки.
6. Способы проходки вертикальных и наклонных нарезных выработок.
7. Сравнение вариантов подготовки месторождения.

Тема 5. Обеспеченность рудника запасами

Классификация промышленных запасов месторождения по степени их подготовленности к очистной выемке. Взаимосвязь между вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами. Нормативы подготовленных и готовых к выемке запасов.

Литература: [1], [2].

Методические указания

Ознакомиться с классификацией запасов по степени разведанности и подготовленности к добыче. Обратит внимание на нормирование потерь руды при проектировании и эксплуатации месторождения. Ознакомиться с понятиями руда, рудная масса, горная масса, содержание полезного компонента в балансовой руде, добытой руде. Рассмотреть нормативы запасов по степени подготовленности к добыче.

Вопросы для самопроверки

1. Характеристика запасов полезных ископаемых.
2. Классификация запасов по степени подготовленности к добыче.
3. Нормативы запасов.

КУРСОВОЙ ПРОЕКТ И УКАЗАНИЯ К ЕГО ВЫПОЛНЕНИЮ

Курсовой проект является заключительным этапом изучения дисциплины «Вскрытие и подготовка месторождений полезных ископаемых» и должен способствовать закреплению и расширению теоретических знаний по специальности. При выполнении курсового проекта студент должен показать умение применять знания, полученные в период теоретического обучения, проявить навыки самостоятельной работы, овладеть методикой решения поставленных в проекте задач.

Курсовой проект состоит из пояснительной записки объемом 30–35 страниц и одного или двух чертежей формата А1, на которых должны быть представлены геологический разрез месторождения, сравниваемые варианты вскрытия, план откаточного горизонта, сечения вскрывающих выработок, таблицы объемов работ и график строительства рудника для принятого варианта вскрытия.

При выполнении курсовой работы студент должен использовать учебную и специальную литературу, примерный список которой включен в данные методические указания. В конце работы должен быть приведен перечень использованной литературы, оформленный в соответствии с правилами составления библиографического описания.

На титульном листе пояснительной записки должны быть указаны: наименование учебного заведения, название учебной дисциплины, фамилия, имя и отчество студента, номер группы, дата выполнения. Образец оформления титульного листа приведен в приложении 11.

Курсовой проект выполняется в соответствии с индивидуальным заданием, выданным преподавателем. В исходных данных к заданию указываются:

- мощность и размеры рудной залежи;
- угол падения рудной залежи, глубина залегания;
- коэффициенты крепости руд и пород;
- плотность руды;
- предполагаемая система разработки;
- величины потерь и разубоживания руды при данной системе разработки.

В исходных данных также могут быть заданы производственная мощность рудника, ценность руды, высота этажа, особенности рельефа поверхности и другие дополнительные сведения.

Все решения при написании курсового проекта принимаются студентом самостоятельно. Консультации по методике проведения расчетов можно получить у руководителя проекта.

Студенты заочной формы обучения при подготовке курсового проекта могут использовать горно-геологические и технико-экономические показатели рудников, на которых работают.

Примерный перечень тем курсового проектирования

1. Составить проект вскрытия и подготовки нового месторождения.
2. Выбрать способ подготовки месторождения.
3. Составить проект вскрытия и подготовки отдельного рудного тела в условиях действующего рудника.

4. Составить проект вскрытия и подготовки нижних горизонтов действующего рудника.

Структура курсового проекта

Структура пояснительной записки должна быть следующей:

I. Исходные положения.

1. Горно-геологическая характеристика месторождения (Для действующего предприятия: состояние горных работ, в т. ч. схема вскрытия, форма и площадь сечения выработок, характеристика применяемого оборудования, схема проветривания, схема транспорта).

2. Применяемые или принимаемые в проекте системы разработки.

3. Организация работ на руднике. Режим работы рудника.

4. Задание на курсовое проектирование.

II. Обоснование возможных вариантов вскрытия.

1. Определение (проверка) производственной мощности рудника по горным возможностям.

2. Определение числа вскрываемых этажей.

3. Определение срока существования рудника.

4. Описание выбираемых для сравнения вариантов вскрытия и подготовки месторождения. Выбор места расположения вскрывающих выработок. Схема проветривания рудника. Схема движения транспорта.

5. Выбор сечений вскрывающих выработок. Выбор оборудования. Проверка сечений вскрывающих выработок по условиям вентиляции и техники безопасности (ТБ).

III. Выбор варианта вскрытия.

1. Определение объемов работ по каждому из вариантов вскрытия месторождения.

2. Определение капитальных, эксплуатационных и приведенных затрат по сравниваемым вариантам. Сводная таблица технико-экономических показателей.

3. Выбор варианта вскрытия месторождения по приведенным затратам.

4. График строительства рудника для принятого варианта вскрытия.

Содержание курсового проекта

В курсовом проекте (см. раздел «Выбор способа вскрытия») необходимо:

1. Дать описание проектируемого объекта, горно-геологических и горнотехнических условий, мощности и угла падения рудных тел, строения рудных тел, качественную характеристику руд, мощности налегающих пород, рельефа дневной поверхности, физико-механических свойств руды и вмещающих пород, запасов руды в месторождении и др.

2. Дать описание вскрытия и подготовки месторождения (для действующего рудника), систем разработки, привести схему (эскиз) и параметры системы разработки, величины потерь и разубоживания руды, высоты подэтажа, этажа, охарактеризовать порядок отработки месторождения, применяемое оборудование, указать себестоимость добычи руды.

3. По известным методикам определить производственную мощность и срок существования рудника (если производственная мощность не указана в задании).

4. В зависимости от горно-геологических условий месторождения наметить два технически возможных варианта вскрытия месторождения, выбрать схему расположения основных вскрывающих выработок, способы подготовки горизонтов, вентиляции, доставки людей, материалов. Намеченные для рассмотрения варианты необходимо нанести на чертеж.

5. Произвести выбор сечений вскрывающих выработок, способов их поддержания. Выбранные сечения главных вскрывающих выработок проверяются по допустимой скорости движения воздуха и пропускной способности транспортировки грузов. Расчет количества воздуха для проветривания рудника осуществляется по укрупненным показателям.

6. Определить объемы работ для каждого варианта вскрытия месторождения.

7. Выполнить подробный расчет капитальных, эксплуатационных и приведенных затрат для каждого варианта вскрытия.

8. Сформировать сводные таблицы технико-экономических показателей. Выполнить анализ показателей и выбор варианта вскрытия и подго-

товки месторождения.

9. Для выбранного варианта построить график проходки вскрывающих выработок и определить срок строительства рудника.

В результате проведенных расчетов принимается вариант вскрытия и подготовки месторождения с меньшими приведенными затратами. Если приведенные затраты вариантов вскрытия отличаются не более чем на 10%, варианты считаются равноценными. В этом случае принимается вариант, позволяющий осуществить строительство рудника в более короткие сроки.

Технико-экономические показатели вариантов вскрытия месторождения могут быть определены в соответствии с приложениями 1–9, а также по нормативным показателям, литературным источникам, фактическим данным работы действующих предприятий.

ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ

1. СУЩНОСТЬ МЕТОДА ВАРИАНТОВ

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

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

$$c_{пр} = \frac{\mathcal{E} + E_n K_d}{A}, \quad (1)$$

где \mathcal{E} – годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб.; E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений (для горнорудной

промышленности $E_n = 0,15$); K_d – дисконтированные¹ капитальные затраты тыс. руб.; A – производственная мощность рудника, тыс. т/год.

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

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

1. Определяется производственная мощность рудника (см. п. 2).
2. Намечаются все возможные варианты вскрытия и из них отбираются два или три наиболее целесообразных.
3. Производится составление схем намеченных вариантов вскрытия: для каждого варианта строятся разрез в крест простираения месторождения (или проекция вскрывающих выработок на вертикальную плоскость) и план откаточного горизонта.
4. Определяется площадь сечения для всех вскрывающих выработок.
5. Рассчитываются капитальные затраты для каждого варианта вскрытия.
6. Если вскрытие производится в два и более этапов, то капитальные затраты второго и последующих этапов дисконтируются.
7. Для каждого варианта устанавливаются годовые эксплуатационные расходы.
8. Определяются приведенные затраты и выбирается вариант с наименьшими затратами.

2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННОЙ МОЩНОСТИ РУДНИКА

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

¹ Дисконтирование затрат – приведение к одному периоду времени.

денные затраты, ожидаемая или полученная прибыль, эффективность капиталовложений и другие технико-экономические показатели.

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 A_r (т/год) при угле падения рудных тел более 30° определяется по формуле

$$A_r = v K_1 K_2 K_3 K_4 S_r \gamma \frac{1-p}{1-p}, \quad (2)$$

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

Среднегодовое понижение уровня выемки зависит от средней горизонтальной рудной площади этажа S_r (тыс. m^2), которая определяется по формуле:

$$S_r = L_{ш.п} m_r = L_{ш.п} \frac{m}{\sin \alpha};$$

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

Эта зависимость выражается следующим образом:

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

Поправочный коэффициент K_1 определяется углом падения рудного тела α :

α , град	90	60	45	30
K_1	1,2	1,0	0,9	0,8

Поправочный коэффициент K_2 определяется мощностью рудного тела:

<i>m</i>, м	< 3	3–5	5–15	15–25	> 25
<i>K</i>₂	1,3	1,2	1,0	0,8	0,6

В зависимости от применяемых систем разработки поправочный коэффициент K_3 и ориентировочные показатели потерь Π и разубоживания руды P имеют следующие значения:

Система разработки	K_3	Π, доли ед.	P, доли ед.
С открытым выработанным пространством без выемки целиков	1,0	0,3–0,5	0,05–0,1
С открытым выработанным пространством с выемкой целиков	1,0	0,08–0,12	0,12–0,15
С магазинированием	1,0	0,05–0,1	0,1–0,15
С креплением	0,9	0,05–0,07	0,05–0,1
С закладкой	0,8	0,02–0,05	0,05–0,1
Со слоевым обрушением	0,8	0,03–0,05	0,05–0,07
С этажным обрушением	1,0	0,1–0,15	0,15–0,2
С подэтажным обрушением	1,0	0,07–0,15	0,07–0,15

Поправочный коэффициент K_4 определяется числом этажей N_3 , находящихся в одновременной отработке:

N_3	1	2	> 3
K_4	1,0	1,2–1,5	1,5–1,7

Годовая производительность рудника по горным возможностям A_r (т/год) при угле падения рудных тел менее 30° определяется по формуле

$$A_r = S K_{\text{и}} \sum_{i=1}^{i=n} k_i \frac{d_i}{S_i}, \quad (3)$$

где S – горизонтальная площадь месторождения, тыс. м²; $K_{\text{и}}$ – коэффициент использования рудной площади; k_i – доля применяемых систем разработки в общем объеме добычи руды рудником, доли ед.; d_i – производительность блока или панели в зависимости от применяемой системы разработки, т/год; S_i – площадь блока или панели в очистной выемке, в зависимости от применяемой системы разработки, тыс. м²; n – число применяемых на руднике систем разработки.

Коэффициент использования рудной площади $K_{\text{и}}$ зависит от горизонтальной площади месторождения S :

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

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

Экономически целесообразная годовая производительность A_3 (млн т/год) может быть приблизительно рассчитана по эмпирической формуле

$$A_3 = K_p B_3^{0,765}, \quad (4)$$

где K_p – коэффициент условий разработки ($K_p = 0,1$ при легких и $K_p = 0,075$ – при сложных условиях и большой глубине горных работ); B_3 – балансовые запасы, млн т.

3. СРОК СУЩЕСТВОВАНИЯ РУДНИКА

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

$$T = \frac{B_3 (1 - \Pi)}{A (1 - P)}, \quad (5)$$

где B_3 – балансовые запасы, т; A – годовая производительность рудника, т.

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

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

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

4. ТРЕБОВАНИЯ К СХЕМЕ ВСКРЫТИЯ

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

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

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

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

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

При вскрытии штольнями запасные выходы должны предусматриваться в соответствии с табл. 1.

Таблица 1

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

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

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

Вскрытие штольнями месторождения горизонтального залегания необходимо осуществлять проходкой не менее двух парных сближенных выработок со сбойкой их между собой через каждые 250–350 м или проход-

кой штольни и ствола, оборудованного механическим подъемом и выходом на поверхность.

При разработке крутопадающих месторождений этажами высотой более 70 м предусматривается один лифтовый подъемник на группу блоков протяженностью до 500 м. На таком же расстоянии друг от друга необходимо проходить восстающие, оборудованные лебедками для подъема на подэтажи материалов и оборудования.

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

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

Если углы сдвижения неизвестны, то угол сдвижения пород для пологопадающих месторождений δ (град.) при системах с обрушением рассчитывается по формуле:

$$\delta = 55^\circ + 1,5^\circ \cdot f, \quad (6)$$

где f – коэффициент крепости пород.

Для крутопадающих месторождений угол сдвижения пород лежащего бока β_1 (град.) определяется по формуле

$$\beta_1 = 35^\circ + 3,4^\circ \cdot f. \quad (7)$$

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

Углы сдвижения в наносах и выветриваемых коренных породах принимают равными $40\text{--}50^\circ$.

Размеры предохранительных берм принимают в соответствии с табл. 2.

Таблица 2

Размеры предохранительных берм

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

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

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

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

5. ВЫБОР ПЛОЩАДИ СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

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

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

Сечения всех вскрывающих выработок определяются габаритами горного оборудования, например, параметрами вагонеток и электровозов (табл. 3, 4).

Таблица 3

Параметры шахтных вагонеток

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

Таблица 4

Параметры рудничных электровозов

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

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

$$g_0 = A_{\text{ч}} / n_{\text{п}}, \quad (8)$$

где $A_{\text{ч}}$ – часовая производительность рудника; $n_{\text{п}}$ – число подъемов клетей в течение часа.

Часовая производительность рудника $A_{\text{ч}}$ (т/ч) рассчитывается по формуле

$$A_{\text{ч}} = \frac{K_{\text{р}}(A + A_{\text{п}})}{T_{\text{р}} t_{\text{п}}}, \quad (9)$$

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

Число подъемов клетей $n_{\text{п}}$ (шт) в течение часа определяется по формуле

$$n_{\text{п}} = \frac{3600 n_{\text{в}}}{2(t_{\text{к}} + \theta)}, \quad (10)$$

где $n_{\text{в}}$ – число вагонеток (пустых и груженных), движущихся по стволу одновременно (зависит от числа клетей и количества этажей в них); $t_{\text{к}}$ – продолжительность подъема клетки, с; θ – пауза для обмена вагонеток в клетях, с.

Продолжительность подъема клетки $t_{\text{к}}$ (с) составляет:

$$t_{\text{к}} = 4\sqrt{H_{\text{п}}}, \quad (11)$$

где $H_{\text{п}}$ – общая высота подъема, м.

Общая высота подъема $H_{\text{п}}$ (м) рассчитывается по формуле

$$H_{\text{п}} = H_{\text{раз}} + h_{\text{п}},$$

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

Продолжительность паузы при механизированном обмене вагонеток на одном этаже клетки составляет:

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

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

Зная величину полезного груза, определяют необходимый объем вагонетки V (м³):

$$V = \frac{g_0 k_p}{\gamma_p}, \quad (12)$$

где k_p – коэффициент разрыхления руды (обычно $k_p \approx 1,5$); γ_p – плотность руды в массиве, т/м³.

По табл. 3 выбирается ближайшая бóльшая по емкости стандартная вагонетка.

При скиповом подъеме руды для выбора сечения главного ствола необходимо знать параметры скипа, которые определяются его грузоподъемностью. Расчет параметров скипа производится аналогично расчету параметров вагонетки по формулам (4–8) с учетом следующих замечаний:

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

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

– при подъеме породы вагонетками или другим скипом величина $A_{\text{п}}$ в формуле (5) не учитывается;

– расчетное время работы одноканатной¹ скиповой установки по вы-
даче горной массы при трехсменном режиме принимается продолжитель-
ностью не более 18 ч в сутки, а при многоканатном подъеме – в зависимо-
сти от высоты подъема:

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

– общая высота подъема руды [формула (10)] принимается с учетом
глубины загрузочной камеры скипового подъема h_3 , которая равна 20 м
при отсутствии подземных камер дробления и 40–50 м – при их наличии;

– высота переподъема скипов $h_{\text{п}}$ [см. формулу (10)] равна 15–20 м для
копров шатрового типа и 35–40 м – для башенных копров;

– продолжительность паузы θ для загрузки-разгрузки скипов при-
нимается следующей:

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

Основные параметры скипов для горнорудной промышленности при-
ведены в табл. 5.

¹ Одноканатный подъем рекомендуется при глубине разработки до 600 м; при большей глубине рекомен-
дуется многоканатный подъем.

Таблица 5

Скипы для горнорудной промышленности типоразмера СН

Типоразмер скипа	Вместимость, м ³	Грузоподъемность, т		Размеры в плане, мм	Высота в положении разгрузки (условно), мм
		Руда	Порода		
1СН 4-2	4	8,8	–	1350×1350	7190
1СН 5-2	5	11	13	1440×1640	7110
1СН 7-2	7	16	–	1440×1640	9460
2СН 11-2	11	25	15	1680×1740	12760
3СН 15-2	15	35	20,5	1740×1800	16200
2СН 17-2	17	40	–	1700×1800	16960

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

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

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

Остальные параметры сечения выработки рассчитываются по следующим формулам:

1) высота свода h_0 :

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

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

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

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

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

$$h_B = h + h_0,$$

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

3) толщина слоя набрызгбетона t принимается:

– при набрызгбетонной крепи

$$t = 40\text{--}60 \text{ мм при } f = 7\text{--}9;$$

$$t = 30\text{--}50 \text{ мм при } f = 10\text{--}12;$$

$$t = 20\text{--}30 \text{ мм при } f > 12.$$

– при комбинированной крепи

$$t = 20\text{--}30 \text{ мм при } f \geq 4;$$

4) проектная ширина выработки в проходке B_1 – по формуле

$$B_1 = B + 2t;$$

5) проектная высота выработки в проходке H – по формуле

$$H = h_B + d_0,$$

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

6) радиус осевой дуги свода R – по формулам:

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

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

7) радиус боковой дуги свода r – по формулам

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

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

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

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

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

где h_1 – высота вертикальной стенки выработки от балластного слоя.

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

– без крепи и при штанговой крепи – по формулам

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

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

– при набрызгбетонной и комбинированной крепи – по формулам

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

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

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

- I категория – устойчивые со смещением до 20 мм;
- II категория – среднеустойчивые со смещением до 100 мм;
- III категория – неустойчивые со смещением до 200 мм;
- IV категория – очень неустойчивые со смещением свыше 200 мм.

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

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

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

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

В соответствии с ЕПБ все горизонтальные выработки, в которых применяются рельсовые подвижные средства, должны быть обеспечены с одной стороны проходами для людей шириной не менее 0,7 м между стенкой (крепью) выработки, размещенным в выработках оборудованием и трубопроводами и наиболее выступающими частями подвижных средств. С дру-

гой стороны зазор должен составлять не менее 0,25 м. Указанная ширина свободного прохода для людей должна быть выдержана по высоте выработки не менее чем на 1,8 м.

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

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

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

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

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

6. ПРОВЕРКА РАЗМЕРОВ ПЛОЩАДИ СЕЧЕНИЙ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК ПО УСЛОВИЮ ДОПУСТИМОЙ МАКСИМАЛЬНОЙ СКОРОСТИ ВОЗДУХА

Для определения скорости движения воздуха по выработке необходимо знать количество воздуха, проходящее через данную выработку и размеры сечения, через которое это количество воздуха проходит (вентиляционное сечение выработки).

В соответствии с ЕПБ в подземных рудниках скорость движения струи воздуха не должна превышать следующих значений:

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

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

в) в остальных выработках – 6 м/с;

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

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

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

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

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

Общее количество воздуха, необходимое для проветривания рудника, Q (м³/мин) должно быть не меньше величины, рассчитанной по каждому из следующих факторов:

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

$$Q_{\text{л}} = 6 n_{\text{л}} K_{\text{з}}, \quad (13)$$

где 6 – норма расхода воздуха на человека, м³/мин; $n_{\text{л}}$ – максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике; $K_{\text{з}}$ – коэффициент запаса, который принимается равным 1,3–1,65.

Максимальное число людей, одновременно находящихся в руднике, $n_{\text{л}}$ (чел.) рассчитывается по формуле

$$n_{\text{л}} = \frac{A K_{\text{н}}}{T_{\text{р}} t_{\text{см}} \Pi_{\text{р}}}, \quad (14)$$

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

2. По расходу взрывчатого вещества (ВВ):

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{100 J_{\text{ВВ}} M_{\text{ВВ}}}{t_{\text{п}} C_{\text{д}}}, \quad (15)$$

где $J_{\text{ВВ}}$ – газовость ВВ, м³/кг (в пересчете на условную окись углерода составляет 0,04 м³/кг); $M_{\text{ВВ}}$ – масса одновременно взрывающегося ВВ, кг; $t_{\text{п}}$ –

продолжительность проветривания после взрыва, мин (обычно не более 30 мин); c_d – допустимая концентрация газа по максимальному содержанию окиси углерода ($c_d = 0,008 \%$) в исходящей струе.

В соответствии с ЕПБ в расчетах должно приниматься максимальное количество одновременно взрываваемого ВВ, величина которого равна:

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

Количество ВВ $M_{ВВ}$ (кг), расходуемое на протяжении смены, определяют по формуле

$$M_{ВВ} = \frac{A_{см}}{\gamma_p} q_1, \quad (16)$$

где $A_{см}$ – сменная производительность рудника, т/см; q_1 – удельный расход ВВ, кг/м³.

Сменная производительность рудника $A_{см}$ (т/см) определяется по формуле

$$A_{см} = \frac{A}{T_p n_d},$$

где n_d – число добычных смен в сутки.

Удельный расход ВВ принимается в зависимости от крепости руды:

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

б) при 6–7-часовой смене, когда максимальным количеством взрываваемого ВВ на протяжении смены является расход на вторичное дробление и на проходку выработок, в расчетах следует принимать $\frac{1}{3}$ этого ВВ (при условии, что данное количество ВВ больше расходуемого в течение междуменного перерыва). Расчет количества ВВ $M_{ВВ}$ (кг/см) производится по формуле

$$M_{\text{ВВ}} = \frac{1}{3}(A_{\text{см}} q_{\text{II}} + A_{\text{см}}^{\text{В}} q_{\text{В}}), \quad (17)$$

где q_{II} – удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/т; $A_{\text{см}}^{\text{В}}$ – среднесменный объем горной массы, отбиваемый при проходке выработок, м³; $q_{\text{В}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м³.

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

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

Среднесменный объем горной массы $A_{\text{см}}^{\text{В}}$ (м³), отбиваемый при проходке выработок, рассчитывается по формуле

$$A_{\text{см}}^{\text{В}} = \frac{(0,1 \div 0,2) A}{T_{\text{р}} n_{\text{см}} \gamma_{\text{п}}}, \quad (18)$$

где $q_{\text{В}}$ – удельный расход ВВ при проходке выработок, кг/м³ (зависит от крепости руды, типа ВВ, площади забоя).

При площади забоя 10–12 м² удельный расход ВВ изменяется в пределах:

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

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

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

$$Q_{\text{п}} = 90 + 46,5 A; \quad (19)$$

$$Q_{\text{п}} = 195 A,$$

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

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

$$Q_{\text{м}} = 6,8 W_{\text{м}} N_{\text{м}}, \quad (20)$$

где 6,8 – нормативное количество воздуха на 1 кВт мощности двигателя, м³/мин; $W_{\text{м}}$ – мощность двигателя, кВт; $N_{\text{м}}$ – число машин с двигателями внутреннего сгорания, шт.

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

$$N_{\text{ас}} = \frac{A + A_{\text{п}}}{T_{\text{р}} n_{\text{см}} P_{\text{ас}}}, \quad (21)$$

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

Сменная производительность автосамосвала $P_{\text{ас}}$ (т/см) рассчитывается по формуле

$$P_{\text{ас}} = V_{\text{к}} k_{\text{н}} k_{\text{г}} \frac{\gamma}{k_{\text{р}}} \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}}{t_{\text{р}}}, \quad (22)$$

где $V_{\text{к}}$ – вместимость кузова, м³; $k_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения кузова ($k_{\text{н}} = 0,95-1,2$); $k_{\text{г}}$ – среднестатистический коэффициент использования грузоподъемности машины ($k_{\text{г}} \approx 0,8-0,95$); $k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления руды; $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $T_{\text{пз}}$ – время на подготовительно-заключительные операции, мин (40–50 мин); $t_{\text{р}}$ – продолжительность рейса, мин.

Продолжительность рейса $t_{\text{р}}$ (мин) определяется по формуле

$$t_{\text{р}} = t_{\text{н}} + t_{\text{разг}} + t_{\text{ож}} + k_{\text{д}} (t_{\text{г}} + t_{\text{п}}), \quad (23)$$

где $t_{\text{н}}$ – нормативная продолжительность загрузки автосамосвала, мин; $t_{\text{разг}}$ – продолжительность разгрузки автосамосвала, мин ($t_{\text{разг}} = 1,5-1,8$ мин); $t_{\text{ож}}$ – время ожидания у мест погрузки или разгрузки, мин (2–4 мин); $k_{\text{д}}$ – ко-

коэффициент неравномерности движения ($k_d \approx 1,1$); t_r и t_n – время движения соответственно грузовой и порожней машины, мин.

Продолжительность загрузки автосамосвала t_n (мин) рассчитывается по формуле

$$t_n = \frac{V_k k_n}{P_n},$$

где P_n – техническая производительность погрузочной машины или установки, м³/мин (производительность погрузочной машины типа ПНБЗК $P_n = 3$ м³/мин, типа ПНБЗД2 – 4,5 м³/мин).

Общее время движения грузовой и порожней машины T_d (мин) ориентировочно составляет:

$$T_d = \frac{0,12 L_{тр}}{v_{ср}},$$

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

Длина наклонного автосъезда L_{ac} определяется по формуле

$$L_{ac} = L_n + n_n l_n, \text{ м},$$

где L_n – длина наклонного участка автосъезда, м; n_n – количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного съезда, которые планируют закладывать через каждые 600 м, шт.; l_n – длина горизонтального участка или поворота автосъезда, м.

Длина наклонного участка автосъезда L_n (м) определяется по формуле

$$L_n = \frac{H_{ac}}{\sin \alpha},$$

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

Количество горизонтальных участков длиной не менее 40 м или поворотов наклонного съезда n_n (шт.) рассчитывается по формуле

$$n_n = \frac{L_n}{600} - 1.$$

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

Количество воздуха, проходящее через конкретную выработку, определяется на основании схемы проветривания рудника, которая должна учитывать, что в одновременной работе находятся несколько этажей, и на каждый из них подается определенная часть общего расхода воздуха.

При выборе схемы вскрытия месторождения скорость движения воздуха по воздухоподающим и воздуховыдающим вскрывающим выработкам, главным и вентиляционным квершлагам, а также по главным откачным штрекам сопоставляется с допустимой скоростью в этих выработках в соответствии с требованиями ЕПБ.

Расчет скорости движения воздуха v (м/с) производится по формуле

$$v = \frac{Q_{\text{в}}}{60 S_{\text{вент}}}, \quad (24)$$

где $Q_{\text{в}}$ – количество воздуха, проходящего через выработку, м³/мин; $S_{\text{вент}}$ – площадь вентиляционного сечения выработки, м² (у стволов с ходовыми отделениями она составляет около 80 % от сечения в свету, для остальных выработок она определяется по их сечению в свету за вычетом доли площади сечения, занимаемой балластом, дорожным покрытием, тротуарами и т. п.).

В случае если рассчитанная скорость будет больше предельно допустимой ЕПБ, площадь сечения выработки должна быть увеличена до необходимых размеров.

7. РАСЧЕТ КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ НА СТРОИТЕЛЬСТВО РУДНИКА

Капитальные затраты на вскрытие месторождения складываются из следующих видов затрат:

- 1) на проведение всех подземных выработок;
- 2) на приобретение основного оборудования для работы рудника в установленных проектом параметрах.
- 3) на строительство зданий и сооружений поверхностного комплекса.

Затраты на проведение горно-капитальных выработок рассчитываются по укрупненным стоимостным показателям для конкретной схемы вскрытия месторождения, в соответствии с которой определяются площадь сечения, длина и объем каждой выработки. При этом учитываются все вы-

работки и камеры горно-капитальных работ, предусмотренные Нормами технологического проектирования и другими нормативными документами.

Расчет затрат на проведение подземных выработок рекомендуется выполнять в форме табл. 6.

Таблица 6

Затраты на проведение горных выработок

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

Основными факторами, влияющими на объем $V_{о. д.}$ выработок околоствольных дворов, являются их тип, способ подъема руды и производительность рудника.

Ориентировочно объемы $V_{о. д.}$ (м³) всех выработок околоствольных дворов можно рассчитать по формулам:

– для главных вертикальных стволов – по формуле

$$V_{о. д.} = 2\sqrt[3]{A^2} + 0,001A, \quad (25)$$

– для наклонных конвейерных стволов – по формуле

$$V_{o.д} = 6\sqrt{A} + \frac{A}{200}, \quad (26)$$

где A – производственная мощность рудника, т/год;

– для вентиляционных стволов – по формуле

$$V_{o.д} = (100-200) A_{эт}, \quad (27)$$

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

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

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

Общие капитальные затраты для каждого варианта (а при необходимости и для каждого этапа K_i) вскрытия рекомендуется определять в соответствии с табл. 7.

Таблица 7

Капитальные затраты для одного из вариантов вскрытия месторождения

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

8. РАСЧЕТ ПРИВЕДЕННЫХ ЗАТРАТ И ВЫБОР ВАРИАНТА ВСКРЫТИЯ

Выбор варианта вскрытия, основанный только на минимуме капитальных затрат, не всегда целесообразен. Это объясняется тем, что от схемы и способа вскрытия в значительной мере зависят годовые общешахтные расходы рудника на подземный транспорт и подъем горной массы, поддержание выработок, вентиляцию, водоотлив и т. д. Иногда капитальные затраты по одному варианту меньше, чем по другому, но общешахтные расходы при этом выше. В этом случае выбор варианта производится по минимуму приведенных затрат (см. формулу 1).

Стоимость перевозки руды или породы автосамосвалом c_{ac} (руб./т) можно рассчитать по формуле

$$c_{ac} = \frac{C_{ac}}{P_{ac}}, \quad (28)$$

где C_{ac} – стоимость одной машино-смены автосамосвала, руб.; P_{ac} – сменная производительность автосамосвала, т/см.

Эксплуатационные расходы на вентиляцию $\mathcal{E}_{вент}$ (руб.) (а также на водоотлив) можно ориентировочно рассчитать, условно приняв, что они состоят только из стоимости электроэнергии:

$$\mathcal{E}_{вент} = c_{кВт} 365 \cdot 24 W_{вент}, \quad (29)$$

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

Расчет эксплуатационных расходов по каждому варианту вскрытия рекомендуется производить в форме табл. 8.

Таблица 8

Эксплуатационные расходы для рассматриваемого варианта

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

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

$$K_{дп} = \frac{K_n}{(1 + E_d)^{t_n}}, \quad (30)$$

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

Продолжительность отработки одной из очередей месторождения t_n (лет) определяется по формуле

$$t_n = \frac{B_{n-1}}{A} \left(\frac{1 - \Pi}{1 - P} \right), \quad (31)$$

где B_{n-1} – вскрытые балансовые запасы одной из очередей месторождения, т; A – производственная мощность рудника, т/год; Π и P – соответственно коэффициенты потерь и разубоживания руды.

Общие капитальные затраты $K_{д1}$ (тыс. руб.) для варианта, когда вскрытие месторождения производится в несколько этапов, определяются суммированием рассчитанных капитальных затрат первого этапа с дисконтированными капитальными затратами второго и последующих этапов вскрытия:

$$K_{д1} = K_1 + K_{д2} + K_{д3} + \dots + K_{ди} \quad (32)$$

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

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

7. КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН СТРОИТЕЛЬСТВА РУДНИКА

Для определения продолжительности строительства рудника разрабатывается календарный план проведения подземных выработок на основе нормативных скоростей проходки по форме приложения 10. В нем указываются выработки, которые необходимо пройти при строительстве рудника, линейным графиком показывается порядок их проходки.

При этом учитывается, что:

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

- число забоев в период строительства рудника должно быть одним и тем же (допускается увеличение числа забоев в начале строительства и сокращение – в конце);
- проведение новой выработки возможно только из уже пройденной;
- до ввода рудника в эксплуатацию проходятся только выработки, обеспечивающие выполнение заданной производственной мощности.

ПРИМЕРНЫЙ ПЕРЕЧЕНЬ ВОПРОСОВ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ К ЭКЗАМЕНУ

1. Основные параметры рудника и их взаимосвязь.
2. Определение производственной мощности рудника.
3. Стадии разработки месторождений, классификация запасов по степени подготовленности и их связь.
4. Общий порядок разработки месторождения.
5. Основные параметры вскрытия, их величина.
6. Виды сдвижения горных пород при разработке месторождений. Построение зон сдвижения и охранных целиков.
7. Требования к вскрытию месторождений.
8. Классификация вскрывающих выработок.
9. Тупиковые и круговые околовольные двory, схемы и условия применения.
10. Схемы расположения основных вскрывающих выработок.
11. Число вскрывающих выработок. Расположение главных вскрывающих выработок относительно рудного тела.
12. Классификация способов вскрытия рудных месторождений.
13. Вскрытие вертикальными стволами.
14. Вскрытие наклонными стволами.
15. Вскрытие штольнями.
16. Вскрытие концентрационными горизонтами.
17. Групповое вскрытие шахтных полей.
18. Особенности вскрытия на больших глубинах.
19. Комбинированные способы вскрытия.
20. Выбор способа вскрытия.
21. Классификация способов подготовки шахтных полей и горизонтов

22. Подготовительные работы при разработке месторождений. Подготовительные выработки и их функции.

23. Нарезные работы и нарезные выработки. Классификация нарезных выработок.

24. Буровые выработки. Бурение взрывных скважин.

25. Выпускные, подсечные и отрезные выработки.

26. Способы проходки вертикальных и наклонных нарезных выработок.

27. Определение срока существования рудника.

28. Характеристика запасов полезных ископаемых.

29. Определение и выбор сечений вскрывающих выработок.

30. Проверка размеров сечений вскрывающих выработок по условию допустимой максимальной скорости воздуха.

31. Расчет капитальных затрат на строительство рудника.

32. Расчет эксплуатационных затрат при сравнении вариантов вскрытия.

33. Построение календарного плана строительства рудника.

34. Сравнение вариантов подготовки месторождения.

35. Расчет приведенных затрат.

36. Размеры предохранительных берм.

37. Основные размеры сечений горизонтальных горных выработок.

38. Определение размеров шахтного поля.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Стоимость проведения капитальных горных выработок, руб./м³
(в ценах 1980 г.)

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

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

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

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

Производительность рудника, тыс. т в год	Количество стволов, обслуживаемых околоствольным двором, шт.	Тип подъема	Тип околоствольного двора	Объем околоствольного двора, м³
100–150	1	Клетьевой	Тупиковый односторонний	500–600
150–300	1	Клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1 200–1 400
200–400	1	Скипо-клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1 400–1 600
400–1 000	1	Скиповой и клетьевой или скипо-клетьевой	Тупиковый двусторонний или кольцевой	1 500–2 500 и более
1 000–2 000	1	Скиповой и клетьевой	Кольцевой	4 000–6 000
2 000 и более	2	Скиповой и клетьевой	Кольцевой	8 000 и более

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Камерные выработки околоствольного двора

Назначение камеры	Размеры, м			Объем, м ³
	Длина	Ширина	Высота	
Камера опрокидывателя	11–18	5–7	4–7	500–900
Камера питателя	12–15	5–7	5–12	300–1000
Камера дробления	10–12	10–12	15–20	1500–3000
Бункер	–	3–4	–	2,5 $Q_{\text{ч}}$ ²
Дозаторная	8–10	8–10	10–14	600–1200
Насосная	12–20	4–6	4–6	300 ³ –1350 ⁴
Электростанция	20–50	4–6	4–6	300–1800
Водосборники	–	2,5–3,0	2,5–3,0	4 $V_{\text{ч}}$ ⁵

² Часовая производительность рудника в м³.

³ При водопритоке 40 м³/ч и напоре 150–250 м.

⁴ При водопритоке 500 м³/ч и напоре 600 м.

⁵ Часовой водопристок в м³.

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

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

Объекты	Годовая производительность рудника, тыс. т				
	30–70	110–300	300–600	600–1 000	1 000–1 500
Копер	16	68	68	70	100
Надшахтное здание	19	28	33	38	44
Здание подъемных машин	30	50	80	90	120
Погрузочный бункер, эстакада	20	29	83	170	250

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Стоимость оборудования, зданий и сооружений, тыс. руб.

Оборудование, сооружения	Годовая производительность, млн т				
	0,2	0,6	1,0	2,0	3,0
Копер со зданиями подъемных машин	100–150	250–300	350–400	400–500	–
Скиповое подъемное оборудование вертикального ствола	–	150–200	200–300	300–400	400–500
Клетьевое подъемное оборудование	100–150	150–200	200–300	300–400	400–500
Быткомбинат	150	400	600	1 000	1 800
Башенные копры	–	–	–	600	1 400

ПРИЛОЖЕНИЕ 6

Характеристика подземных дробилок

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

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

лифтоподъемник “Алимак”	39
конвейер ленточный с шириной ленты 1 200 мм	64
турбокомпрессор К-500	150
компрессор К-500	250
вагонетка ВГ-4,0	1,2
Электровозы шахтные типа:	
К-10.....	10,0
К-14.....	13,4
аккумуляторный АМ8Д.....	11,4
Опрокидыватели для шахтных вагонеток типа:	
ВГ-3,3.....	12,3
ВГ-4,5.....	25,2
ВГ-10,0.....	27,1
толкатели шахтные.....	2,5
Вентиляторы главного проветривания типа:	
ВЦД-31,5М мощностью 1 200 кВт.....	28,2
ВЦД-47у мощностью 2 900 кВт.....	86,6
ВЦ-31,5М мощностью 620 кВт.....	16,7
ВОД-21 мощностью 180 кВт.....	11,9
ВОД-30 мощностью 350 кВт.....	31,1
ВОД-40 мощностью 660 кВт.....	43
Насосы типа:	
ЦНС-38-44...220 ⁶ мощностью 11–40 кВт.....	0,2–0,4
ЦНС-60-50...250 мощностью 17–75 кВт.....	0,5–0,9
ЦНС-105-98...490 мощностью 55–250 кВт.....	1,7–8,9
ЦНС-180-85...680 мощностью 58–500 кВт.....	0,5–1,4
ЦНС-300-120...1000 мощностью 142–1075 кВт.....	0,8–7,4

⁶ Первое число – производительность насоса в м³/ч, второе – высота напора, м.

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

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

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

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Нормативные скорости проходки горных выработок

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

ПРИЛОЖЕНИЕ 11

МИНИСТЕРСТВО СЕЛЬСКОГО ХОЗЯЙСТВА РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО ПО РЫБОЛОВСТВУ
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
“МУРМАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ”
Апатитский филиал

Кафедра горного дела

Курсовой проект

По дисциплине _____

Тема _____

Выполнил: _____
(шифр) (подпись) (Ф.И.О.)

Оценка: _____

Проверил: _____
(должность) (подпись) (Ф.И.О.)

Дата: _____

Апатиты
2007