

**ФОНД ОЦЕНОЧНЫХ СРЕДСТВ ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ПРОМЕЖУТОЧНОЙ АТТЕСТАЦИИ ОБУЧАЮЩИХСЯ ПО ДИСЦИПЛИНЕ (МОДУЛЮ).**

**Общие сведения**

1.	Кафедра	<b>Горного дела, наук о Земле и природообустройства</b>
2.	Направление подготовки	<b>21.05.04 Горное дело специализация № 3 «Открытые горные работы»</b>
3.	Дисциплина (модуль)	<b>Б1.Б.36.1 Процессы открытых горных работ</b>
4.	Количество этапов формирования компетенций (ДЕ, разделов, тем и т.д.)	<b>23</b>

**Перечень компетенций**

–	владением основными принципами технологий эксплуатационной разведки, добычи, переработки твердых полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных объектов (ПК-3);
–	готовностью выполнять комплексное обоснование открытых горных работ (ПСК-3.1).

**Критерии и показатели оценивания компетенций на различных этапах их формирования**

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
1. Предмет и содержание дисциплины	ПК-3	Процессы открытых горных работ (ОГР).		Различать основные и не основные процессы ОГР	Устный опрос
2. Основы открытых горных работ	ПК-3	Основные понятия ОГР: ПИ, МПИ, ГМ, вскрышные породы. Способы добычи ПИ. Виды МПИ и типы наземных горно-добывающих предприятий	Соотносить типы ГДП с видами МПИ	Горной терминологией.	Устный опрос
3. Свойства горных пород	ПК-3	Виды горных пород. Прочность горных пород. Коэффициент крепости ГП по Протодяконову. Классификацию ГП по крепости и способам разработки.	Определять коэффициент крепости ГП по М.М. Протодяконову. Соотносить ГП к той или иной категории по крепости.	Горной терминологией.	Устный опрос
4. Подготовка горных пород к выемке	ПК-3, ПСК-3.1	Способы подготовки ГП к выемке. Способы осушения карьеров. Способы предохранения ГП от промерзания и оттаивания мерзлых	Соотносить горно-геологические условия (ГГУ) и свойства ГП к способу подготовки ГП к выемке.	Горной терминологией.	Отчет по выполнению лабораторной работы

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
		пород. Понятие о механическом рыхлении.			
5. Бурение горных пород.	ПК-3, ПСК-3.1	Понятие о бурении, шпуре и скважине. Виды бурения и их особенности. Классификация способов бурения. Технологическая оценка шарошечного и ударно-вращательного способов бурения. Классификацию ГП по буримости.	Определять буримость ГП, её категорию и класс по буримости.	Горной терминологией. Знаниями технологий и механизации открытых горных работ	Устный опрос
6. Организация буровых работ	ПК-3, ПСК-3.1	СБШ и СБУ. Режимы шарошечного бурения. Типы и стойкость шарошечных долот. Понятие об огневом бурении. Технологию и организацию бурения.	Подбирать режим бурения и тип долот. Определять скорость бурения, производительность бурового станка, себестоимость бурения.	Навыками расчета производительности и себестоимости бурения.	Отчет по выполнению лабораторной работы
7. Виды действия взрыва	ПК-3	Понятие о физике и видах действия взрыва. Классификация по взрываемости ГП. Технологическая характеристика	Определять категорию ГП по взрываемости и эталонный расход ВВ.	Знаниями процессов взрывных работ	Устный опрос

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
		взрывчатых веществ (ВВ).			
8. Основы теории расчета параметров буровзрывных работ	ПК-3, ПСК-3.1	Виды зарядов. Параметры взрывных скважин и конструкции зарядов. Расчет проектного расхода ВВ.	Определять проектный расход ВВ в конкретных условиях. Определять параметры сетки взрывания.	Навыками расчета эталонного и проектного расхода ВВ.	Устный опрос
9. Схемы инициирования скважин	ПК-3	Схему инициирования скважин. Характеристику развала взорванной породы. Форму развала при многорядном взрывании.	Строить развал ГП при однорядном и многорядном взрывании в свободных и зажатых условиях.	Навыками оценки качества взрывания. Навыками расчета параметров взрывных работ, годового расхода ВВ, себестоимости взрывания.	Отчет по выполнению лабораторной работы
10. Организация взрывных работ	ПК-3, ПСК-3.1	Понятие о механизации взрывания. Вторичное взрывание. Радиусы опасных зон. Основы ведения взрывных работ.	Определять радиусы опасных зон и себестоимость взрывания.	Знаниями механизации взрывных работ	Отчет по выполнению лабораторной работы
11. Выемка и погрузка горной массы	ПК-3, ПСК-3.1	Виды выемочной техники. Типы забоев и заходок.	Определять показатели работы мехлопат.	Знаниями технологий ОГР.	Расчетно-графическое задание

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
12. Выемка прямыми механическими лопатами	ПК-3	Технологические параметры мехлопат. Технологические характеристики ЭКГ и ЭВГ. Схемы работы ЭКГ.	Определять показатели работы мехлопат.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Отчет по выполнению лабораторной работы
13. Вскрышные экскаваторы	ПК-3	Схема работы ЭВГ. Производительность мехлопат.	Определять производительность мехлопат.	Методами расчета производительности и себестоимости выемки ГП.	Устный опрос
14. Гидравлические экскаваторы	ПК-3	Параметры и характеристика ЭГ и ЭГО. Причины и следствия отставания по вскрышным работам.	Определять производительность оборудования.	Горной терминологией.	Устный опрос
15. Драглайны	ПК-3	Технологические параметры и характеристики драглайнов. Схемы работы ЭШ.	Определять производительность оборудования.	Горной терминологией.	Устный опрос

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
16. Погрузчики	ПК-3	Конструктивные особенности и типы погрузчиков. Схемы работы и производительность.	Определять производительность оборудования.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Отчет по выполнению лабораторной работы
17. Карьерные грузоперевозки	ПК-3, ПСК-3.1	Особенности карьерного транспорта. Виды карьерного транспорта. Характеристика основных видов транспорта.	Оценивать сферы рационального применения видов транспорта.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Отчет по выполнению лабораторной работы
18. Карьерный автомобильный транспорт	ПК-3, ПСК-3.1	Понятие о классификации и параметрах карьерных автодорог. Виды подвижного состава.			Устный опрос, отчет по выполнению лабораторной работы
19. Технологические расчеты автотранспорта	ПК-3, ПСК-3.1	Общее сопротивление движению и динамическая характеристика автосамосвала (АС). Схемы подъезда и правила установки АС.	Определять производительность АС.	Методами определения потребности в АС и расчета себестоимости транспортирования.	Отчет по выполнению лабораторной работы

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
20. Железнодорожный транспорт	ПК-3, ПСК-3.1	Особенности железнодорожного транспорта. Состав транспортной железнодорожной сети. Схемы путевого развития в карьере. Параметры рельсового пути. Подвижной состав.	Определять показатели работы ж/д транспорта.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Отчет по выполнению лабораторной работы
21. Тяговые и технологические расчеты	ПК-3	Параметры локомотивов и тяговых агрегатов. Расчет массы поезда.	Уметь выбирать марку локомотива и рассчитывать потребность в локомотиво-составах.	Горной терминологией.	Устный опрос
22. Карьерный конвейерный транспорт	ПК-3, ПСК-3.1	Типы конвейеров. Конструкции конвейеров. Понятие об эпюре натяжения ленты и тяговом факторе привода.	Рассчитывать параметры конвейеров и привода.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Устный опрос

Этап формирования компетенции (разделы, темы дисциплины)	Формируемая компетенция	Критерии и показатели оценивания компетенций			Формы контроля сформированности компетенций
		Знать:	Уметь:	Владеть:	
23. Отвалообразование	ПК-3, ПСК-3.1	Классификацию отвалов. Технологию отвалообразования при железнодорожном и автомобильном транспорте. Понятие о перегрузочных складах и пунктах.	Рассчитывать параметры бульдозерного отвалообразования.	Знаниями технологий и механизации ОГР.	Отчет по выполнению лабораторной работы

## Критерии и шкалы оценивания

### 1. Устный опрос на понимание терминов

Процент правильных ответов	До 60	61-80	81-100
Количество баллов за решенный тест	1	2	3

### 2. Отчет по выполнению лабораторной работы

Структура лабораторной работы	Максимальное количество баллов
Содержание	
Выполнение работы в отчете изложено полно, четко и правильно	2
Иллюстрации усиливают эффект восприятия текстовой части информации	1
Правильно и аккуратно оформлены таблицы, чертежи	1
Сформулированы и аргументированы выводы и обобщения	2
Максимальное количество баллов	6

### 3. Расчетно-графическое задание

Баллы	Критерии
18	– в задании в полной мере отражены все вопросы и решения, связанные с расчетом данной задачи; – структура и содержание работы соответствует предъявляемым требованиям; – графическая часть содержит необходимые данные для расчетов параметров и показателей проекта; – студент четко и правильно отвечает на поставленные преподавателем вопросы; – правильно выводит необходимые расчетные формулы и зависимости.
13	– в работе в полной мере отражены все вопросы и решения, связанные с расчетом данной задачи; – структура и содержание работы не в полной мере соответствует предъявляемым требованиям; – работа содержит незначительные ошибки или неточности; – ответы студента на поставленные преподавателем вопросы содержат незначительные неточности и погрешности.
8	– в работе не в полной мере отражены все вопросы и решения, связанные с решением данной задачи; – работа содержит незначительные ошибки или неточности; – студент неуверенно отвечает на поставленные преподавателем вопросы; – допускает существенные неточности, ошибается в определениях и выводах соотношений.
2	– в работе не отражены все вопросы и решения, связанные с данной задачей; – содержание пояснительной записки не соответствует предъявляемым требованиям; – графическая и расчетная части не выполнены в полном объеме; – работа содержит значительные ошибки или неточности; – студент затрудняется при ответах на поставленные вопросы, допускает

	принципиальные ошибки в письменных расчетах, не может сформулировать важные определения и наименования при ответах на вопросы, не самостоятельно выполнил данную работу.
--	--

#### 4. Критерии оценки курсового проекта

баллы	критерии
<i>Пояснительная записка</i>	
41 - 50	- студент в срок, на высоком уровне и в полном объеме выполнил курсовой проект, умело систематизировал данные в виде таблиц, аргументированно и самостоятельно сделал выводы, подтвердив их расчетами.
31 - 40	- студент выполнил проект самостоятельно в соответствии с заданием, тема раскрыта полностью, но недостаточно проработаны выводы, практический материалы обработаны не полностью.
21 - 30	- студент выполнил проект с незначительными замечаниями, тема раскрыта недостаточно, выводы носят поверхностный характер, практический материалы обработаны не полностью, допущены ошибки в расчетах.
11 - 20	- студент допустил просчеты и ошибки в работе, не полностью раскрыл заявленную тему, сделал поверхностные выводы, слабо продемонстрировал навыки работы с теоретическими источниками.
0 - 10	- студент не выполнил курсовой проект либо выполнил с грубыми нарушениями требований, не раскрыл заявленную тему, не выполнил практическую часть проекта; не сделал выводы и обобщения.
<i>Графический материал</i>	
41 - 50	- отражены все элементы технологических документов в полном объеме, схемы отражают суть технологических процессов, графика на высоком уровне.
31 - 40	- отражены все элементы технологических документов в заданном объеме, плотность выполнения не менее 80%, схемы и узлы отражают суть организации процессов, графика на высоком уровне, имеются небольшие отклонения к требованию по оформлению.
21 - 30	- отражены все элементы технологических документов в заданном объеме, плотность выполнения не менее 80%, схемы и узлы отражают суть организации процессов, графика на высоком уровне, имеются небольшие отклонения к требованию по оформлению.
11 - 20	- отражены все элементы технологических документов в заданном объеме, плотность выполнения менее 80%, схемы и узлы отражают недостаточно суть организации процессов, графика невысокого качества, имеются небольшие отклонения к требованию по оформлению, неточности на чертежах.
0 - 10	- отражены все элементы технологических документов в заданном объеме, однако чертежи имеют противоречия, имеются небольшие отклонения от правил оформления, нерациональное заполнение листа.

Шкала оценивания курсового проекта:

91 – 100 баллов – «отлично»;

81 – 90 баллов – «хорошо»;

61 - 80 баллов – «удовлетворительно»;

менее 60 баллов – «не удовлетворительно».

*Типовые контрольные задания и методические материалы, определяющие процедуры оценивания знаний, умений, навыков и (или) опыта деятельности, характеризующих этапы формирования компетенций в процессе освоения образовательной программы*

**1) Типовые вопросы к опросу**

**1. Этапы открытой разработки месторождений полезных ископаемых**

Ответ: Разработка месторождений открытым способом делится на следующие этапы: подготовка поверхности карьерного поля — вырубка леса и корчевка пней, отвод русел рек и ручьев за пределы карьера, снос зданий и сооружений, перенос шоссейных и железных дорог, линий электропередачи и т.п.; горно-капитальные работы в период строительства карьера заключаются в проведении капитальных траншей для обеспечения транспортного доступа к рабочим горизонтам карьера и разрезных траншей для создания первоначального фронта горных работ, удалении некоторого объема вскрышных пород для вскрытия запасов полезного ископаемого перед пуском карьера в эксплуатацию; горно-подготовительные работы в период эксплуатации карьера - в проведении горных выработок для вскрытия очередного рабочего горизонта; вскрышные и добычные работы.

**2. Технология открытой разработки**

Ответ: Технология открытой разработки—совокупность горных работ и производственных процессов, обеспечивающих безопасную и экономичную добычу полезных ископаемых. В зависимости от применяемых средств механизации технология открытой разработки месторождений может быть: непрерывной (поточной), когда все технологические процессы выполняются непрерывно; цикличной, когда технологические процессы выполняются в последовательном повторении рабочих и холостых ходов; комбинированной (циклично-поточной), если в комплексе машин, выполняющих производственные процессы, используются машины цикличного и непрерывного действия.

**3. Вскрытие карьерного поля**

Ответ: Вскрытие карьерного поля осуществляется в период строительства карьера с помощью капитальных траншей. Для создания первоначального фронта горных работ на уступе и размещения горного и транспортного оборудования проходят разрезные траншеи.

**4. Преимущества открытой разработки месторождений полезных ископаемых**

Ответ: Открытая разработка месторождений полезных ископаемых имеет следующие преимущества перед подземной: более высокая безопасность труда; производительность труда значительно выше, а себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого намного ниже, чем при подземных разработках; лучшие технико-экономические показатели: сроки строительства карьеров меньше сроков строительства подземных рудников равной производительности, более высокие качественные показатели разработки месторождений и более полное извлечение полезного ископаемого из недр, более благоприятные условия для ведения селективной добычи полезного ископаемого.

**5. Недостатки открытых горных работ**

Ответ: Основными недостатками открытых горных работ являются: наносимый ущерб окружающей среде, связанный с необходимостью отчуждения значительных земельных площадей: воздушного и водного бассейнов районов разрабатываемых месторождений; зависимость от климатических и метеорологических условий; необходимость вложения больших капитальных затрат и короткие сроки при строительстве глубоких карьеров.

**6. Коэффициент вскрыши**

Ответ: Добыча полезных ископаемых открытым способом сопровождается удалением из контуров карьера определенного объема вскрышных пород. Количество вынимаемой пустой породы, приходящееся на единицу добываемого полезного ископаемого, называется коэффициентом вскрыши. В зависимости от единиц измерения различают коэффициенты вскрыши объемные ( $\text{м}^3/\text{м}^3$ ); весовые (т/т); смешанные ( $\text{м}^3/\text{т}$ ). В практике проектирования и эксплуатации карьеров наиболее широко используют коэффициенты вскрыши: средний, эксплуатационный, текущий, контурный и граничный.

## 7. Подготовка горных пород к выемке

Ответ: Подготовка горных пород к выемке производится в целях обеспечения безопасности горных работ, необходимого качества добываемого сырья, технической возможности и наилучших условий применения средств механизации последующих процессов. Подготовка включает: обеспечение устойчивости откосов уступов; осушение горных пород, подлежащих извлечению в данный период разработки; разупрочнение и изменение их агрегатного состояния; разрушение (разрыхление) породного массива и другие виды воздействия на горные породы для облегчения их выемки.

## 8. Способы подготовки горных пород к выемке

Ответ: Подготовка к выемке может осуществляться механическими способами (исполнительными органами горных машин), гидравлическими способами (нагнетанием, насыщением водой, растворением), физическими способами (электромагнитным и термическим воздействием), химическим, комбинированными и взрывным способами. Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит прежде всего от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличных технических средств, предъявляемых требований к качеству добываемого сырья, а также от природных условий ведения работ. Затраты на подготовку к выемке составляют от 5 до 40 % общих затрат на горные работы.

## 2) Расчетно-графическое задание

### 1. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЫХ РАБОТ

Таблица 1.1 – Исходные условия для 1 главы:

Показатель	Условное обозначение	Значение	Размерность
Производительность по руде	$A_p$	12	млн. т/год
Прочность руд на сжатие	$\sigma_{сж р}$	100	МПа
Прочность руд на растяжение	$\sigma_{р р}$	20	МПа
Плотность руд	$\gamma_r$	2,9	$\text{т}/\text{м}^3$
Извлечение вскрыши	$A_{в'}$	10	млн. $\text{м}^3/\text{год}$
Прочность пород на сжатие	$\sigma_{сж п}$	280	МПа
Прочность пород на растяжение	$\sigma_{р п}$	30	МПа
Плотность пород	$\gamma_p$	3,1	$\text{т}/\text{м}^3$
Марка бурового станка		СБШ-200	

#### 1.1. Определение прочности ГП при сдвиге.

По известным прочностям горных пород (ГП) при сжатии и растяжении  $\sigma_{сдж}$  определяем с помощью кругов Мора (рис. 1.1):

Для апатито-нефелиновых руд (АНР)

$$\sigma_{сдж р} = 23 \text{ МПа.}$$

Для базальтов (рисунок 1.2. аналогично рисунку 1.1)

$$\sigma_{сдж п} = 53 \text{ МПа.}$$

#### 1.2. Определение относительного показателя трудности бурения, категории и класса буримости

$$P_{\sigma} = 0,07(\sigma_{сж} + \sigma_{сдж} + 10\gamma)$$

для АНР:

$$P_{\sigma p} = 0,07(100 + 20 + 10 * 2,9) = 10,6.$$

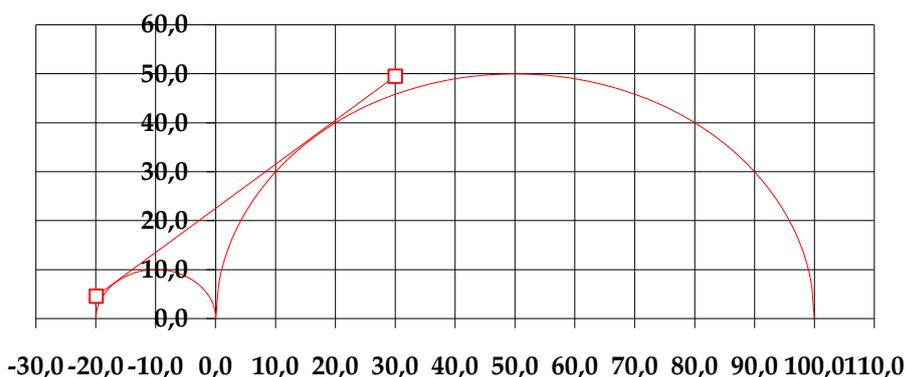
АНР относятся к 11 классу, III категории, труднобуримым ГП .

для базальтов:

$$P_{\sigma n} = 0,07(280 + 40 + 10 * 3,1) = 25,3.$$

Базальты относятся к 25 классу, V категории, исключительно труднобуримым

ГП.



1.3. Крепость пород по Протодяконову первоначально определялась по простейшей формуле

$$f = \sigma_{сж} / 10$$

Однако, после уточнения методики измерения прочностных свойств пород, для пород с  $\sigma_{сж} > 75$  МПа, для приближения прочностных свойств к табличным значениям М.М. Протодяконова применяют формулу Барона

$$f = \sigma_{сж} / 30 + \sqrt{\sigma_{сж} / 3}$$

Для АНР:

$$f_p = 100 / 30 + \sqrt{100 / 3} = 3,33 + 5,73 = 9,06 \approx 9$$

Для базальтов:

$$f_n = 280 / 30 + \sqrt{280 / 3} = 9,33 + 9,67 = 19$$

#### 1.4 Характеристика применяемого станка

Таблица 1.2 – Техническая характеристика станка.

Тип станка	СБШ – 200
Диаметры долот, мм	191, 214
Глубина бурения, м	40
Угол наклона скважин от вертикали, градусов	0, 15, 30
Рациональные прочности пород по Протодяконову, f	6-16
Вес станка, т	66
Максимальное усилие подачи, кН	300

Скорость вращения бурового става, $\frac{об}{мин}$	От 12 до 260
Установленная мощность, кВт	350
Экипаж, чел.	2
Примерная цена (2000 г.), тыс.\$	173

1.5 Обоснование диаметра долота осуществляют по формуле оптимального диаметра

$$d_{\partial} = (0,1 ; 0,2 ; 0,3) * d_{\kappa}$$

где: 0,1 ; 0,2 ; 0,3 – коэффициент, соответственно, для весьма трудно-, трудно-, и средней трудности взрывааемых пород (см. п. 2.1);

$d_{\kappa}$  – размер кондиционного куска (1500 мм для пород и 1200 мм для руд).

В нашем случае оптимальный диаметр

для АНР:  $d_{\partial} = 0,3 * 1200 = 360$  мм,

для базальтов:  $d_{\partial} = 0,1 * 1500 = 150$  мм.

Исходя из диаметров долот принимаем:

для АНР  $d_{\partial} = 214$  мм, а для базальтов  $d_{\partial} = 191$  мм.

1.6 Обоснование режима бурения и стойкости долота

Режим работы шарошечного бурения характеризуется сочетанием усилия подачи на долота, частоты вращения бурового става и расхода воздуха для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота.

1.6.1. Оптимальное усилие подачи

$$P_o = p_{уд}' * d_{\partial}$$

где:  $p_{уд}'$  – оптимальное удельное осевое усилие, кН/см;

$d_{\partial}$  – диаметр долота, см.

Таблица 1.3 – Оптимальное удельное осевое усилие, кН/см

Пб	8	10	12	14	16	18	20
$p_{уд}$	9	12	15	18	20	22	24

Для АНР:  $P_o = 12 * 21,4 = 257$  кН,

для базальтов  $P_o = 25 * 19,0 = 475$  кН.

1.6.2. Усилие подачи не должно быть больше, чем развиваемое станком ( Для наклонного бурения к максимальному усилию применяют поправочные коэффициенты 0,9 / 0,8, соответственно, для углов отклонения от вертикали  $15^{\circ}$  /  $30^{\circ}$  для исключения смещения станка во время работы), по этому принимаю:

осевое усилие бурстанка для АНР – 257 кН и для базальтов – 300 кН для вертикальных скважин и 270 кН для наклонных с углом наклона от вертикали.

1.6.3. Скорость вращения бурового става принимаю:

для АНР:  $n_{вр} = 105$  об/мин = 1,75 об/сек,

для базальтов  $n_{вр} = 50$  об/мин = 0,83 об/сек.

1.6.4. Выбор типа долот

Шарошечное бурение осуществляется долотами, имеющими в качестве разрушающего органа конусообразные шарошки с фрезерованными зубьями или штырями, армированными твёрдыми сплавами.

По прочности пород принимаю тип долота – ТК для АНР. Вооружение долот типа ТКЗ выполнено в виде запрессованных в тело шарошек твердосплавных зубьев (штырей) клиновидной формы.

Для бурения базальтов принимаю тип долота ОК. Вооружение долот имеет запрессованные в тело шарошек твердосплавные штыри полусферической формы.

Табл. 1.4 – Оптимальные типы долот в зависимости от прочности пород

f	<6	6-8	8-10	10-12	12-16	>16
Тип долот	С, СТ	Т	ТК	ТКЗ	К	ОК

1.6.5. Стойкость долот (по приложению 9), для долот со смазкой опор, составляет для АНР

175 м без применения смазки опор или 265 м – со смазкой, а для вскрышных пород, соответственно, 50 и 130 м.

### 1.7. Расчет технической скорости бурения

$$V_{бур} = \frac{0,025 * P_0 * n_e * K_o}{P_б * d_c^2} = \frac{0,025 * 3257 * 1,75}{10,6 * 0,214^2} * 0,9 = 20,8 \frac{м}{ч};$$

Таблица 1.5 – Расчет скоростей бурения для различных условий

	Р о, кН	Н вр, об./сек	d д, м	П б	К о	V бур, м/ч
Руда						
Обводненные условия						
- наклонные по первому ряду	257	1,75	0,214	10,6	0,9	20,8
- вертикальные	257	1,75	0,214	10,6	0,9	20,8
Необводненные условия						
- наклонные по первому ряду	257	1,75	0,214	10,6	1,0	23,1
- вертикальные	257	1,75	0,214	10,6	1,0	23,1
Вскрыша						
- наклонные по первому ряду	270	0,83	0,190	25,5	1,0	6,1
- вертикальные	300	0,83	0,190	25,5	1,0	6,8

### 1.8. Сменная производительность станка

#### 1.8.1. При вертикальном бурении

$$Q_{бур}^{см} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_p)}{t_o + t_e}, \frac{м}{см}$$

Таблица 1.6 – Расчет сменных производительностей бурения для различных условий

	АНР		вскрыша	
	обводненны е	необводненн ая	вертикальн ые	наклонные
$T_{см}$ - время смены, ч	8	8	8	8
$T_{пз}$ - время подготовительно- заклучительных операций, ч	0,5	0,5	0,5	0,5
$T_p$ - время регламентированных перерывов, ч	0,5	0,5	0,5	0,5
$t_o = \frac{1}{V_{бур}}$ , ч/м - основное время	0,048	0,043	0,147	0,164

бурения 1 м скважины,				
$t_6'$ - время на вспомогательные операции, мин./м	2,7	2,7	4,1	4,1
$t_6 = t_6' / 60$ - то же, ч/м	0,045	0,045	0,068	0,068
$Q_{\text{бур}}^{\text{см}}$ , м/см	75	79	32	30

Таблица 1.7 – Вспомогательное время бурения в зависимости от прочности пород

f	6	12	18
t в' - Вспомогательное время бурения, минут/м	2	3	4
t в, часов/м	0,033	0,05	0,067

### 1.8.2. Учет наклонного бурения по первым рядам

В нашем случае скорость бурения при наклонном бурении отличается только для бурения вскрыши, то для нее рассчитываем среднюю сменную скорость бурения с учетом удельного веса наклонных скважин по количеству рядов скважин:

Т.к. в нашем случае для базальтов (см. п. 2.9÷2.10) семь рядов скважин и два первых из них наклонные, то

$$Q_{\text{бур}}^{\text{см}}, \text{ м/см} = 2/7 * 30 + 5/7 * 32 = 31,83 \text{ м/см}$$

### 1.9. Годовая производительность станка

На бурении принят двухсменный режим работы, 5 дней в неделю.

#### 1.9.1. Количество рабочих смен в году

$$n_{\text{см}} = 365 * (5 / 7) * N_{\text{см}} * K_{\text{ТГ}} = 365 * (5 / 7) * 2 * 0.9 = 469$$

где  $K_{\text{ТГ}} = 0,9$  – коэффициент технической готовности.

#### 1.9.2. Производительность

$$Q_2^{\text{бур}} = Q_{\text{см}}^{\text{бур}} * n_{\text{см}} * K_{\text{ИКВ}}, \text{ М/год}$$

где  $K_{\text{ИКВ}} = 0,85$  – коэф. использования календарного времени на основную работу.

для АНР: – необходимые условия

$$Q_2^{\text{бур}} = 79 * 469 * 0,85 = 31610 \text{ М/год} = 31,6 \text{ км/год};$$

– обводнённые условия

$$Q_2^{\text{бур}} = 75 * 469 * 0,85 = 29980 \text{ М/год} = 30 \text{ км/год};$$

для вскрыши:

$$Q_2^{\text{бур}} = 31,83 * 469 * 0,85 = 12696 \text{ М/год} = 12,70 \text{ км/год}$$

### 1.10. Расчет количества буровых станков

#### 1.10.1. По расчетным объемам бурения:

$$n_{\text{бс}} = \eta * \Sigma L_{\text{бур}} i^{\text{год}} / Q_2^{\text{бур}}, \text{ бурстанков,}$$

где  $L_{\text{бур}} i^{\text{год}}$  – годовые объемы бурения в разных условиях;

$Q_2^{\text{бур}}$  – годовая производительность в этих же условиях;

$\eta = 1.05$  – поправочный коэффициент на объемы бурения, учитывающий потери скважин при стоянии.

$$n_{\text{бс}} = 1,05 * (33 / 30 + 30,9 / 31,6 + (200,2 + 69) / 12,7) = 1,05 * (1,1 + 0,98 + 21,21) = 2,18 + 22 \approx 24$$

1.10.2. Необходимый годовой объем бурения в *i*-тых условиях по среднему выходу горной массы (см. пп. 2.11.2 и п. 2.12):

$$L_{\text{скв } i}^{\text{год}} = A_{p(в) i} / \beta_i * \eta, \text{ м}$$

Где  $A_{p(в) i}$  – годовые объемы горных (добычных или вскрышных) работ в *i*-тых условиях;

$\beta_i$  – средний расчетный выход в *i*-тых условиях.

Таблица 1.8 – Общий объем бурения в различных условиях

	Руда		Вскрыша	
	Обводненная	Необводненная	Свободная	Зажатая
Объем блоков, тыс. м <sup>3</sup>	86	86	104	104
Количество блоков в <i>i</i> -тых условиях	24	24	36	12
Объем горной массы в <i>i</i> -тых условиях, тыс. м <sup>3</sup>	2070	2070	3750	1250
Выход ГМ с погонного метра скважины, м <sup>3</sup> /пог.м	62,7	67	18,7	18,1
Объем бурения, км	35,2	32,4	212	73
Годовая производительность бурового станка, км/год	30	31,6	12,7	12,7
	1,18	1,03	16,8	6,2
		2,21		23

Таким образом, для обурирования руды необходимо задействовать 2 буровых станка СБШ-200, а для обурирования вскрыши – 23.

#### 1.11 Оценка себестоимости бурения

Элементы расходов

- 1) Затраты на оплату труда
- 2) Социальные отчисления
- 3) Амортизационные отчисления
- 4) Затраты на запасные части и ремонт
- 5) Износ на шарошечные долота
- 6) Расходы на электроэнергию (для электрических станков)
- 7) Расходы на дизельное топливо (для дизельных станков)

##### 1.11.1 Оплата труда

При непрерывной рабочей неделе и 8-ми часовом рабочем дне в течение суток 3 бригады работают, 1 отдыхает на выходном и ещё одна находится в отпуске.

В бригаде 2 человека:

- машинист – в среднем 45 тыс. руб./ месяц;
- помощник – в среднем 35 тыс. руб./ месяц.

Годовые затраты:

$$Z_{\text{зп}} = 3П_{\text{м}} \times 12 \times 5 \times N_{\text{б.с.}} = (45 + 35) \times 12 \times 5 \times 23 = 80 \times 60 \times 23 = 4800 \times 23 = 110000 \text{ тыс. руб.} = 110 \text{ млн. руб.}$$

##### 1.11.2 Социальные отчисления

В настоящее время единый социальный налог, объединяющий отчисления в «Фонд социального страхования», в «Пенсионный фонд» и в «Фонд медицинского страхования», составляет 34,2%

$$Z_{\text{с.о.}} = Z_{\text{зп}} \times 0,342 = 37,6 \text{ млн. руб.}$$

##### 1.11.3 Амортизация

Нормативный срок службы шарошечных буровых станков составляет 7 лет

$Z_a = N_{\text{бс.}} \times C_{\text{бс.}} \times K\$/7 = 23 \times 173 \text{ тыс. \$} \times 30 \text{ руб./\$/7} = 23 \times 7\,420 = 17\,050 \text{ тыс. руб.} = 17,05 \text{ млн. руб.}$

#### 1.11.4 Затраты на запасные части и ремонт

Принимаем в размере 5% от стоимости машины ежегодно

$Z_p = 23 \times 5\,200 \times 0,05 = 23 \times 260 = 5\,970 \text{ тыс. руб.} = 5,97 \text{ млн. руб.}$

#### 1.11.5 Затраты на шарошечные долота

Являются самым быстро изнашиваемым инструментом

$Z_{\text{ш}} = (L_{\text{бур.}}/l_{\text{ш}} \times K_{\text{попр.}}) \times C_{\text{ш}} = (180000/140 \times 2) \times 15 = 640 \times 15 = 9\,640 \text{ тыс. руб.} = 9,64 \text{ млн. руб.}$

$L_{\text{бур.}} = 180 \text{ км}$  – годовой объём бурения (см. пункт 2.11.2)

$l_{\text{ш}} = 140 \text{ м}$  – примерная стойкость долот со смазкой для горных пород  $f = 18$  (см. график оптимальных оборотов вращения)

$K_{\text{попр.}} = 2$  – поправочный коэффициент к стойкости долот, учитывающий прогресс в конструкциях шарошек с 1970 г.

$C_{\text{ш}} = 15 \text{ тыс. руб.}$  – цена шарошечного долота для диаметра 191 мм

∅	160	191	214	244,5	250,8	269	320	мм
$C_k$	13,5	15	17,5	22	26,5	31	36	тыс. руб.

#### 1.11.6 Затраты на электроэнергию

$Z_{\text{э}} = C_{\text{э}} \times P_{\text{дв.}} \times K_3 \times T_k \times K_{\text{тг}} \times K_{\text{ив}} \times N_{\text{бс.}} = 1,4 \text{ руб./кВт.ч.} \times 350 \text{ кВт} \times 0,75 \times 8760 \times 0,9 \times 0,85 \times 23 = 368 \times 6700 \times 23 = 2470000 \times 23 = 64\,740\,000 \text{ руб.} = 64,74 \text{ млн. руб.}$

$K_3$  – коэффициент средней нагрузки двигателя

$T_k = 365 \times 24 = 8760$  – календарный фонд времени.

$K_{\text{тг}}$  – коэффициент технической готовности

$K_{\text{ив}}$  – коэффициент использования времени

$N_{\text{бс.}}$  – количество буровых станков.

#### 1.11.7 Затраты на дизельное топливо

$Z_{\text{дт}} = C_{\text{дт}} \times g_{\text{уд}} \times P_{\text{дв.}} \times K_3 \times T_k \times K_{\text{тг}} \times K_{\text{ив}} \times N_{\text{бс.}} = 18 \text{ руб./л} \times 0,2 \text{ л/кВт*ч} \times 350 \text{ кВт} \times 0,75 \times 8760 \times 0,9 \times 0,92 \times 20 = 950 \times 7260 \times 20 = 6\,900\,000 \times 20 = 138\,000\,000 \text{ руб.} = 138 \text{ млн. руб.}$

#### 1.11.8 сводка затрат

№		Электрический		Дизельный	
		млн. руб.	%	млн. руб.	%
1	Оплата труда	110,4	45,0	96	32,1
2	Отчисления	37,76	15,4	32,83	11,0
3	Амортизация	17,05	6,9	17,05	5,7
4	Ремонт	5,97	2,4	5,97	2,0
5	Доплата	9,64	3,9	9,64	3,2
6	Электроэнергия	64,74	26,4		
7	Дизельное топливо			137,83	46,0
	Всего	245,56	100	299,33	100,0
	Количество станков	23		20	
	Объём бурения, $L_{\text{бур.}}$	180	км	180	км
	Себестоимость 1 пог.м	1364,20	руб./пог. м	1662,93	руб./пог. м
	Обурено горной массы, $A_{\text{в}}$	10	млн. м <sup>3</sup>	10	млн. м <sup>3</sup>
	Себестоимость обурирования	24,56	руб./м <sup>3</sup>	24,56	руб./м <sup>3</sup>

## 2. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Таблица 2.1 – Исходные условия для 2 главы:

Показатель	Условное обозначение	Значение	Размерность
Производительность по руде	$A_p$	12	млн. т/год
Плотность руд	$\gamma_p$	2,9	т/м <sup>3</sup>
Ширина добычной площадки	$B_p$	45	м
Средняя отдельность в массиве	$L_{cp}$	1.0	м
Обводненность АНР %		50	%
Извлечение вскрыши	$A_v'$	5	млн. м <sup>3</sup> /год
Средняя отдельность в массиве	$L_{cp}$	2.0	м
Ширина вскрышной площадки	$B_v$	35	м
Объем взрывания для вскрышных пород на неподобранный уступ		25	%
Высота уступам	$H_u$	20	м
Марка ВВ: - обводненные условия - необводненные условия		Гранулотол Зерногранулит	

## 2.1 Определение типа пород по взрываемости

### 2.1.1 Эталонный удельный расход ВВ

$$q_0 = 0,2(\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_{расч} + 10\gamma), \frac{г}{м^3}$$

для АНР:  $q_0 = 0,2(100 + 23 + 20 + 10 \cdot 2,9) = 34,4 \frac{г}{м^3};$

для вскрыши:  $q_0 = 0,2(280 + 53 + 40 + 10 \cdot 3,1) = 80,8 \frac{г}{м^3};$

### 2.1.2 Категория пород по взрываемости

$$КатВ = q_0 / 4$$

для руды:  $КатВ_p = 34,4 / 4 = 8,6 \Rightarrow 9$

для вскрыши:  $КатВ_v = 80,8 / 4 = 20,2 \Rightarrow 20$

### 2.1.3 Класс пород по взрываемости

В соответствии с полученным результатом:

АНР – относим к II классу – породам средней трудности взрывания, а базальты – к IV классу – весьма трудно взрываемым породам.

## 2.2 Характеристика ВВ

По условию размещения зарядов ВВ в скважинах и категории по взрываемости применяю:

– в необводнённых условиях – Гранулотол.

– в обводнённых условиях – Зерногранулит (табл. 2.2).

Таблица 2.2 – Характеристика ВВ (по приложению 11)

Марка ВВ	Необводнённые условия	Обводнённые условия
	Граммонит 79/21 (Зерногранулит)	Гранулотол
$K_{вв}$ – коэффициент работоспособности ВВ	1,0	1,2

Δ – плотность заряжения	1,0 при механизированной зарядке	1,0
Состав ВВ	Смесь гранулированной селитры с чешуирированным тротилом	Гранулированный тротил

2.3 Расчет проектного удельного расхода ВВ:

$$g_{п} = g_{э} * K_{ВВ} * K_{д} * K_{т} * K_{сз} * K_{v} * K_{сп} * K_{н} * K_{з}, \text{ г/м}^3$$

2.3

где  $K_{ВВ}$  – коэффициент работоспособности ВВ,

$K_{д} = 0,5/d_{ср}$  – коэффициент степени дробления,

$d_{ср}$  – размер среднего куска

$$d_{ср} = (0,15 \div 0,2) * E^{1/3} = (0,15 \div 0,2) * 15^{1/3} = 0,35 \div 0,5 \text{ м для руды и породы, соответственно.}$$

$E$  – емкость ковша,  $\text{м}^3$ ,

для руды  $d_{ср} = 0,37 \text{ м}$ ,  $K_{д} = 1,45$ , а для вскрыши  $d_{ср} = 0,49 \text{ м}$ ,  $K_{д} = 1,01$ ,

$K_{т} = 1,2 * L_{ср} + 0,2$  – коэффициент учета трещиноватости массива,

Для руды  $L_{ср} = 1 \text{ м}$  (см. исходные условия),  $K_{т} = 1,4$ ;

а для вскрыши  $L_{ср} = \text{м}$ ,  $K_{т} = 2,6$ .

$K_{сз} = 1$  – коэффициент сосредоточенности (в массиве) заряда для скважин  $\phi$  200 мм и пород средней трудности взрывания (приложение 15);

$K_{v}$  – коэффициент учета высоты уступа при  $H_{у} > 15 \text{ м}$ ,

$$K_{v} = (H_{у}/15)^{1/3} = (20/15)^{1/3} = 1,1; \quad (\text{при } H_{у} < 15 \text{ м } K_{v} = (15/H_{у})^{1/3});$$

$K_{сп} = 6$  – коэффициент учета свободных поверхностей при диагональной схеме коммутации зарядов и 3-х свободных поверхностях (приложение 15);

(При порядной схеме взрывания  $СП = 2$ , а  $K_{сп} = 8$ .)

$K_{н}$  – коэффициент учета наклона скважин

(при  $90^{\circ}$   $K_{н} = 1$ , при  $75^{\circ}$  – 0,95, а при  $60^{\circ}$  – 0,93);

$K_{з}$  – коэффициент учета зажатости взрывания.

(при взрывании на подобранный забой  $K_{з} = 1$ , а при взрывании с подпорной стенкой  $K_{з} = 1,1$  для первого ряда).

Для взрывания руды, в обводненных условиях, для первого наклонного ряда скважин:

$$g_{п} = 34,4 * 1,2 * 1,35 * 1,4 * 1 * 1,1 * 6 * 0,95 * 1 = 490 \text{ г/м}^3 = 0,49 \text{ кг/м}^3.$$

Таблица 2.3 – Расчет проектного удельного расхода ВВ

Условия взрывания	$g_{э,3}$ г/м <sup>3</sup>	$K_{ВВ}$	$K_{д}$	$K_{т}$	$K_{сз}$	$K_{v}$	$K_{сп}$	$K_{н}$	$K_{з}$	$g_{п,3}$ г/м <sup>3</sup>
Руда обводненная 1-й наклонный ряд	34,4	1,2	1,35	1,4	1	1,1	6	0,95	1	490
То же, вертикальные ряды	34,4	1,2	1,35	1,4	1	1,10	6	1	1	516
Руда необводненная 1-й наклонный ряд	34,4	1	1,35	1,4	1	1,10	6	0,95	1	408
То же, вертикальные ряды	34,4	1	1,35	1,4	1	1,10	6	1	1	430
Вскрыша на подобранный уступ 1-й наклонный ряд	80,8	1	1,01	2,6	1	1,10	6	0,95	1	1336
То же, вертикальные ряды	80,8	1	1,01	2,6	1	1,10	6	1	1	1406
Вскрыша с подпорной	80,8	1	1,01	2,6	1	1,10	6	0,95	1,1	1470

стенкой 1-й наклонный ряд										
То же, вертикальные ряды	80,8	1	1,01	2,6	1	1,10	6	1	1	1406

## 2.4 Определение сопротивления по подошве

2.4.1. Предельное сопротивление по подошве для одиночной скважины из условия нормальной проработки подошвы уступа определяется по формуле:

$$W_{no} = 53 * K_{ym} * d_3 * \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma * K_{ог} * m}}, \text{ мм}$$

где  $K_{ym}$  – коэффициент учета трещиноватости массива, при монолитном массиве ( $L_{cp} > 1,5$  м) равен 1,0; при трещиноватом – 1,1; при сильнотрещиноватом ( $L_{cp} < 0,5$  м) – 1,2;

$d_3 = (1,03 \div 1,07) * d_D$  – диаметр заряда, учитывающий 3÷7% разнос скважин при бурении;

для руды  $d_3 = 1,05 * 214 = 225$  мм; для породы  $d_3 = 1,03 * 190 = 196$  мм;

$\Delta$  – плотность заряжения ВВ в скважину, т/м<sup>3</sup>;

$\gamma$  – плотность породы, т/м<sup>3</sup>;

для АНР: в обводненных условиях  $W_{no} = 53 * 1,1 * 225 * \sqrt{\frac{1,0}{2,9 * 1,2}} = 7020 \text{ мм} = 7,0 \text{ м}$ ;

– в необводнённых условиях  $W_{no} = 53 * 1,1 * 225 * \sqrt{\frac{1,0}{2,9 * 1,0}} = 7690 \text{ мм} = 7,7 \approx 7,5 \text{ м}$ ;

для вскрыши  $W_{no} = 53 * 1,0 * 196 * \sqrt{\frac{1,0}{3,1 * 1,0}} = 5890 \text{ мм} = 5,9 \approx 6 \text{ м}$ .

## 2.4.2. То же, для ряда скважин при порядном взрывании

$$W_n = W_{no} * (1,6 - 0,5 * m),$$

где  $m$  – коэффициент сближения скважин в ряду, равный отношению расстояния между скважинами в ряду к расстоянию между рядами скважин ( $m = a / b$ ).

В нашем случае при квадратной сетке расположения взрывных скважин на уступе и диагональной схеме коммутации зарядов  $W_n = W_{no}$ .

## 2.5 Проверка сопротивления по подошве на безопасность бурения скважин

### 2.5.1. Условие безопасности

$$W_n > W_{без}$$

### 2.5.2. Расчет безопасного расстояния при вертикальных скважинах в первом ряду

$$W_{без} = H_y * ctg \alpha + C \text{ мин, м}$$

## 2.6

где:  $H_y$  – высота уступа, = 20 м;  $ctg \alpha = \frac{1}{tg \alpha} = 0,364$ , при  $\alpha = 70^\circ$  (Угол берется по

опыту ведения горных работ по месту практики, в учебном расчете принимается в зависимости от крепости пород (табл. 2.4) ;

Таблица 2.4 – Угол наклона откоса уступа

f	6	9	12	15	18
$\alpha$	50	60	70	75	80

$C_{\min}$  – минимально допустимое расстояние от оси скважины до бровки уступа – 3 м при бурении на подобранный уступ и 2 м – при бурении с оставлением породной подпорной стенки.

При бурении на подобранный уступ  $W_{\text{без}} = 20 * 0,364 + 3 = 10,3$  м, а при бурении с оставлением подпорной стенки  $W_{\text{без}} = 9,3$  м.

### 2.5.3. Сопоставление $W_n$ и $W_{\text{без}}$ и выводы.

Таблица 2.5 – Расчет

Условия взрывания	Руда в обводненных условиях	Руда в необводненных условиях	Вскрыша на подобранный уступ	Вскрыша с оставлением подпорной стенки
$W_n$	7,0	7,5	6,0	6,0
$W_{\text{без}}$	10,3	10,3	10,3	9,3

Если условие безопасности бурения соблюдается, то по первому ряду бурят вертикальные скважины.

В нашем случае условие безопасности не соблюдается ни в одном из условий взрывания.

В этом случае применяют:

- 1) при незначительном невыполнении, когда  $W_{\text{без}} - W_n < 0,5$  м, увеличение глубины скважин по первому ряду на 0,5 м;
- 2) бурение наклонных скважин под углом  $15^\circ$  или  $30^\circ$  по первому ряду;
- 3) более мощное ВВ;
- 4) бурение скважин по первому ряду большего диаметра;
- 5) бурение 2 или 3 сближенных скважин на расстоянии 0,5 м, которые работают как одна большего диаметра. При этом  $W_{\text{п2}} = W_{\text{п1}} * 2^{1/2}$ , а  $W_{\text{п3}} = W_{\text{п1}} * 3^{1/2}$ .

Необходима проверка условий безопасности для новых условий!

В нашем применяем наклонное бурение по первому ряду.

### 2.5.4. Расчет безопасного расстояния при наклонных скважинах в первом ряду

$$W_{\text{без}} = H_y (ctg \alpha - ctg \beta) + C = 20 * (0,364 - 0,268) + 3 = 4,9 \approx 5 \text{ м,}$$

где:  $\beta$  – угол отклонения скважины от вертикали.

Определенные ранее сопротивления по подошве (см.5.4.1) больше полученного необходимого безопасного расстояния, т.е. условие безопасности при применении наклонного бурения выполняется.

## 2.6. Определение конструкции заряда и размеров сети по максимальной вместительности скважин.

2.6.1. Длина забойки  $L_{\text{заб}} = (0,5 \div 0,7) * W_n$ , м

2.6.2. Длина перебура  $L_{\text{неп}} = (0,2 \div 0,3) * W_n$ , м

При взрывании с подпорной стенкой длину перебура увеличивают на 1 м.

2.6.3. Длина скважины  $L_{\text{скв}} = H_y / \sin \beta + L_{\text{неп}}$ , м  
Длины забойки, перебура и скважины округляем до 0,5 м.

2.6.4. Длина заряда  $L_{\text{зар}} = L_{\text{скв}} - L_{\text{заб}}$ , м

### 2.6.5. Вместимость ВВ в 1 м скважины

$$p = \Delta * 1000 * \pi/4 * d_3^2, \text{ кг}$$

2.11

где  $d_3$  – диаметр заряда, м (см.5.4.1).

2.6.6. Масса заряда ВВ в скважине

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{СКВ}} = L_{\text{зар}} * p, \text{ кг}$$

2.6.7. Расстояние между скважинами в ряду при квадратной сетке

$$a = \sqrt{\frac{Q_3 * m}{q_n * H_y}} =, \text{ м}$$

Размер сетки округляем до 0,5 м, преимущественно, в меньшую сторону (например:

7,9 ÷ 8,39 ≈ 8 м, а 8,4 ÷ 8,89 ≈ 8,5 м).

Таблица 2.4 – Расчет параметров сетки бурения\*.

Условия взрывания	$L_{\text{заб}}, \text{ м}$	$L_{\text{пер}}, \text{ м}$	$L_{\text{скв}}, \text{ м}$	$L_{\text{зар}}, \text{ м}$	$p, \text{ кг}$	$Q_{\text{вв}}^{\text{СКВ}}, \text{ кг}$	$a, \text{ м}$
Руда обводненная 1-й наклонный ряд	3,5	2,1/2	22,7/22,5	19	39,7	753	8,77/8,5
То же, вертикальные ряды	3,5	2,1/2	22,0	18,5	39,7	734	8,43/8,5
Руда необводненная 1-й наклонный ряд	3,8/4	2,3/2,5	23,2/23	19	39,7	753	9,6/9,5
То же, вертикальные ряды	3,8/4	2,3/2,5	22,5	18,5	39,7	734	9,24/9
Вскрыша на подобранный уступ 1-й наклонный ряд	2,9/3	1,8/2	22,7/22,5	19,5	30,1	587	4,69/4,5
То же, вертикальные ряды	2,9/3	1,8/2	22,0	19	30,1	572	4,51/4,5
Вскрыша с подпорной стенкой 1-й наклонный ряд	2,9/3	1,8/2	22,7/22,5	19,5	30,1	587	4,47/4,5
То же, вертикальные ряды	2,9/3	1,8/2	22,0	19	30,1	572	4,51/4,5

Примечание: \* – в знаменателе округленные значения.

2.6.8. Для улучшения использования вместимости скважин можно применить квазиквадратную сетку, например, 5 \* 5,5 м или 5,5 \* 6 м. При этом округлять надо до 0,25 м, преимущественно в меньшую сторону. Например: 7,91 ÷ 8,15 ≈ 8 м, а 8,16 ÷ 8,40 ≈ 8,25 м. В первом случае применяю сетку 8 на 8 м, а во втором 8 на 8,5 м.

2.6.9. При применении более прогрессивной треугольной (так называемой «шахматной») сетки (рис. 2.1), по которой скважины бурятся по углам равностороннего треугольника,  $m = a / b = 1.15$ .

Расстояние между рядами скважин:

$$b = a / m, \text{ м}$$

После определения  $a$  и  $b$  округляются до 0,5 м преимущественно в меньшую сторону.

2.7. Уточнение размера сетки по условиям нормального дробления и качественной проработки подошвы уступа.

2.7.1. Сопоставляем между собой  $b = a$ ,  $W_{\text{без}}$  и  $W_n$  для различных условий.

Таблица 2.5 – Сопоставление параметров сетки бурения.

Условия взрывания	$b$ , м	$W_{\text{без}}$ , м	$W_n$ , м
Руда обводненная	9/8,5*	5	7
Руда необводненная	9,5/9	5	7,5
Вскрыша, на подобранный уступ	4,5/4,5	5	6
Вскрыша, с подпорной стенкой	4,5/4,5	4	6

Примечание: \* – в числителе для первого ряда, а знаменателе для последующих.

### 2.7.2. Сопоставление и принятие решений:

1) Если  $b < W_{\text{без}} \leq W_n$  (например:  $b = 6$  м,  $W_{\text{без}} = 7$  м, а  $W_n = 8$  м), то  $W_n' = W_{\text{без}} = 7$  м по условию улучшения дробления (для нормального дробления необходимо, чтобы  $W_n' = b = 6$  м, но  $W_n' = 6$  м нельзя по условию безопасности бурения, т.к.  $W_{\text{без}} = 7$  м).

2) Если  $W_{\text{без}} < b \leq W_n$  (например:  $W_{\text{без}} = 7$  м,  $b = 7,5$  м, а  $W_n = 8$  м), то  $W_n' = b = 7,5$  м по условию нормального дробления.

3) Если  $W_{\text{без}} \leq W_n < b$  (например:  $W_{\text{без}} = 7$  м,  $W_n = 8$  м, а  $b = 9$  м), то  $b' = W_n = 8$  м по условию качественной проработки подошвы уступа.

4) Если  $W_n < W_{\text{без}} \leq b$  (например:  $W_n = 6$  м,  $W_{\text{без}} = 7$  м, а  $b = 8$  м), то  $b' = W_{\text{без}} = 7$  м по условию улучшения качества проработки подошвы уступа. (для качественной проработки подошвы уступа необходимо, чтобы  $b' = W_n = 6$  м, но  $b' = 6$  м нельзя по условию безопасности бурения, т.к.  $W_{\text{без}} = 7$  м. При этом увеличивают глубину скважин на 1,0 м).

В нашем случае для обводненной руды  $W_{\text{без}} < W_n < b$  ( $W_{\text{без}} = 5$  м,  $W_n = 7$  м, а  $b = 8,5$  м), т.е. выполняется условие 3. Необходимо расстояние между рядами  $b' = W_n = 7$  м по условию качественной проработки подошвы уступа. Но, чтобы использовать скважины на полную вместимость, расстояние между рядами скважин оставляем прежними, т.е.  $b' = 8,5$  м, но увеличиваем на 1 м глубину перебура. При этом первый ряд оставляем прежним.

Для необводненной руды также выполняется 3 условие ( $W_{\text{без}} = 5$  м,  $W_n = 7,5$  м, а  $b = 9$  м). Аналогично, чтобы обеспечить использование скважин на полную вместимость, расстояние между рядами скважин оставляем ( $b' = 9$  м), но увеличиваем на 1 м глубину скважин.

Для вскрыши также выполняется 1 условие ( $b = 4,5$  м,  $W_{\text{без}} = 5$  м, а  $W_n = 6$  м). Чтобы повысить качество дробления, сопротивление по подошве уменьшаем до безопасного расстояния, т.е. ( $W_n' = W_{\text{без}} = 5$  м). При этом, как было уже упомянуто ранее, при взрывании в стесненных условиях глубину перебура по первому ряду увеличиваем на 1 м.

### 2.8. Параметры взрывных скважин.

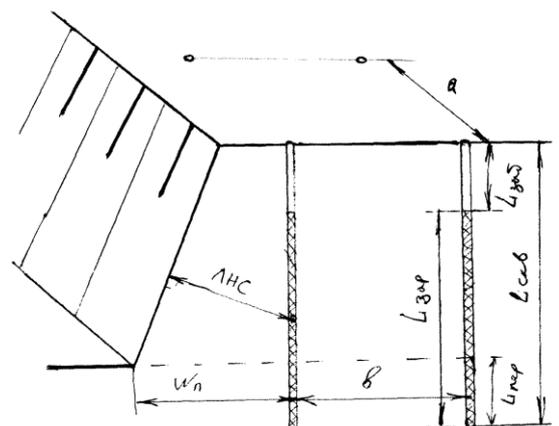
2.8.1. Пересчет необходимой массы заряда для уточненных параметров взрывной сети:

$$Q_{\text{вв}}^{\text{СКВ}} = H_y * a * b * g_{\text{п}} = \\ = H_y * a^2 * g_{\text{п}}, \text{ кг.}$$

Для первых рядов  $W_n$  вместо  $b$ .

При этом для взрывания первого ряда вскрыши с подпорной стенкой массу заряда оставляем прежней, т.е. на полную вместимость скважины (с учетом увеличения глубины скважины на 1 м):

$$Q_{\text{вв}}^{\text{СКВ}}_{\text{Подп}} = 587 + p = 587 \\ + 30 = 617 \text{ кг.}$$



Для взрывания первого ряда вскрыши на очищенный забой также массу заряда оставляем прежней на полную вместимость скважины:

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{СКВ}}_{\text{Своб}} = 587 + p = 587 \text{ кг.}$$

2.8.2. Пересчет длины заряда:

$$L_{\text{зар}} = Q_{\text{ВВ}}^{\text{СКВ}} / p, \text{ м} \quad 2.15$$

2.8.3. Расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин:

$$C = W_n - H_y (ctg \alpha - ctg \beta) \geq 3, \text{ м} \quad 2.16$$

5.8.4. Расстояние между наклонным и вертикальным рядами скважин:

$$b_1 = W_n - H_y * ctg \beta, \text{ м} \quad 2.17$$

2.8.5. Длина забойки  $L_{\text{заб}} = L_{\text{СКВ}} - L_{\text{зар}}, \text{ м} \quad 2.18$

2.8.6. Основные параметры взрывных скважин

Таблица 2.6 – Паспорт взрывных скважин

Условия взрывания		Тип скважин	a, м	b, м	W <sub>n</sub> , м	C,* м	Q <sub>ВВ</sub> <sup>СКВ</sup> кг	L <sub>зар</sub> , м	L <sub>СКВ</sub> , м	L <sub>заб</sub> , м
Руда обводненная	1-й ряд	наклонные 75°	9		7	5,1/5	583	14,5	22,5	8
	остальные	вертикальные	8,5	8,5			746	19	23	4
Руда необводненная	1-й ряд	наклонные 75°	9,5		7,5	5,6/5,5	551	14	23	9
	остальные	вертикальные	9	9			696	17,5	23,5	6
Вскрыша нестесненная	1-й ряд	наклонные 75°	4,5		5	3,1/3	587	19,5	22,5	3
	остальные	вертикальные	4,5	4,5			570	19	22	3
Вскрыша стесненная	1-й ряд	наклонные 75°	4,5		4	2,1/2	617	20,5	23,5	3
	остальные	вертикальные	4,5	4,5			570	19	22	3

Примечание: \* – в числителе точное значение, а знаменателе – округленное до 0,5 м.

Отрицательное значение  $b_1$  при взрывании вскрышных блоков указывает на необходимость применения наклонных скважин во втором ряду.

Большие значения длины забойки при взрывании руды указывают на возможность применения воздушных промежутков для улучшения качества дробления:

В первых рядах обводненных рудных скважин применяем рассредоточение зарядов на три части в пропорциях 3/3/8,5 и 3/3/8 м (примерно 20/20/60 %) с оставлением воздушных промежутков по 2 и 2,5 м. При этом длина забойки уменьшается до 4 м.

В вертикальных рядах необводненной руды применяем рассредоточение зарядов на две части в пропорции 7/10,5 м (примерно 40/60 %) с оставлением воздушного промежутка в 2 м. При этом длина забойки уменьшается до 4 м.

Таблица 2.6 – Уточненный паспорт взрывных скважин

Условия взрывания		Тип скважин	a, м	b, м	W <sub>n</sub> , м	C, м	Q <sub>ВВ</sub> <sup>СКВ</sup> кг	L <sub>зар</sub> , м	L <sub>СКВ</sub> , м	L <sub>заб</sub> ,* м
Руда О	1-й ряд	накл. 75°	9		7	5	583	3/3/8,5	22,5	4/2/2
	остальные	вертикальные	8,5	8,5			746	19	23	4
Руда НО	1-й ряд	накл. 75°	9,5		7,5	5,5	551	3/3/8	23	5/2/2
	остальные	вертикальные	9	9			696	7/10,5	23,5	4/2
Вскрыша НС	1-й ряд	накл. 75°	4,5		5	3	587	19,5	22,5	3
	остальные	вертикальные	4,5	4,5			570	19	22	3
Вскрыша С	1-й ряд	накл. 75°	4,5		4	2	617	20,5	23,5	3
	остальные	вертикальные	4,5	4,5			570	19	22	3

Примечание: \* – под косой чертой – воздушные промежутки.

При применении рассредоточенных зарядов повышается качество дробления массива или появляется (не реализованная нами) возможность уменьшения массы заряда еще на 5÷10%.

## 2.10. Параметры взрывных блоков.

### 2.10.1. Объемы взрывааемых блоков.

Взрывные работы осуществляются раз в неделю, в субботу, в конце дневной смены, в 14:00. На практике объем каждого блока зависит от конкретных условий состояния горных работ. Мы же рассчитываем параметры усредненных блоков:

$$V_{\text{бл } p} = A_p / \gamma_p / N_{\text{взр}},$$

$$V_{\text{бл } в} = A_{в'} / N_{\text{взр}},$$

где:  $A_p$ , тыс.т/год или  $A_{в'}$ , тыс.м<sup>3</sup>/год – годовые производительности по руде и вскрыше;

$N_{\text{взр}} = 340/7 = 48$  – среднее количество взрывов в год (340 – количество дней работы карьера в северных условиях при непрерывном рабочем графике).

Следует отметить, что из 48 блоков руды 24 находятся в обводненных условиях, а из 48 блоков породы 12 – взрываются с подпорной стенкой.

Объем блоков для руды

$$V_{\text{бл } p} = 12\,000 / 2,9 / 48 = 86 \text{ тыс.м}^3$$

Для вскрыши

$$V_{\text{бл } в} = 5\,000 / 48 = 104 \text{ тыс.м}^3$$

### 2.10.2. Количество рядов скважин

$$n_p = (B - Wn) / b + 1$$

Отбрасываем дробную часть.

Для руды обводненной

$$n_p = (45 - 7) / 8,5 + 1 = 5,5 \Rightarrow 5 \text{ рядов.}$$

Для руды необводненной

$$n_p = (45 - 7,5) / 9 + 1 = 5,2 \Rightarrow 5 \text{ рядов.}$$

Для вскрыши нестесненной

$$n_p = (35 - 5) / 4,5 + 1 = 7,7 \Rightarrow 7 \text{ рядов.}$$

Для вскрыши стесненной

$$n_p = (35 - 4) / 4,5 + 1 = 7,9 \Rightarrow 7 \text{ рядов.}$$

### 2.10.3. Уточнение ширины взрывааемых блоков

$$B' = Wn + (n_p - 1) * b$$

Для руды:

- в обводненных условиях

$$B'p = 7 + (5 - 1) * 8,5 = 41 \text{ м};$$

- в необводненных условиях

$$B'p = 7,5 + (5 - 1) * 9 = 43,5 \text{ м.}$$

Для вскрыши

- в нестесненных условиях

$$B'в = 5 + (7 - 1) * 4,5 = 32 \text{ м};$$

- в стесненных условиях

$$B'в = 4 + (7 - 1) * 4,5 = 31 \text{ м.}$$

### 2.10.4. Схема развала взорванных горных пород

Параметры развала определяем по приложению 16.

### 2.10.5. Длины блоков

$$L_{\text{бл}} = V_{\text{бл}} / (B' * H_y), \text{ м}$$

Для руды:

- в обводненных условиях

$$L_{\text{бл } p} = 86\,000 / (41 * 20) = 105 \text{ м};$$

- в необводненных условиях

$$L_{\text{бл } p} = 86\,000 / (43,5 * 20) = 99 \text{ м.}$$

Для вскрыши

- в нестесненных условиях

$$L_{\text{бл } в} = 104\,000 / (32 * 20) = 163 \text{ м};$$

- в стесненных условиях

$$L_{\text{бл } в} = 104\,000 / (31 * 20) = 168 \text{ м.}$$

### 2.10.6. Количество скважин в ряду

$$n_{скв\ p} = L_{бл} / b,$$

Для руды:

- в обводненных условиях  $n_{скв\ p} = 105 / 8,5 = 12,4 \approx 12;$
- в необводненных условиях  $n_{скв\ p} = 99 / 9 = 11.$

Для вскрыши

- в нестесненных условиях  $n_{скв\ p} = 163 / 4,5 = 36,2 \approx 36;$
- в стесненных условиях  $n_{скв\ p} = 168 / 4,5 = 37,3 \approx 37.$

#### 2.10.7. Общее количество скважин в блоке

$$n_{скв\ бл} = n_{скв\ p} * n_p,$$

Для руды:

- в обводненных условиях  $n_{скв\ бл} = 12 * 5 = 60;$
- в необводненных условиях  $n_{скв\ бл} = 11 * 5 = 55.$

Для вскрыши

- в нестесненных условиях  $n_{скв\ бл} = 36 * 7 = 252;$
- в стесненных условиях  $n_{скв\ p} = 37 * 7 = 259.$

#### 2.10.8. Схема коммутации взрывных зарядов

Для всех условий взрывания принята диагональная схема взрывания.

#### 2.11. Расчет годового объема бурения

##### 2.11.1. Общая длина скважин в блоке

$$L_{скв\ бл} = (L_{скв\ 1} + L_{скв\ n} * (n_p - 1)) * n_{скв\ p}, \text{ м}$$

В т.ч. наклонных:

$$\text{для руды} \quad L_{н\ скв\ бл} = L_{скв\ 1} * n_{скв\ p}, \text{ м}$$

для вскрыши из-за наличия двух рядов наклонных скважин

$$L_{н\ скв\ бл} = (L_{скв\ 1} + L_{скв\ 2}) * n_{скв\ p}, \text{ м}$$

##### 2.11.2. Годовой объем бурения:

$$L_{скв\ \Sigma} = \Sigma L_{скв\ бл} * n_{бл\ i}, \text{ м}$$

В т.ч. наклонных:

$$L_{н\ скв\ \Sigma} = \Sigma L_{н\ скв\ бл} * n_{бл\ i}, \text{ м}$$

вертикальных:

$$L_{в\ скв\ \Sigma} = L_{скв\ \Sigma} - L_{н\ скв\ \Sigma}$$

Таблица 2.7 – Расчет годовых объемов бурения

Условия взрывания	$n_{бл\ i}$	$L_{скв\ 1}$ м	$L_{скв\ n}$ м	$n_p$	$n_{скв\ p}$	$L_{скв\ бл}$ м	$L_{н\ скв\ бл}$ м	$L_{скв\ \Sigma}$ км	$L_{н\ скв\ \Sigma}$ км	$L_{в\ скв\ \Sigma}$ км
Руда обводненная	24	22,5	23	5	12	1374	270	33,0	6,5	26,5
Руда необводненная	24	23	23,5	5	11	1287	253	30,9	6,1	24,8
Вскрыша нестесненная	36	22,5	22	7	36	5562	1602	200,2	57,6	142,6
Вскрыша стесненная	12	23,5	22	7	37	5753.5	1683.5	69,0	20,2	48,8
ВСЕГО								333,1	90,4	242,7

Всего в год необходимо пробурить 333,1 погонных км скважин.

## 2.12. Выход горной массы с 1 погонного метра скважин.

$$\beta = V_{\text{бл}} p / L_{\text{скв}}^{\text{бл}}, \text{ м}^3/\text{пог.м}$$

Для руды:

- в обводненных условиях  $\beta_{\text{ро}} = 86\,000 / 1\,374 = 62,7 \text{ м}^3/\text{пог.м};$

- в необводненных условиях  $\beta_{\text{р}} = 86\,000 / 1\,287 = 67 \text{ м}^3/\text{пог.м}.$

Для вскрыши

- в нестесненных условиях  $\beta_{\text{в}} = 104\,000 / 5\,562 = 18,7 \text{ м}^3/\text{пог.м};$

- в стесненных условиях  $\beta_{\text{вс}} = 104\,000 / 5\,753,5 = 18,1 \text{ м}^3/\text{пог.м}.$

## 2.13. Годовой расход взрывчатых веществ.

### 2.13.1. Масса в одной ступени замедления:

$$Q_{\text{вв}}^{\text{Ступ}} = Q_{\text{вв}}^{\text{Скв1}} + Q_{\text{вв}}^{\text{СквN}} * (n_p - 1)$$

### 2.13.2. Масса ВВ в блоке :

$$Q_{\text{вв}}^{\text{Бл}} = Q_{\text{вв}}^{\text{Ступ}} * n_{\text{скв р}}$$

### 2.13.3. Годовой расход ВВ:

$$Q_{\text{вв}}^{\text{Год}} = \sum Q_{\text{вв}}^{\text{Бл}} * n_{\text{бл}i}$$

Таблица 2.8 – Расчет годового расхода ВВ

Условия взрывания	$n_{\text{бл}i}$	$Q_{\text{вв}}^{\text{Скв1}}$ кг	$Q_{\text{вв}}^{\text{СквN}}$ кг	$n_p$	$n_{\text{скв р}}$	$Q_{\text{вв}}^{\text{Ступ}}$ кг	$Q_{\text{вв}}^{\text{Бл}}$ т	$Q_{\text{вв}}^{\text{Год}}$ т
Руда обводненная	24	583	746	5	12	3565	42,8	1027
Руда необводненная	24	551	696	5	11	3337	36,7	881
Вскрыша нестесненная	36	587	570	7	36	4004	144,15	5189
Вскрыша стесненная	12	617	570	7	37	4034	149,3	1791
ВСЕГО								8888

Всего в год необходимо 8888 т ВВ, в том числе:

водоустойчивого Гранулотола – 1027 т и  
неводоустойчивого Граммонита 79/21 – 7861 т.

## 2.14. Радиусы опасных зон

### 2.14.1. Радиус опасной зоны по разлету осколков

Размеры опасных зон по разлету осколков при взрывании на дробление принимаются по таблице треста «СоюзВзрывПром» (табл. 2.9) по величине условной линии наименьшего сопротивления (ЛНС)

$$W_{\text{усл}} = 0,7 * Wn_{\text{max}} = 0,7 * 7,5 = 5,2 \text{ м}.$$

Таблица 2.9 – Размеры опасных зон по разлету осколков при взрывании на дробление

$W_{\text{усл}}, \text{ м}$	1,5	4	8	10	15	20	25
Радиусы опасной зоны:							
- для людей $R_{\text{рч}}, \text{ м}$	200	300	400	500	600	700	800
- для механизмов $R_{\text{рм}}, \text{ м}$	100	150	200	250	300	350	400

При взрывании на косогоре в сторону скоса размеры опасной зоны увеличивают в 1,5 раза.

В нашем случае радиусы опасных зон по разлету осколков для людей  $R_{pч}$  составляют 400 м, и для механизмов  $R_{pм}$  – 200 м.

**За пределы этой зоны выводится техника и за ней устанавливается переносной блиндаж для подрывников.**

2.14.2. Радиус опасной зоны по действию ударной воздушной волны (УВВ) на человека – его барабанные перепонки – считается по массе одновременно взрываемых ВВ:

$$R_{вч} = k_y * 10 * \sqrt{Q_{вв}^{Смyn}} = k_y * 10 * (Q_{вв}^{Смyn})^{1/2}, \text{ м}$$

где  $k_y$  – коэффициент условий взрывания. При взрывании на косогоре равен 1,5.

Для руды:

- в обводненных условиях  $R_{вч} = 10 * (3565)^{1/2} = 597 \approx 600 \text{ м};$

- в необводненных условиях  $R_{вч} = 10 * (3337)^{1/2} = 578 \approx 600 \text{ м}.$

Для вскрыши:

- в нестесненных условиях  $R_{вч} = 10 * (4004)^{1/2} = 633 \approx 650 \text{ м};$

- в стесненных условиях  $R_{вч} = 10 * (4034)^{1/2} = 635 \approx 650 \text{ м}.$

**За пределы этой зоны должны выводиться люди. Обычно оцепление выставляется за пределами карьера.**

2.14.3. Радиус опасной зоны по действию УВВ на остекление зданий (при их обычном исполнении) и полном отсутствии повреждений окон.

$$R_{вс} = 200 * (Q_{вв}^{Смyn})^{1/3}, \text{ м}$$

Для руды:

- в обводненных условиях  $R_{вс} = 200 * (3565)^{1/3} = 3055 \approx 3100 \text{ м};$

- в необводненных условиях  $R_{вс} = 200 * (3337)^{1/3} = 2989 \approx 3000 \text{ м}.$

Для вскрыши:

- в нестесненных условиях  $R_{вс} = 200 * (4004)^{1/3} = 3176 \approx 3200 \text{ м};$

- в стесненных условиях  $R_{вс} = 200 * (4034)^{1/3} = 3184 \approx 3200 \text{ м}.$

**В пределах этой зоны вокруг карьера остекление сооружений выполняется в специальном исполнении – с усиленными стеклами или из стеклоблоков.**

2.14.4. Радиус опасной зоны сейсмического воздействия взрыва на здания (при многократном взрывании и отсутствии повреждений, требующих ремонта) по формуле «СоюзВзрывПром»:

$$R_c = 29 * (Q_{вв}^{Смyn})^{1/3}, \text{ м}$$

2.36

Для руды:

- в обводненных условиях  $R_c = 29 * (3565)^{1/3} = 443 \approx 500 \text{ м};$

- в необводненных условиях  $R_c = 29 * (3337)^{1/3} = 433 \approx 500 \text{ м}.$

Для вскрыши:

- в нестесненных условиях  $R_c = 29 * (4004)^{1/3} = 461 \approx 500 \text{ м};$

- в стесненных условиях  $R_c = 29 * (4034)^{1/3} = 462 \approx 500 \text{ м}.$

**В пределах этой зоны вокруг карьера производственные сооружения строятся в сейсмотехническом исполнении.**

## 2.15. Оценка себестоимости взрывных работ

Элементы расходов:

- 1) Затраты на оплату труда.
- 2) Социальные отчисления.
- 3) Затраты на ВВ.
- 4) Затраты на ВМ.
- 5) Прочие.

### 2.15.1 Оплата труда

Примерная производительность одного взрывника составляет 0,5 млн. т г.м. в год.

Штатное количество взрывников:

$$N_{\text{в}} = \frac{A_{\text{ГМ}} \times \gamma_{\text{ГМ}}}{0,5} = \frac{10 \times 3}{0,5} = 60 \text{ человек.}$$

Годовые затраты

$$Z_{\text{зн}}^{\text{взр}} = 35 \times 12 \times N_{\text{в}} = 420 \times 60 = 25200 \text{ тыс. руб.} = 25,2 \text{ млн. руб.}$$

### 2.15.2 Социальные отчисления

$$Z_{\text{отч}}^{\text{взр}} = Z_{\text{зн}} \times 0,342 = 8,62 \text{ млн. руб.}$$

### 2.15.3 Затраты на ВВ

$$Z_{\text{ВВ}} = Q_{\text{ВВ}}^{\text{зод}} \times C_{\text{ВВ}} \times K_{\text{с}} = 6980 \text{ т} \times 250 \text{ \$/т} \times 30 \text{ руб./\$} = 6,98 \times 7,3 \times 10^6 \text{ руб.} = 52,35 \times 10^6 \text{ руб.} = 52,35 \text{ млн. руб.}$$

### 2.15.4 Затраты на ВМ складываются из затрат на боевики короткозамедлителей и детонирующий шнур.

Количество боевиков при одном боевике в скважине

$$N_{\text{б}} = N_{\text{скв.б}} = n_{\text{бл}} \times n_{\text{р}} \times n_{\text{скв.р}} = 48 \times 7 \times 37 = 12432$$

Количество короткозамедлителей для незакольцованной схемы

$$N_{\text{кз.б}} = n_{\text{бл}} \times (n_{\text{р}} + n_{\text{скв.р}} - 1) = 48 \times (7 + 37 - 1) = 2064 \text{ шт.}$$

Длина детонирующего шнура

$$L_{\text{ДШ}} = (B \times \sqrt{2} \times n_{\text{скв.р}} + L_{\text{бл}}) \times 1,2 \times n_{\text{бл}} = (31 \times 1,41 \times 37 + 168) \times 1,2 \times 48 = 2,1 \times 48 = 103,1 \text{ км}$$

Затраты на ВМ

$$Z_{\text{ВМ}} = C_{\text{б}} \times N_{\text{б}} + C_{\text{кз}} \times N_{\text{кз}} + C_{\text{ДШ}} \times L_{\text{ДШ}} = 500 \times 12432 + 500 \times 2064 + 5000 \times 103,1 = 6,22 + 1,03 + 0,52 = 7,76$$

### 2.15.5 Прочее

В прочее входят амортизация оборудования, доставка ВВ и забойки на блоки

$$Z_{\text{пр}} = Z_{\text{зн}} \times 0,4 = 25,2 \times 0,4 = 10,08$$

### 2.15.6 Сводка затрат

№ п.п		млн. м <sup>3</sup>	%
1	Фонд оплаты труда	25,2	24,2
2	Социальные отчисления	8,62	8,3
3	Затраты на ВВ	52,35	50,3
4	Затраты на ВМ	7,76	7,5
5	Прочее	10,08	9,7
	Всего	104,01	100
	Мощность по ГМ	10	
	На 1 м <sup>3</sup>	10,40 руб./м <sup>3</sup>	

## Курсовой проект

Курсовой проект состоит из графической части, включающей чертеж стандартного формата А1 и пояснительной записки, в которой обосновываются принятые технические решения.

Пояснительная записка должна включать титульный лист, задание на курсовое проектирование, оглавление, введение, расчетно-пояснительную часть, заключение, библиографический список источников.

Расчетно-пояснительная часть пояснительной записки включает:

1. Краткую характеристику месторождения и рудника.
2. Основные проектные решения.
3. Текущее состояние горных работ и объем производства.
4. Расчет параметров буровых работ.
5. Расчет параметров взрывных работ.
6. Расчет параметров погрузочных работ.
7. Расчет параметров транспортных работ (в составе экскаваторно-автомобильного или экскаваторно-железнодорожного комплексов).
8. Расчет параметров конвейера (в случае необходимости) в составе циклично-поточной технологии.
9. Расчет параметров отвальных работ.
10. Организацию и управление горными и взрывными работами, перевозками.
11. Технику безопасности и охрану труда.

1, 2 и 3 главы являются описательными. В них (по материалам отчетов по производственной практике) дается краткая характеристика горнодобывающего предприятия, применительно к условиям которого выполняется курсовой проект.

Главы с 4 по 9 являются расчетными и выполняются по учебным методам, изложенным в курсе «Процессы открытых горных работ». Исходные данные для расчета параметров процессов открытых горных работ берутся по месту прохождения практики, варианты которых для нескольких студентов, проходящих практику на одном предприятии, уточняются руководителем проекта.

10 и 11 главы пишутся на основе Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений открытым способом; производственных технологических инструкций (по материалам производственных практик) и учебной литературы, необходимой для освоения дисциплины.

Графическая часть курсового проекта включает два выполняемых карандашом или тушью чертежа.

Лист 1 представляет собой текущее состояние плана горных работ карьера в масштабе 1:5000, на котором показаны верхние и нижние брови, выставлены основные отметки горизонтов и изолиний поверхности, показаны съезды, красным карандашом обведены взрываемые блоки, от которых считаются транспортные работы, и тонированием желтым карандашом выделены дороги, для которых осуществлен транспортный расчет.

Чертеж выполняется с целью закрепления методов чтения горных чертежей, определению съездов и транспортных коммуникаций, «расшифровки» высотных отметок горизонтов.

На листе 2 представляются графика базовых вариантов технологических паспортов выполнения основных технологических процессов:

1. Паспорт БВР для рудного и породного блоков в различных условиях (руды с обнаженным откосом уступа в обводненных и сухих условиях, вскрыши в сухих условиях с обнаженной стенкой и в зажатой среде):

- количество рядов скважин, скважин в ряду, общего количества скважин на блоке;

- масса ВВ в скважинах первого и последующих рядов, в одной ступени замедления и на блоке;
- схемы коммутаций блоков;
- конструкция заряда для первых и последующих рядов, количество скважин, и форма развала для различных условий взрывания (для условно-порядной схемы коммутации взрывных скважин).
- 2. Паспорт погрузки:
  - схема маневров и установка автосамосвала для погрузки в экскаваторном забое;
  - эскиз самосвала с горной массой (породой, рудой и мореной);
  - таблица расчета количества ковшей в кузове для разных типов горных пород.
- 3. Схема конструкции (разрез) транспортной бермы с покрытием и схемой установки (движения) автосамосвалов по ней (эскизы видов спереди и сзади).
- 4. Схема дробильно-конвейерной установки.
- 5. Паспорт отвала:
  - схема разворота автосамосвала на отвале;
  - эскиз установки самосвала на отвале при разгрузке с поднятым кузовом.

### **Вопросы к экзамену:**

1. Виды полезных ископаемых.
2. Типы месторождений ископаемых.
3. Виды горных пород.
4. Прочность горных пород.
5. Свойства горных пород.
6. Способы подготовки горных пород к выемке.
7. Осушение карьера.
8. Предохранения от промерзания и оттаивание горных пород.
9. Механическое рыхление.
10. Виды механического бурения горных пород.
11. Способы бурения и их технологическая оценка.
12. Буримость горных пород.
13. Режимы шарошечного бурения.
14. Огневое бурение.
15. Технология и организация бурения.
16. Понятие о действии взрыва.
17. Взрываемость горных пород.
18. Технологическая характеристика взрывчатых веществ.
19. Эталонный и проектный расходы ВВ.
20. Виды зарядов.
21. Параметры взрывных скважинных зарядов.
22. Схемы коротко-замедленного взрывания.
22. Характеристика развала взорванной породы.
23. Параметры развала при многорядном взрывании.
24. Механизация при взрывании.
25. Вторичное взрывание.
26. Радиусы опасных зон при взрывании.
27. Основы ведения взрывных работ.

### **Вопросы к зачету:**

1. Виды выемочной техники.
2. Типы забоев и заходок.

3. Технологические параметры мехлопат.
4. Схемы работы карьерных мехлопат.
5. Схема работы вскрышных мехлопат.
6. Производительность мехлопат.
7. Параметры гидравлических экскаваторов.
8. Схемы работы шагающих экскаваторов.
9. Конструктивные особенности и типы погрузчиков.
10. Схемы работы и производительности погрузчиков.
11. Особенности карьерного транспорта.
12. Виды карьерного транспорта.
13. Особенность железнодорожного транспорта.
14. Транспортная железнодорожная сеть
15. Рельсовый путь при железнодорожном транспорте.
16. Подвижной состав при железнодорожном транспорте.
17. Тяговые расчеты при железнодорожном транспорте.
18. Технологические расчеты при железнодорожном транспорте.
19. Автодороги при автомобильном транспорте.
20. Подвижной состав при автомобильном транспорте.
21. Силы сопротивления движению при автомобильном транспорте.
22. Тяговые характеристики автосамосвалов.
23. Схемы подъезда автосамосвалов.
24. Обслуживание автосамосвалов.
25. Типы конвейеров.
26. Устройство конвейеров.
27. Эпюра натяжений в характерных точках ленты и ее связь с маркой ленты.
28. Тяговый фактор конвейерного привода. Распределение мощностей между барабанами.
29. Сущность отвалообразования и типы отвалов.
30. Плужное отвалообразование при железнодорожном транспорте.
31. Экскаваторное отвалообразование при железнодорожном транспорте.
32. Бульдозерное отвалообразование при автомобильном транспорте.