

Министерство науки и высшего образования РФ
ФГБОУ ВО Иркутский национальный исследовательский
технический университет

ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

**Методические указания по выполнению курсового проекта для студентов
по направлению подготовки 21.05.04 – «Горное дело», специализация:
«Подземная разработка рудных месторождений»**

Подготовил

А.М. Павлов

Издательство
Иркутского национального исследовательского технического университета
2018 г.

УДК 622.271.272

Рекомендовано к изданию редакционно-издательским советом ИРНИТУ

Рецензент

Кандидат технических наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых ФГБОУ ВО «ИРНИТУ» К.Н. Костромитинов

Процессы подземной разработки рудных месторождений : методические указания по выполнению курсового проекта /сост.: А. М. Павлов. – Иркутск: Изд-во ИРНИТУ, 2018.– 31 с.

Соответствует требованиям ФГОС ВО по направлению «Горное дело».

Предлагается содержание, порядок и требования к выполнению курсового проекта. Дано краткое пояснение содержания разделов курсового проекта на примере учебного задания. Предназначены для студентов, обучающихся по направлению «Горное дело», специализация: «Подземная разработка рудных месторождений».

ФГБОУ ВО «ИРНИТУ», 2018

Содержание

Наименование разделов	Стр.
Предисловие	4
1 Введение	7
2 Горно-геологическая характеристика руд и пород очистного блока	9
3 Обоснование параметров буровзрывных работ	8
4 Обоснование параметров доставки и выпуска руды.....	14
5 Обоснование параметров крепления очистного пространства блока	15
6 Расчет потребного количества воздуха для проветривания блока	21
7 Организация процессов очистных работ в блоке.....	23
8 Требования промышленной безопасности при производстве очистных работ в блоке	26
Заключение.....	28
Список используемой литературы.....	29
Приложения.....	30

Предисловие

Настоящие указания составлены с целью оказания методической помощи студентам при самостоятельной подготовке к выполнению курсового проекта по теме: Процессы очистных работ в блоке.

Исходными материалами для курсового проектирования являются материалы производственной практики и задание на выполнение курсового проекта. Вариант задания соответствует номеру студента по списку в группе.

От руководителя курсового проекта студент получает задание на обоснование варианта процессов добычи руды в блоке.

Недостающие данные для расчетов берутся студентом из материалов практики и источников данной по курсу используемой литературы, которые согласовываются с руководителем курсового проектирования. Задание на выполнение курсового проекта подписывается руководителем о выдаче задания (Приложение А).

Основные решения по выполнению курсового проекта основываются на пройденном материале лекций, приобретенного опыта на практических занятиях и принимаются студентом самостоятельно, согласовываются с руководителем на консультациях. Расчеты по курсовому проектированию и выполнение чертежей должно производиться в часы самостоятельной работы.

Состав пояснительной записки.

Титульный лист, задание на проектирование.

Содержание.

Ведение.

1. Горно-геологическая характеристика руд и пород очистного блока.
2. Обоснование параметров буровзрывных работ.
3. Обоснование параметров доставки и выпуска руды.
4. Обоснование параметров крепления очистного пространства блока.
5. Расчет потребного количества воздуха для проветривания блока.
6. Организация процессов очистных работ в блоке.
7. Требования промышленной безопасности при производстве очистных

работ в блоке.

Заключение.

Список используемой литературы.

Приложения.

Оформление графической части.

Объем графической части – лист формата А1 (Приложение Б).

Чертеж выполняется в соответствии с требованиями ГОСТ 2.850-75.

На листе изображается система разработки в границах очистного блока, где отражаются процессы производственного цикла по добыче руды. Расположение шпуров или скважин, коммутация зарядов. Циклограмма организации работ по добыче руды в блоке. Таблица технико-экономических показателей работы блока.

Оформление пояснительной записки.

Пояснительная записка должна иметь объем текста не менее 20 страниц машинописного на листах формата А4.

Оформление пояснительной записки выполняется с применением программного обеспечения Microsoft Office в соответствии с СТО ИРНИТУ 005-2015. «Оформление курсовых проектов (работ) и выпускных квалификационных работ технических специальностей».

Руководителю также, совместно с отпечатанной оформленной работой, передается содержание курсового проекта в электронной версии.

Перед защитой курсовой проект должен пройти нормоконтроль.

Методические указания рассмотрены на примере учебного задания на курсовой проект.

Для выполнения расчетов взяты параметры учебного блока с применением рудной подготовки и выпуском руды через люка.

Параметры выемочного блока приняты из задания на проектирование (таблица1).

Пример учебного задания на выполнение курсового проекта:

Таблица 1 – Параметры заданного блока

№	M_p , м	$M_{оч}$, м	α , гра- дус	$L_{бл}$, м	γ , т/м ³	$H_{эт}$, м	K_p	f_k	Система
1	1,3	1,5	85	50	2,7	50	1,5	14	МиК

Условные сокращения:

- M_p – мощность рудного тела, м;
- $M_{оч}$ – мощность очистного пространства, м;
- $L_{бл}$ – длина блока по простиранию, м;
- α – угол падения рудного тела, град;
- γ – объемный вес руды;
- $H_{эт}$ – высота этажа, м;
- K_p – коэффициент разрыхления;
- f_k – коэффициент крепости пород и руды;
- МиК – система разработки с магазинированием руды креплением.

Выбор руды и вмещающих пород производится самостоятельно в соответствии с заданной крепостью и устойчивостью пород. Породы средней устойчивости, руды устойчивые.

1 Введение

В данном разделе дается общая характеристика блока, параметры которого указаны в варианте задания и какие задачи необходимо выполнить при обосновании производственных процессов добычи руды. Ниже представлен вариант введения на примере задания.

Пример:

Введение

В данном курсовом проекте необходимо выполнить обоснование параметров процессов очистной выемки руды при отработке балансовых запасов системой с магазинированием и креплением. Блок подготовлен двумя штреками: откаточным и вентиляционным, а по простиранию оконтурен одним восстающим пройденным с горизонта откатки до вентиляционного горизонта и другим, выкрепляемым по мере продвижения фронта отбойки руды. Блок разделен два коротких магазина по 25м вентиляционно-ходовым восстающим (ВХВ), который выкрепляется сплошной венцовой крепью. Для выполнения расчетов взяты параметры блока с применением рудной подготовки и выпуском руды через люка (рисунок 1).

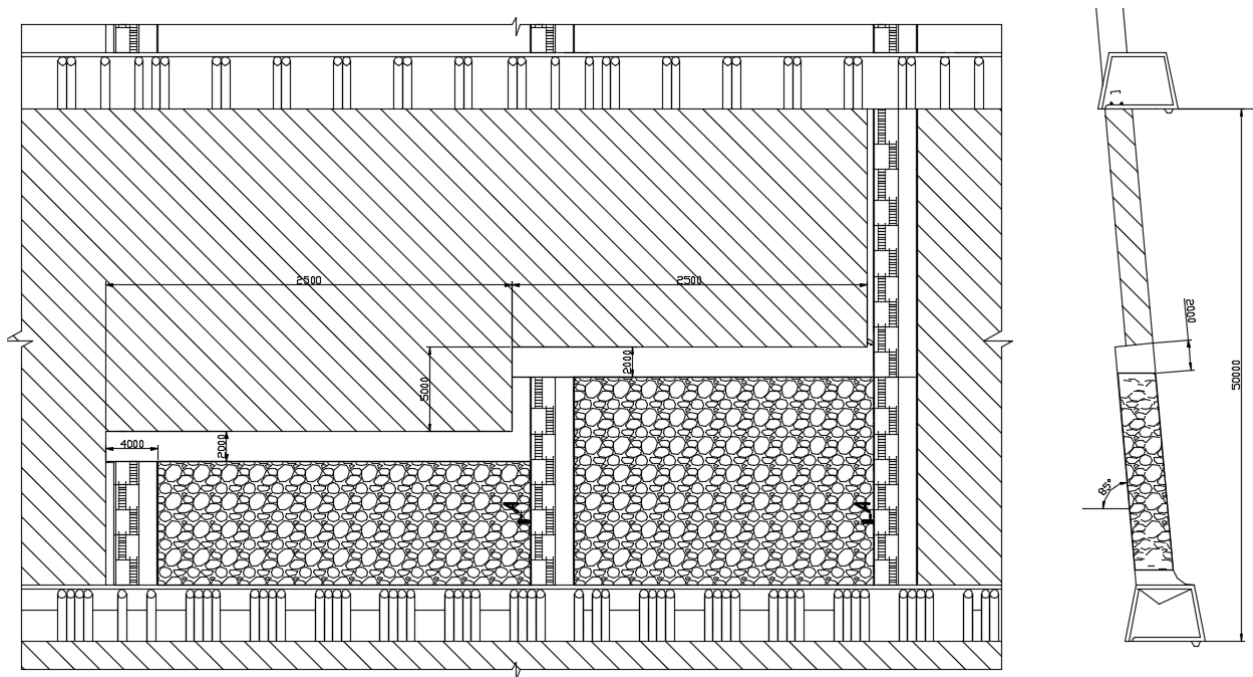


Рисунок 1– Схема блока с магазинированием руды

Исходные данные, взятые из задания на проектирование представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Параметры выемочного блока (короткий магазин)

№	Наименование	Ед.изм.	Параметр
1	Ширина блока, (короткого магазина)	м	50 (25)
2	Выемочная мощность	м	1,5
3	Объемный вес	т/м ³	2,7
4	Коэффициент разрыхления		1,5
5	Угол падения	град	85
6	Мощность жилы	м	1,3
87	Коэффициент крепости руды и пород		13

Исходя из заданных условий отработки блока, необходимо обосновать параметры:

- шпуровой отбойки руды;
- управления выпуска её из магазина до места погрузки;
- анкерного крепления бортов;
- проветривания с учетом нормативных требований.

Составить циклограмму организации производственного цикла работ.

Внимание!

При других заданных системах разработки порядок выполнения подобен вышеизложенному. Например, если применяется скважинная отбойка руды, то производится расчет скважинной отбойки по определенной методики. Тоже касается и других процессов добычи руды: доставки и крепления.

2 Горно-геологическая характеристика пород и руд блока

Горно-геологические условия залегания рудного тела месторождения в пределах блока и характеристика свойств руд и пород обосновывается, исходя из данных варианта задания. Вмещающие породы подбираются из данных геологии, в зависимости от крепости пород и их устойчивости.

Пример. Горно-геологическая характеристика.

Вмещающие горные породы представлены березитами со стороны лежащего бока и известняками со стороны висячего бока. Руда представляет собой крутопадающую (85°) кварцевую жилу с содержанием золота в среднем 11г/т. Средняя мощность жилы 1,3 метра. Коэффициент крепости руды и пород равен 13, по шкале М.М. Протоdjяконова. Руда и вмещающие породы малой степени трещиноватости, трещины разнонаправлены. Руда устойчивая, породы средней степени устойчивости. Объемный вес руды и пород – $2,7 \text{ т/м}^3$, коэффициент разрыхления руды и породы – 1,5.

3 Обоснование параметров буровзрывных работ

Бурение шпуров производим с помощью телескопического перфоратора ПТ-48 с использованием номеров из буровой стали диаметром 25мм. Применяются штыревые буровые коронки диаметром 40мм. Средняя глубина шпуров 1,7м. Бурение производим по всей длине ленты – 25м, включая вентиляционно-ходовой восстающий, с применением клинового вруба. Коэффициент использования шпура 0,95. Нормативный прихват вмещающих пород при отбойке принят 0,2м, поэтому выемочная мощность составит 1,5м. Взрывчатое вещество – аммонит №6ЖВ и игданит. Средство взрывания: СИНВ-Ш, ДШ, ЭД-1-8-Т.

Исходя из принятых параметров технологии и порядка производства буровзрывных работ, рассчитаем объем отбиваемой руды за процесс обурирования одной ленты короткого магазина длиной 25м.

$$Q = L_{\text{бл}} * M_{\text{оч}} * L_{\text{шп}} * k_{\text{иш}} = 25 * 1,3 * 1,7 * 0,95 = 53 \text{ м}^3,$$

где:

Q – объем отбитой руды, м³;

$M_{\text{оч}}$ – выемочная мощность, м;

$L_{\text{шп}}$ – глубина шпура, м;

$k_{\text{иш}}$ – коэффициент использования шпура;

$L_{\text{бл}}$ – длина взрываваемой части блока.

Удельный расход ВВ – q определяется по формуле:

$$q = q_{\text{эк}} * e * k = 1,72 * 1,05 * 1,2 = 2,16 \text{ кг/м}^3,$$

где: $q_{\text{эк}}$ – эквивалентный удельный расход ВВ, кг/м³, принимается по таблице 3;

e – коэффициент, учитывающий работоспособность ВВ, ед., для аммонита №6ЖВ и игданита равен 1,05;

k – коэффициент, учитывающий структурные особенности руды.

Для легко взрываемых, трещиноватых и невязких руд, $k = 1,0$;

для руд средней взрываемости $k = 1,1 \div 1,20$;

для трудно взрываемых, монолитных и вязких руд $k = 1,25 \div 1,30$.

Таблица 3 – Эквивалентный удельный расход ВВ - $q_{эк}$ при шпуровой отбойке

Коэффициент крепости руды	Выемочная мощность рудного тела – m, м									
	0,8	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
20 и более	3,9	3,4	2,60	2,40	2,30	2,21	2,15	2,10	2,06	2,03
19	3,6	3,2	2,45	2,28	2,17	2,10	2,05	2,00	1,96	1,93
17	3,3	2,9	2,10	1,95	1,87	1,81	1,76	1,72	1,69	1,66
15	3,0	2,55	1,80	1,68	1,62	1,57	1,53	1,49	1,46	1,44
13	2,7	2,05	1,50	1,45	1,40	1,36	1,33	1,30	1,27	1,25
11	2,4	1,90	1,40	1,28	1,20	1,14	1,10	1,07	1,05	1,03
9	2,1	1,70	1,20	1,08	1,00	0,95	0,92	0,89	0,87	0,85

Общее количество ВВ за взрыв одной заходки – ленты определяем по формуле

$$Q_{вв} = Q q = 53 * 2,16 = 114 \text{ кг}$$

Конструкцию заряда принимаем состоящую из патрона боевика (аммонит №6ЖВ) и игданита (рисунок 2). В качестве средства взрывания принято СИНВ-Ш.



Рисунок 2 – Конструкция заряда в шпуре

Количество ВВ в одном шпуре равно

$$q_3 = L_{шп} * k_3 * \pi * d^2 * \Delta / 4 = 1,7 * 0,5 * 3,14 * 0,00161 * 1000 / 4 = 1,06 \text{ кг}$$

Где:

k_3 – коэффициент заполнения шпура, который равен отношению длины заряда к длине шпура;

d – диаметр шпура, м;

Δ – плотность ВВ, для аммонита и игданита принята 1000кг/м³.

Определим общее количество шпуров

$$N = Q_{\text{ВВ}} / q_3 = 114 / 1,06 = 108 \text{ шпуров}$$

Для предварительного расчёта схема расположения шпуров выбирается в зависимости от мощности рудного тела.

Линию наименьшего сопротивления – W получаем из выражения

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot k}{mq}} = 0,04 \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot 1000 \cdot 0,5 \cdot 1,15}{1,0 \cdot 2,16}} = 0,6 \text{ м.}$$

Где: m – коэффициент сближения, принимается обычно 1,0-1,2;

k – коэффициент, учитывающий плотность заполнения шпура

$$k = k_3 \cdot k_{\text{пз}},$$

где $k_{\text{пз}}$ – учитывающий плотность заряженного ВВ.

Для мощности рудного тела (жилы) равной 1,3м выбираем рядное расположение шпуров. Расстояние между шпурами – a , принимается 0,45м, что сконцентрирует заряд по линии расположения шпуров и позволит увеличить расстояние между рядами до 0,7м (на 16% больше W), что вполне допустимо при $W=0,6$, так как при коэффициенте сближения равном 1, уменьшение расстояния между шпурами в ряду по отношению к W произошло на 33%. Исходя из этого, в ряду будет располагаться три шпура. На ширину ленты – 25м будет расположено 36 рядов шпуров, включая клиновой вруб (рисунок 3).

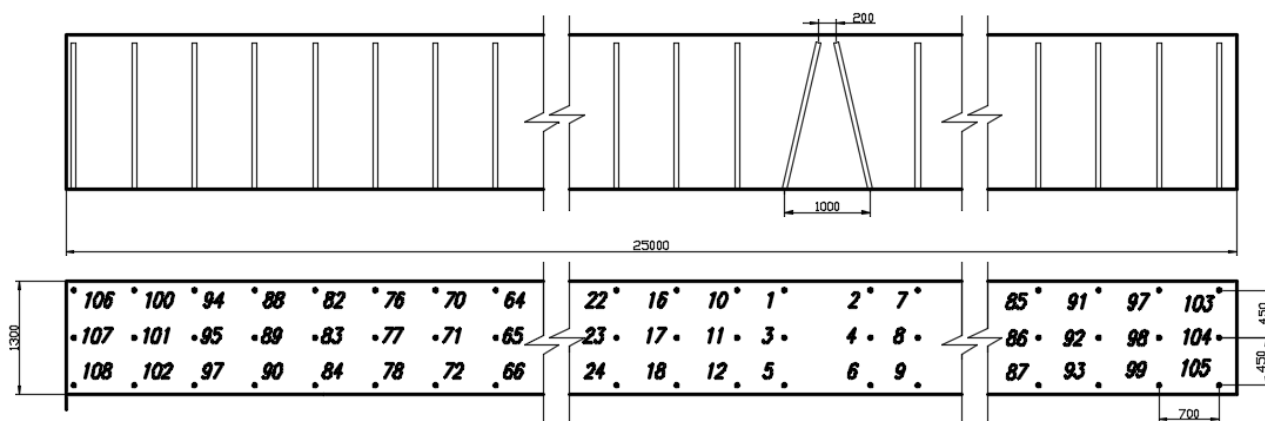


Рисунок 3 – Схема расположения шпуров по отбиваемой части – 25м

Общее количество Аммонита №6ЖВ будет равно

$$Q_{\text{ам}} = N \cdot q_{\text{п}} = 108 \cdot 0,25 = 27 \text{ кг}$$

Где: $q_{п}$ – вес одного патрона, кг.

Соответственно игданита потребуется 87кг.

Заряжание игданитом производится с помощью пневмозарядчика типа ЗМК-1 двумя рабочими.

Длина волновода 3м. Волноводы – УВТ соединяются между собой в пучки, которые обвязываются ДШ, а ДШ подсоединяется ЭД-1-8-Т мгновенного действия. ЭД-1-8-Т присоединяется к взрывной цепи, а цепь к взрывной машинке КПМ-1У, которая является источником подачи тока.

Номера комплектов шпуров коммутируются согласно таблицы 4.

Таблица 4 – Коммутация зарядов шпуров

Номера комплекта шпуров	Количество шпуров	Время замедления СИНВ – Ш, мс
1,2	2	2,5
3,4,	2	40
5,6	2	80
7-18	12	100
19- 30	12	125
31- 42	12	175
43- 54	12	200
55-66	12	250
67-78	12	300
79-90	12	350
91-102	12	400
103- 108	6	450

Таким образом, для составления паспорта буровзрывных работ, есть все необходимые расчеты и определен порядок производства взрывных работ.

4 Обоснование параметров доставки и выпуска руды

При отработке балансовых запасов блока системой с магазинированием руды, выпуск ее осуществляется через погрузочные люка самотеком под действием собственного веса.

В процессе отбойки руды две трети ее остается в магазине, а треть объема необходимо выпускать для создания условий свободного пространства при бурении шпуров и компенсационного пространства для размещения взорванной руды и прохождения свежей струи воздуха.

По правилам эксплуатации минимальная мощность магазина должна быть не менее 1м. Откуда вытекает, размер кондиционного куска должен быть равен 0,3м. При этом соблюдается условие, что при расположении трех кусков размером 0,3м по одной линии в магазине, то не произойдет их заклинивание и это предотвратит зависание руды в процессе выпуска.

Данные условия относятся также к размеру выпускного окна, в котором оборудуется люк.

$$B = B_0 + B_{кр} = 1,0 + 0,4 = 1,4 \text{ м}$$

Где:

B_0 – ширина выпускного окна, м;

$B_{кр}$ – размер предусмотрен для установки двух распорных стоек, м.

Для осуществления равномерного выпуска руды из магазина окна располагают через участки сплошного крепления, ширина которых не должна превышать 3м. Исходя из данных условий для выпуска руды из магазина необходимо обустроить пять выпускных погрузочных люков, один из которых оборудуется в ВХВ.

В соответствие с оговоренными условиями, для планировки руды в магазине необходимо осуществить ее отгрузку через люка в объеме не менее 52 т. Расстояние от магазина с рудой до забоя – 2,2м. Этого достаточно для того, чтобы установить телескопический перфоратор для бурения шпуров. Если будет произведен перевыпуск руды, то оборудуются полки для бурения и заряжения шпуров.

5 Обоснование параметров крепления очистного пространства блока

Крепление пород висячего бока произведем металлическими анкерами с минеральным заполнителем. Применение анкерной крепи направлено на поддержание устойчивости слоя растягивающих напряжений.

Произведем обоснование параметров крепления. Вначале определим величины нагрузки на крепь и сетку крепления по следующей методике.

Силу, развиваемую призмой обрушения в плоскости сдвига под углом сдвига β к горизонту (рисунок 4)) можно определить

$$K=T-R$$

где К-сила, развиваемая призмой обрушения; Т - сдвигающая сила; R – сила трения на поверхности ослабления.

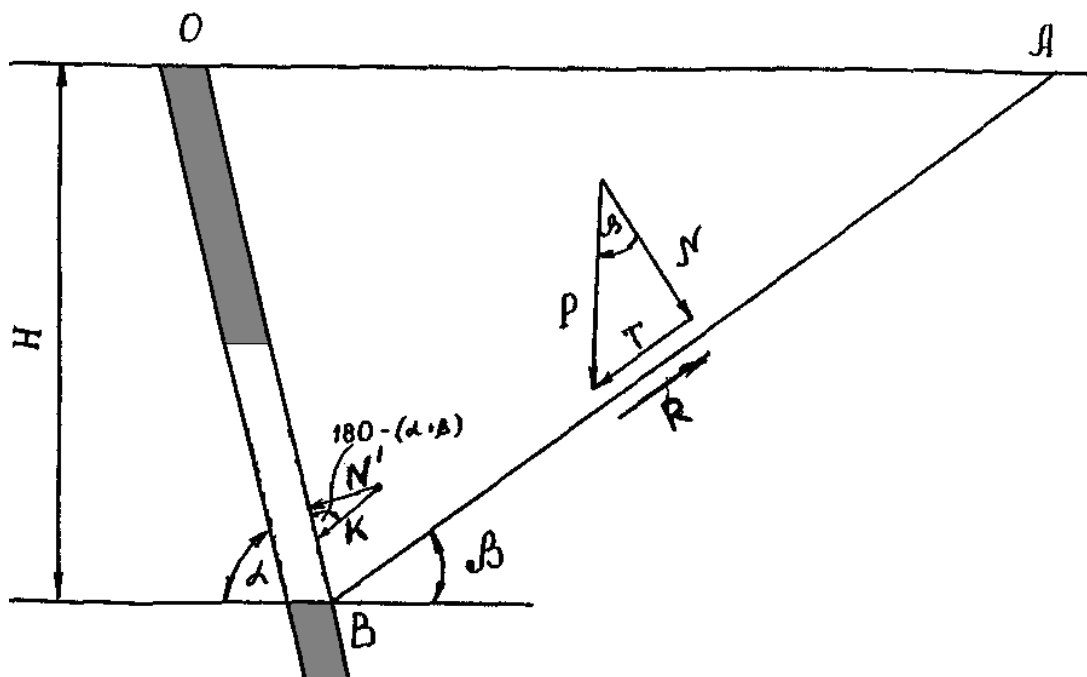


Рисунок 4 – Схема к расчету сил, действующих на штанговую крепь

Параметры Т и R определяются по формулам

$$T = P \cdot \sin \beta ;$$

$$R = P \cdot \cos \beta \cdot \operatorname{tg} \rho,$$

где P - вес пород призмы обрушения, т; β – угол сдвига, град.; ρ – угол внутреннего трения пород, град.

Вес призмы обрушения вычисляется

$$P = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{a_{обр}}{\operatorname{ctg} \alpha} \right)^2 \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \beta} - \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \right),$$

где: $a_{обр}$ – мощность слоя обрушения пород, м (для пород средней устойчивости примем равной 1 м) ;

γ – объемный вес пород, т/м³;

α – угол падения рудного тела, град.

Расчетную нагрузку, действующую по нормали к очистной камере, определяем из выражения

$$N = K \cdot \sin[180^\circ - (\alpha + \beta)].$$

Рассчитаем нагрузку призмы обрушения при креплении штангами

Для условий пород блока $a_{обр} = 1,0$ м; $\gamma = 2,7$ т/м³; $\beta = 70^\circ$; $\alpha = 85^\circ$; $\rho = 30^\circ$. Вес призмы обрушения составит

$$P = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{a_{обр}}{\operatorname{ctg} \alpha} \right)^2 \cdot \gamma \cdot \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \beta} - \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha} \right) = \frac{1}{2} \cdot \left(\frac{1,0}{\operatorname{ctg} 85^\circ} \right)^2 \cdot 2,7 \cdot \left(\frac{1}{\operatorname{tg} 70^\circ} - \frac{1}{\operatorname{tg} 85^\circ} \right) = 49 \text{ т/м}$$

Параметры T и R равны

$$T = P \cdot \sin \beta = 49 \cdot \sin 70^\circ = 46 \text{ т/м}$$

$$R = P \cdot \cos \beta \cdot \operatorname{tg} \rho = 49 \cdot \cos 70^\circ \cdot \operatorname{tg} 30^\circ = 9,7 \text{ т/м}$$

Сила, развиваемая призмой обрушения, составит

$$K = T - R = 46 - 9,7 = 36,3 \text{ т/м}.$$

Расчетная нагрузка, действующая по нормали к очистной камере, равна

$$N = K \cdot \sin[180^\circ - (\alpha + \beta)] = 36,3 \cdot \sin[180^\circ - (85^\circ + 70^\circ)] = 15,3 \text{ т/м}$$

Таким образом, максимальная нагрузка на анкер со стороны стенки камеры согласно вышеприведенным расчетам составляет $N = 15,3$ т на 1 м выработки.

Определим общую длину анкера

$$L_a = l_n + a_{обр} + l_0 = 0,3 + 1,0 + 0,1 = 1,4 \text{ м},$$

где $l_n = 0,25 - 0,3$ м – длина штанги за пределами зоны разрушения (в массиве); $l_0 = 0,1$ м – длина штанги, выступающей на поверхности выработки.

Определим прочность арматурного стержня на разрыв по формуле

$$P_p = \sigma_c \cdot 0,25 \cdot \pi \cdot d_{ст}^2, \text{ МН}$$

где σ_c – предел тягучести стержня арматурной стали, МПа ;

$d_{ст}$ – диаметр стержня арматурной стали, м.

В нашем случае $\sigma_c=500$ МПа, $d_{ст}=0,02$ м

$$P_p = \sigma_c 0,25 \pi d_{ст}^2 = 500 * 0,25 * 3,14 * 0,0004 = 0,16 \text{ МН}$$

По несущей способности отдельного анкера определяем максимально допустимое расстояние между анкерами:

$$l_k = \sqrt{\frac{P_p}{N \cdot k_3}} = \sqrt{\frac{0,16}{0,153 \cdot 1,3}} = 0,9 \text{ м}$$

где k_3 – коэффициент запаса, равный 1,2-1,5.

Таким образом анкера длиной 1,4 м устанавливаем в шпурах диаметром 40 мм, обуренных на глубину 1,3 м по сетке 0,9×0,9м на минеральную смесь.

Внимание!

Для блоков пологих и наклонных применить следующую методику расчета анкерного крепления.

Вариант №1. Пролет закрепленной штангами кровли определим по формуле

$$L = \delta \cdot \sqrt{\frac{12 \cdot \kappa \cdot R_M \cdot h}{4\gamma}},$$

где,

δ – коэффициент интенсивности очистной выемки;

κ – коэффициент укрепления кровли;

h – мощность укрепляемых штангами толщи пород кровли;

R_M – действительный предел прочности пород при растяжении в массиве.

Величину δ следует определять из выражения

$$\delta = \frac{1}{K_{дл}},$$

где $K_{дл}$ – коэффициент длительной прочности.

Значение $K_{дл}$ предлагается определить по методике, разработанной институтом физики и механики АН Киргизстана

Таблица 5 – Время службы целиков и камер при отработке рудных месторождений

Коэффициент крепости пород по М.М. Протодьяконову, f	Время службы целиков t , год				
	при коэффициенте длительной прочности				
	1,3–1,4	1,4–1,6	1,6–2,0	2,0–3,0	3,0–5,0
5–6		до 2	2–3	3–6	6–10
7–10	до 2	2–4	4–6	6–10	10–20
11–13	2–4	4–6	6–10	10–20	более 20
14–18	4–6	6–10	более 10	10–25	более 25

Коэффициент укрепления кровли определяется по формуле

$$K = \frac{l_a + l_1}{l_a},$$

где l_a – активная длина штанг, равная мощности закрепляемой кровли;
 l_1 – зона влияния в центре пролета (рисунок 5) между ними, ниже нейтральной плоскости породной балки.

Значение l_1 вычисляем из выражения

$$l_1 = \frac{l_a \cdot \operatorname{tg} \varphi - a_1}{2 \cdot \operatorname{tg} \varphi},$$

где φ – угол внутреннего трения пород, град.;

a_1 – расстояние между штангами, м.

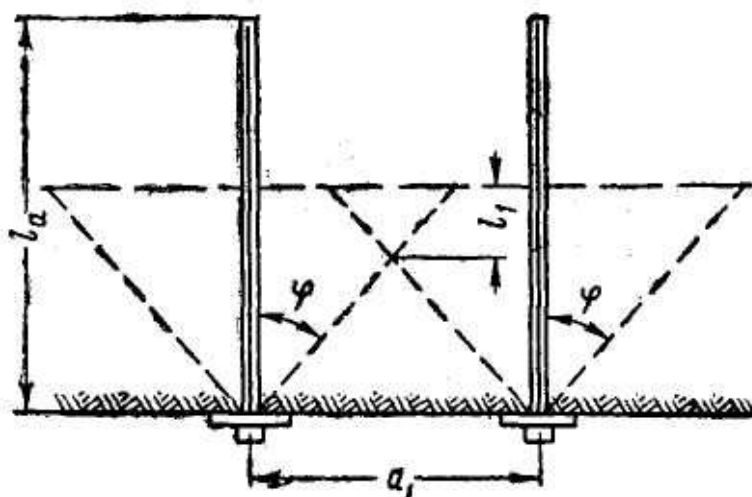


Рисунок 5 – Схема к определению зоны влияния штанг l_1 в центре пролета

Расстояние между штангами a_1 при монолитной кровле следует определять, исходя из принятой длины штанг

$$a_1 = 2l_{ш} \cdot \sin \frac{\pi}{4} \cdot \operatorname{tg} \left(\frac{90^\circ - \varphi}{2} \right),$$

где $l_{ш}$ – длина штанг, м

Определим длину шпура и анкера.

$$l_{шп} = h_{об} + h_{ц},$$

где, $h_{об}$ – мощность слоя обрушения пород, м.

$h_{ц}$ – длина закрепления анкера в целиковой части за слоем обрушения.

Вариант №2. Расчеты показывают, что даже для заведомо худших условий закрепления анкеров с заполнителями минимальной оказывается прочность арматурного стержня на разрыв. По несущей способности отдельного анкера определяем максимально допустимое $P_{ш}$

$$a_l = \sqrt{\frac{P_{ш}}{\gamma \cdot h_3 \cdot k_3}}$$

где $P_{ш}$ – предел прочности стержня на разрыв, МПа;

h_3 – мощность неустойчивой части кровли, м.;

k_3 – коэффициент запаса;

γ – объемный вес горных пород, МН/м³.

Определим диаметр стержня из выражения

$$P_{ш} = 0,25 \sigma_c \pi d_{ст}^2$$

где $\sigma_c = 350-500$ МПа – предел текучести арматурного стержня на разрыв;

d_c – диаметр арматурного стержня, м;

$d_{шп}$ – диаметр шпура, м;

Для крепления распорными стойками из дерева.

Произведем расчет параметров крепления деревянными распорными стойками. Давление на крепь можно определить по формуле

$$P = h \cdot S_n \cdot \gamma \cdot \kappa_3,$$

где P – давление на крепь, т;

h – высота слоя обрушения, м

S_n – площадь породы, давящий на распорную стойку;

γ – объемный вес пород, т/м³;

κ_3 – коэффициент запаса, учитывающий возможную перегрузку.

Расчет крепления предлагается производить на основе оценки по допускаемому напряжению на сжатие с учетом продольного изгиба и наклона стоек по формуле

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{S \times \psi \times \cos \alpha} \leq \sigma_{сж. доп.},$$

где

$\sigma_{сж}$ – расчетное напряжение в стойке, МПа;

P – давление на крепь, МН;

S – площадь сечения стойки, м²;

ψ – коэффициент уменьшения допускаемого напряжения;

α – угол наклона стойки, град;

$\sigma_{сж. доп.}$ – предел прочности на сжатие древесины, МПа.

Величина S вычисляется на основе выражения

$$S = \frac{\pi \cdot d^2}{4},$$

где d – диаметр стойки, м.

Значение коэффициента ψ определяется из уравнения

$$\psi = 1 - 0,007 \frac{l}{i},$$

где l – длина стойки, м;

i – наименьший радиус инерции стойки: $i = d/4$, м.

6 Расчет требуемого количества воздуха для проветривания блока

Методику расчета рассмотрим на примере.

Определение потребности воздуха для проветривания блока производим по трем факторам:

- количеству людей в блоке;
- газам после производства взрывных работ;
- по образованию пыли.

По количеству людей в блоке.

Максимально в блоке, в районе ведения очистных работ, предполагается, что будет находиться не более семи человек.

$$Q_{\text{л}} = n \cdot q_{\text{л}} = 7 \cdot 0,1 = 0,7 \text{ м}^3/\text{с},$$

Где:

n – количество людей в блоке;

$q_{\text{л}}$ – норма воздуха необходимого для одного человека.

По газам, образующимся после взрывных работ:

$$Q_{\text{оч}} = 2,3 \cdot \frac{V_{\text{к}}}{k_{\text{Т}} \cdot T} \cdot \lg \frac{100 \cdot I_{\text{ВВ}} \cdot B}{C_{\text{Д}} \cdot V_{\text{к}}},$$

$$Q_{\text{оч}} = 2,3 \cdot \frac{188}{0,31 \cdot 1800} \cdot \lg \frac{100 \cdot 0,04 \cdot 114}{0,0017 \cdot 188} = 2,5 \text{ м}^3/\text{с}$$

где: $V_{\text{к}}$ – объем камеры, м^3 ;

$k_{\text{Т}}$ – коэффициент турбулентной диффузии, $k_{\text{Т}} = 0,31$;

T – время проветривания, с;

B – количество одновременно взрывающегося ВВ, кг;

$C_{\text{Д}}$ – ПДК оксида углерода; $C_{\text{Д}} = 0,0017 \%$;

$I_{\text{ВВ}}$ – газовость ВВ, $\text{м}^3/\text{кг}$, $I_{\text{ВВ}} = 0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$.

По образованию пыли:

$$Q_{\text{п}} = \frac{K_{\text{р}} \cdot F}{N - N_{\text{о}}} \quad Q_{\text{п}} = \frac{1,3 \cdot 1,6}{2 - 0,5} = 1,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

где: $K_{\text{р}}$ – коэффициент резерва;

F – интенсивность пылевыведения, $\text{мг}/\text{с}$;

N – допустимое содержание пыли в воздухе, $\text{мг}/\text{м}^3$;

N_0 – запыленность входящего воздуха, мг/м^3 .

Количество воздуха в объеме $2,5 \text{ м}^3/\text{с}$, принимается за потребное для производства проветривания блока в ходе проведения очистных работ.

Для подавления пыли осуществляется орошение водой взорванной руды, а также стенок и кровли очистного забоя.

Проветривание блока происходит за счет общешахтной депрессии. Воздушная струя свежего воздуха поступает с откаточного штрека по ВХВ, далее по очистному пространству на восстающий, откуда, уже исходящая, на вентиляционный штрек верхнего горизонта.

Для обеспечения проветривания важно своевременно осуществлять выпуск руды из магазина перед производством взрывных работ, для того чтобы руда не перекрыла доступ воздуху.

6 Организация процессов очистных работ в блоке

Время на бурение шпуров с учетом подготовительных работ

$$t_{\bar{o}} = N_{\bar{e}p} * N_{unn} * l_{unn} = 0,05 * 108 * 1,7 = 9,18 \text{ час.}$$

где, $N_{\bar{e}p}$ – норма времени на бурение 1 п.м.;

N_{unn} – число шпуров на забой;

l_{unn} – длина шпура, м.

$t_{\bar{o}} = 3,06 \text{ час}$, при трех бурильщиках.

Время на бурение шпуров под анкера

$$t_{\bar{o}a} = N_{\bar{e}pa} * N_{unna} * l_{unna} = 0,04 * 44 * 1,3 = 2,28 \text{ час.}$$

где, $N_{\bar{e}pa}$ – норма времени на бурение 1 п.м.под анкер;

N_{unna} – число шпуров под анкера;

l_{unna} – длина шпура под анкер, м.

$t_{\bar{o}a} = 0,76 \text{ час}$, время бурения под анкера при трех бурильщиках.

Общее время на бурение шпуров

$$t = 3,06 + 0,76 = 3,8 \text{ час.}$$

Время на зарядание и взрывание.

$$t_{з.в} = (N_{unn} * t_3) / n_p = (108 * 2,5) / 2 = 139,5 = 2,2 \text{ час.}$$

где, N_{unn} – число шпуров на забой;

t_3 – время на зарядание 1 шпура, мин;

n_p – число рабочих занятых операцией.

Общее время работы первого звена из трех горнорабочих очистного забоя равно

$$T_{\text{общ}1} = t + t_{\bar{e}з} = 3,8 + 2,2 = 6,0 \text{ час.}$$

Время на обустройство вентиляционно-ходового восстающего.

Возведение сруба

$$H_{\bar{e}} = 0,81 \text{ вен. чел/час.}$$

$H_g = 2,5 \text{ вен. чел./час.}$, при трех горнорабочих очистного забоя.

$$t = 5/2,5 = 2 \text{ час.}$$

Обшив и обустройство ходового отделения.

$$t_x = 0,6 * 1,5 = 0,9 \text{ час.}$$

$t_x = 0,2 \text{ час.}$, при трех горнорабочих очистного забоя.

Время на установку анкеров

$$t_{ка} = H_a * N_a = 0,017 * 44 = 0,75 \text{ час.}$$

Всего затрачено времени на крепление

$$t_{кр} = 2,0 + 0,9 + 0,75 = 3,65 \text{ час.}$$

Время на частичный выпуск руды и планировку.

Для нормальных условий работы в блоке необходимо выпустить 30% отбитой руды, т.е. 45 т.

$$H_g = 15 \text{ т/час.}$$

$H_g = 45 \text{ т/час.}$, при трех горнорабочих очистного забоя.

$$t_n = \frac{45}{45} = 1,0 \text{ час}$$

Общее время на выпуск, планировку руды, крепление и подготовительные работы вторым звеном из трех горнорабочих очистного забоя

$$T_{общ2} = t_{кр} + t_n = 3,65 + 1,0 + 1,35 = 6,0 \text{ час.}$$

Предусматриваем два звена из трех человек, шесть в смену. Время одной смены 6 часов. Работы в блоке по добыче руды ведутся в три смены в сутки. Блок разделен на две половины – два коротких магазина. Работы ведутся в двух лентах одновременно. На одном коротком магазине задействовано три горнорабочих очистного забоя.

1 лента – бурение, зарядание, взрывание.

2 лента – выпуск руды, крепление восстающего, подготовка блока.

Проветривание осуществляется в перерыв между сменами.

Таблица 6 – Циклограмма отработки блока

Операции	I смена							II смена							III смена								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
Бурение																							
Заряжание, Взрывание																							
Оборка бортов и кровли																							
Выпуск, Планирование, крепле- ние																							
Проветривание																							

Данная организация труда по цикличной технологии обеспечивает производительность труда на отбойке балансовых запасов блока $8,8 \text{ м}^3/\text{смену}$ на одного горнорабочего очистного забоя.

6 Требования промышленной безопасности при производстве очистных работ в блоке

В данной главе освещаются основные требования промышленной безопасности при производстве добычи руды в блоке.

Перед началом работ горнорабочие очистного забоя (ГРОЗ) должны под роспись ознакомиться с проектом отработки блока. Все работы производятся по письменному наряду, выдаваемому под роспись. При выдаче наряда назначается старший (звеньевой), ответственный за состояние ТБ в звене и периодическое приведение забоя в безопасное состояние.

Перед производством работ ГРОЗ должны быть одеты в спецодежду, получить головной светильник и изолирующий самоспасатель.

При работе пользоваться исправным инструментом и оборудованием. Передвижение по откаточному штреку производить по свободному проходу а, при проезде мимо электровоза с вагонами пропустить состав, стоя к нему лицом или уйти в нишу – укрытие.

В первую очередь производится отбор проб на наличие ядовитых газов в рудничной атмосфере после проветривания.

Затем проходит проверка на наличие отказов в забое. Если есть отказы, то все работы в забое останавливаются до их ликвидации. После чего с навала породы, с помощью кровлеоборочного ломика обираются заколы с кровли и бортов выработки. Длина оборочного ломика должна быть такой, чтобы обеспечить безопасное расстояние в случае падения закола. При невозможности уронить закол вручную производится его разбуривание с последующим взрыванием. При оборке заколов ведение других работ в забое запрещается.

Затем забой и навал руды орошаются водой от пыли. Производится восстановление крепления. Для обеспечения компенсационного пространства и места для буровых работ производят частичный выпуск руды из магазина, но не более чем 2,2м от груди забоя до навала отбитой руды. При производстве работ по выпуску руды нахождение ГРОЗ в забое на руде категорически за-

прещено.

В ходе погрузки руды через выпускные окна – люка и транспортировки ее, в зоне маневровых работ людей не должно быть.

К работе допускаются лица, прошедшие обучение по специальности, имеющие соответствующие удостоверения.

Бурение забоя производить с промывкой бурового шлама водой. Запрещается забуривание в «стаканы» независимо от наличия в них остатков ВВ. ГРОЗ должны производить бурение с дощатых настилов – трапов длиной не менее 3,5м, изготовленных их досок толщиной не менее 40см и уложенных на спланированную руду. Во время бурения погрузка руды из люка в вагоны запрещена.

Перед началом взрывных работ люди выводятся из опасной зоны, вывешиваются предупредительные аншлаги и выставляются посты.

Необходимо постоянно содержать в чистоте свободные проходы. Материалы складировать в специально отведенных местах, с соблюдением необходимых зазоров и габаритов. Укладка материалов должна исключать их падение или раскатывание.

Все горнорабочие должны:

- быть ознакомлены с запасными выходами из блока и с рабочих горизонтов шахты;
- знать пути безопасного выхода на поверхность при различных аварийных ситуациях;
- уметь пользоваться изолирующими самоспасателями;
- уметь оказать первую помощь пострадавшему.

Заключение

В заключение приводится краткий обзор выполнения в ходе курсового проектирования поставленных целей по обоснованию процессов добычи руды в блоке.

Пример.

В данном курсовом проекте произведено обоснование параметров процессов очистных работ при отработке балансовых запасов в блоке с системой с магазинированием руды и креплением с разделением ВХВ на короткие магазины.

Исходя из горно-геологических условий, бурового оборудования и нормативных требований к системе с магазинированием рассчитаны параметры буровзрывных работ. Обоснованы параметры доставки и выпуска руды из магазина. Обоснованы параметры крепления. Определено необходимое количество воздуха для проветривания очистного блока. Рассчитано время выполнения процессов очистных работ при шестичасовом режиме работы в смену. Построена циклограмма горнопроходческих работ при производстве очистной добычи руды. В результате данной организации работ достигнута расчетная производительность труда на одного ГРОЗ $8,8 \text{ м}^3/\text{смену}$, что соответствует высоким нормативным достижениям по данной системе разработки.

Список использованной литературы

1. Г.Г. Ломоносов. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. М. Из-во МГГУ. 2013, 517с.
2. А.К. Порцевский. Выбор рациональной технологии добычи руд. М.. 2003, 768с.
3. Агошков М.И., Малахов Г.М. Подземная разработка рудных месторождений. М..Недра. 1968, 664 с.
4. В.Р. Именитов. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений . М. Недра. 1973, 464 с.
5. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М. Недра. 1985, 224 с.
6. Справочник по горнорудному делу. Под ред.В.А. Гребенюка. М. Недра. 1983, 816 с.
7. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твёрдых полезных ископаемых». Приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 11.12.2013 N599.
8. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах». Приказ Ростехнадзора от 16.12.2013 №605 (зарегистрирован Минюстом России 01.04.2014, рег. № 31796).
9. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. М. Недра. 1981, 109с.
10. Система менеджмента качества учебно-методическая деятельность. Оформление курсовых проектов (работ) и выпускных квалификационных работ технических специальностей СТО 005-2015. Оформление курсовых работ. Иркутск: Из-во ИрГТУ.

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ФГБОУ ВО «ИРКУТСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

ИНСТИТУТ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

КАФЕДРА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИКОПАЕМЫХ

ЗАДАНИЕ НА КУРСОВОЙ ПРОЕКТ

По курсу Процессы подземной разработки рудных месторождений
Студенту _____
(фамилия, инициалы)

Тема работы Процессы очистных работ в блоке № (номер варианта)

Исходные данные: Из номера задания для выполнения курсового проекта
по курсу «Процессы подземной разработки рудных месторождений». Номер
задания соответствует порядковому номеру студента по списку группы. Ма-
териалы практики.

Рекомендуемая литература:

Согласно списку литературы учебной программы по курсу «Процессы
подземной разработки рудных месторождений».

Графическая часть на листе Формата А1

Дата выдачи задания:

Дата представления работы руководителю :

Задание получил: _____ подпись / Ф.И.О.

Руководитель курсовой работы: _____ подпись / Ф.И.О.

Пример оформления графической части курсового проекта.

