

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет

имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра «Горное дело»

Аршидинов Рустам Изимжанович

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект разработки золоторудного месторождения Майкаин «С»

по специальности 5В070700 - «Горное дело»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет

имени К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра «Горное дело»

Аршидинов Рустам Изимжанович

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой «Горное дело»

доцент _____ Рысбеков К.Б.

«__» _____ 2020г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

На тему: Проект разработки золоторудного месторождения Майкаин «С»

по специальности 5В070700 -«Горное дело»

Выполнил:

Аршидинов Р.И.

Научный руководитель:

Лектор, к.т.н.

_____ Абен Е.Х.

«__» _____ 2020г

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени

К.И. Сатпаева

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова

Кафедра «Горное дело» (5B070700)

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой «Горное дело»

Рысбеков К.Б.

«__» _____ 2020г

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Студенту Аршидинову Рустаму Изимжановичу

Тема: Проект разработки золоторудного месторождения Майкаин «С»

Специальная часть: Исследование влияния глубины шпура на коэффициент использования шпура.

Утверждена приказом по университету № __ от "___" _____

Срок сдачи законченной диссертации, проекта (работы) «__» _____

Исходные данные к дипломному проекту: Из горно-геологических условий месторождения

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое содержание дипломной работы:

а) Горно – геологические характеристики

б) Горная часть

в) Специальная часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): Горная часть (схема вскрытия, система разработки), Специальная часть (график влияния глубины шпура на коэффициент использования шпура, генеральный план поверхности)

Рекомендуемая основная литература : в дипломном проекте содержится 14 литературных источников.

ГРАФИК

подготовки дипломного проекта (работы)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Краткая геология месторождения	10.01.2020	
Горная часть	7.02.2020	
Специальная часть	24.02.2020	
Генеральный план поверхности	4.03.2020	
Охрана окружающей среды	03.04.2020	
Охрана труда	10.04.2020	
Экономическая часть	24.04.2020	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, Ф.И.О. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	к.т.н. Абен Е.Х	10.01.2020	
Горная часть	к.т.н. Абен Е.Х	07.02.2020	
Специальная часть	к.т.н. Абен Е.Х	24.02.2020	
Генеральный план поверхности	к.т.н. Абен Е.Х	04.03.2020	
Охрана окружающей среды	к.т.н. Абен Е.Х	03.04.2020	
Охрана труда	к.т.н. Абен Е.Х	10.04.2020	
Экономическая часть	к.т.н. Абен Е.Х	24.04.2020	

Научный руководитель

_____ Абен Е.Х.
(подпись)

Задание принял к исполнению студент

_____ Аршидинов Р.И.
(подпись)

Дата

" ____ " _____ 2020г.

АНДАТПА

Тапсырмаға сәйкес, тезистік жобада Майкаин «С» алтын кенінің жалпы мәліметтерін және геологиялық жағдайларын ескере отырып, шахтаның негізгі параметрлері анықталған, карьердің түбінен көлбеу жол көлбеуімен және тік қосалқы магистральмен ашу әдісі және құлақшасы бар горизонтальды қабаттары бар өңдеу жүйесі таңдалған. және ЖТЖЖМ жеткізу. Тазартылған қазба жұмыстарының есептері және 1 тонна кеннің құны келтірілген.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием, в дипломном проекте с учетом общих сведений и горно-геологических условий золоторудного месторождения Майкаин «С» определены основные параметры рудника, выбраны способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом и система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ. Приведены расчеты очистной выемки и себестоимости 1 т руды.

ANNOTATION

In accordance with the assignment, in the thesis project, taking into account the general information and the geological conditions of the Maykain “C” gold ore deposit, the main parameters of the mine are determined, a method for opening with an inclined road ramp from the bottom of the quarry and a vertical auxiliary shaft, and a development system with ascending horizontal layers with a tab are selected and delivery of LT. The calculations of the treatment excavation and the cost of 1 ton of ore are presented.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение

1 Краткая геология месторождения

- 1.1 Географо-экономическое положение
- 1.2 Геологическое строение рудного поля
- 1.3 Стратиграфия
- 1.4 Структура рудного поля

2 Горная часть.

- 2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов
- 2.2 Определение способа разработки месторождения
- 2.3 Производственная мощность рудника
- 2.4 Срок службы рудника
- 2.5 Выбор способа вскрытия месторождения
- 2.6 Выбор системы разработки
- 2.7 Расчет параметров взрывной отбойки

3 Специальная часть

4 Генеральный план поверхности

5 Охрана окружающей среды

6 Охрана труда

7 Экономическая часть

- 7.1 Организация и управление производством
- 7.2 Источник электроснабжения
- 7.3 Режим работы рудника
- 7.4 Численность работников и служащих

Заключение

Список используемой литературы

ВВЕДЕНИЕ

Степень становления горнодобывающей индустрии страны считается одним из главных показателей ее промышленного потенциала. Актуальность выбора предоставленной темы для дипломной работы состоит в том, чтобы обосновать аналитическим способом эффективность вскрытия и разработки подземным методом месторождения Майкаин «С». Объектом исследования принято уже разработанное, законсервированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение Майкаин «С», которое является основоположником развития месторождений в Майкаинском рудном бассейне.

Главными задачами являются выбор метода вскрытия и системы разработки месторождения, интенсификация разработки и переработки руд, поднятие производительности труда, создание условий для ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов с учетом современных знаний.

1 Краткая геология месторождения

1.1 Географо-экономическое положение

Месторождение «Майкаин С» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, находится на территории Баянаульского района, Павлодарской области, Республики Казахстан.

Поселок Майкаин, который расположен на площади рудного поля, находится в 85 км севернее районного центра Баянаул и в 130 км к ЮЗот г. Павлодара. С этими пунктами, а также с г.Экибастузом поселок Майкаин связан асфальтированными дорогами. Кроме того, п. Майкаин связан через станцию Ушкулын отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Окрестности п. Майкаин представляет собой холмистую степь с большим количеством засоленных котловин и горько-соленых озер.

Абсолютные отметки наиболее высоких точек не превышает 300 м. Наименьшая высота 235 м. Многочисленные сопки (Большой и Малый Майкаин) сложены кварцитами и окварцованными породами, вытянутые в северо-восточном направлении.

Климат района засушливый, резко континентальный. Колебания температуры составляют: -45 градусов в январе, до + 40 градусов в июле-августе.

Среднегодовое количество осадков находится в пределах от 200 до 278 мм. Для района месторождения характерны умеренные, довольно часто сильные ветры, в основном, западного и юго-западного направлений. Распределение снежного покрова неравномерное и в среднем толщина его составляет до 0,3 м. Промерзание почвы до 2-2,5 м.

Промышленность в районе работ представлена горнодобывающей отраслью. Ведется добыча угля, золото-барит-полиметаллических руд, флюсового известняка, формовочных песков. Сельское хозяйство развито гораздо слабее, что обусловлено недостатком воды.

Топливо-энергетическая база обеспечивается добычей бурого угля, электроэнергия подается в поселок Майкаин по ЛЭП-35 и 110 кв.

Водоснабжение поселка и всех предприятий производится по трубопроводу от Экибастузского водохранилища канала «Иртыш-Караганда».[1]

1.2 Геологическое строение рудного поля

Район месторождения, расположенный на юго-восточном крыле Экибастузского антиклинория, имеет сложное строение. Стратиграфическая карта представлена нижнекембрийскими вулканогенно-осадочными образованиями, прорванными малыми интрузиями разного состава. По коренным породам широко развита глинистая кора выветривания. [1]

1.3 Стратиграфия

На месторождении устанавливается следующая последовательность в напластованиях вулканогенных толщ:

Джангабульская свита (ϵ_{1dj}), представленная основными эффузивными кремнистыми, вулканогенно-осадочными образованиями и субвулканическими габбро-диабазами, диабазами, кварцсодержащими базальтовыми порфиритами, габбро-порфиритами. Мощность - от 400 до 600 м.

Агырекская свита ($\epsilon_1-\epsilon_{1ag}$) является рудовмещающей на месторождении. Выделяются три горизонта: верхний, средний и нижний. Нижний горизонт, расположен в основании свиты, представлен переслаиванием лав, лавобрекчий и туфов среднего, кислого и основного составов, туфогенно-осадочных и осадочных пород мощностью до 400 м. Средний - сложен преимущественно лавобрекчиями среднего состава мощностью до 300 м. Верхний горизонт представлен лавами среднего состава мощностью до 350 м.

Субвулканическими аналогами агырекской свиты являются небольшие тела и прослои диоритовых порфиритов.

Ащикольская свита (ϵ_{2ash}) представлена альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофиров, плагиогранит-порфиром фельзит-порфиром.

Интрузивные породы на рудном поле представлены в виде массивов и непосредственно не связаны с развитыми здесь вулканогенными толщами: диабазы, порфириты, габбро-порфириты, граносиенит-порфиры.

Вторичные изменения пород связаны с процессами метаморфизма и выветривания.

С процессами метаморфизма связаны:

- динамометаморфизм вдоль тектонических нарушений;
- гидротермально-метасоматические изменения, пространственно совпадающие с зонами динамометаморфизма;
- региональный метаморфизм.

Процессами динамоморфизма породы рассланцованы и катаклазированы.

Гидротермальными растворами вдоль тектонических зон породы изменены от пропилитов до кварцитов.

Региональный метаморфизм проявился повсеместно в альбитизации, эпидотизации, хлоритизации, карбонатизации, актинолитизации и окварцевании пород.

Процессами выветривания коренные породы в приповерхностных условиях превращены в глинисто-щебенистый агрегат. Глинистая кора выветривания имеет мощность 15-20 м, а по зонам рассланцевания и дробления увеличивается до 80 м. Состав глин коры выветривания преимущественно каолиновый. Переход от толщ элювиальных глин к неизменённым горным породам постепенный. Глины сменяются зонами сильно выветрелых, разрушенных до дресвы пород.

По рудам процессами выветривания в приповерхностных условиях образуется зона окисления мощностью до 64 м. На месторождении «Майкаин С» она составляла 28 м. (отработана карьером). [2]

1.4 Структура рудного поля

Майкаинское рудное поле приурочено к одноименной горстантиклинали, в центре которой наблюдается прогиб (Центральная брахисинклинали), который в свою очередь осложнен складками более высокого порядка. С этими дополнительными складками связана морфология рудных тел.

В пределах Центральной синклинали широко распространены разрывные нарушения. По юго-восточному борту синклинали проходит Восточный разлом, в зоне расланцевания которого локализованы все промышленные месторождения рудного поля.

На западе проходит Западный разлом, являющийся другим важным структурным элементом Центральной синклинали.

Кроме продольных нарушений по отношению к оси Центральной синклинали, здесь откартированы многочисленные нарушения субширотной ориентации: Большой южный надвиг, Придорожный и множество субпараллельных нарушений.

Все месторождения рудного поля локализуются в двух зонах: Главной и Западной (соответственно по Восточному и Западному разломам).

В Главной рудной зоне находятся следующие месторождения: Северо-восточное, Малый Майкаин, Майкаин «А», Майкаин «В», Майкаин «С», Майкаин «Д», Майкаин «Е», Новое. Длина зоны около 4 км, ширина - до 600 м. Они протягиваются вдоль юго-восточной границы Центральной синклинали и уходят за пределы как на север, так и на юг.

Западная рудная зона включает в себя ряд рудопроявлений: Большой Майкаин, Красная горка, Нигриз -1, Придорожный и другие.

Факторы, контролирующие оруденение

Сочетание структурных и литологических факторов контроля оруденения являются основной закономерностью его локализации на Майкаинском рудном поле, а именно:

- все рудные тела в пределах рудного поля залегают субсогласно с его складчатыми структурами;
- рудоконтролирующими структурами являются зоны расланцевания и гидротермальной проработки пород зон разрывных нарушений;
- оруденение локализуется в зоне расланцевания и гидротермальной проработки пород и приурочивается к низам агырекской свиты, представляющей область тонкого переслаивания пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических образований. [1]

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

Первое рудное тело – наиболее крупное, имеет изменчивое простирание: западный его фланг –С-З, центральная часть С-В, восточный фланг – восточное. Протяженность первого рудного тела на поверхности 300 м, по падению оно подсечено на глубине 300м, но не оконтурено, мощность составляет от 10-30 м до 50-60 м. Плотность 3.2 т/м³. Угол падения 65гр., потери 7%, разубоживание 12%. Содержание полезных компонентов: золото- 1,5 до 5 г/т

Для дальнейших расчетов примем следующие данные:

Длина падения, $L_{пад} = 300$ м.

Мощность рудного тела, $m = 35$ м.

Плотность рудного тела, $\gamma = 3,2$ т/м³

Угол падения рудного тела, $\alpha = 65^\circ$

Коэффициент потерь, $K_{п} = 0,07$

Коэффициент разубоживания, $K_{р} = 0,12$

Содержание полезного компонента = 1,5-5 г/т

Для того, чтобы найти извлекаемые запасы ($Q_{изв.}$) нужно найти балансовые запасы ($Q_б$), $Q_б$ определяется по следующей формуле [3]

$$Q_б = L_{пр} * L_{пад} * m * \gamma, \quad (2.1)$$

где $L_{пр}$ – длина простирания рудного тела, м;

$L_{пад}$ – длина падения рудного тела, м;

m – мощность рудного тела, м;

γ - плотность рудного тела, т/м³.

$$Q_б = L_{пр} * L_{пад} * m * \gamma = 300 * 300 * 35 * 3.2 = 10\,080\,000 \text{ т.}$$

После этого, определяем извлекаемые запасы по формуле

$$Q_{изв} = Q_б * (K_{и}/K_{к}), \quad (2.2)$$

где $K_{и}$ – коэффициент извлечения рудного тела, равен $1 - K_{п}$ ($K_{п}$ – коэффициент потерь), $K_{и} = 1 - 0,07 = 0,93$

$K_{к}$ – коэффициент качества, он же равен $1 - K_{р}$ ($K_{р}$ – коэффициент разубоживания), $K_{к} = 1 - 0,12 = 0,88$

$$Q_{изв} = Q_б * (K_{и}/K_{к}) = 10\,080\,000 * (0,93/0,88) = 10\,652\,727 \text{ т.}$$

2.2 Определение способа разработки месторождения

Для начала определим экономическую глубину карьера (H_k) по формуле [4]

$$H_K = \frac{K_{и} * m * K_{гр}}{\text{ctg}\beta_B + \text{ctg}\beta_L}, \quad (2.3)$$

где $K_{и}$ – коэффициент извлечения;

m – мощность рудного тела; м.

β_B – угол откоса со стороны висячего бока; 50°

β_L – угол откоса со стороны лежащего бока; 45°

$K_{гр}$ – граничный коэффициент

$$K_{гр} = \frac{C_{п} - C_0}{C_B}, \quad (2.4)$$

$C_{п}$ – себестоимость добычи 1 тонны руды подземным способом, 14\$/т;

C_0 – себестоимость добычи 1 тонны руды открытым способом, 6\$/т;

C_B – себестоимость вскрышных работ, 3\$/т.

Для того, чтобы определить H_K надо найти $K_{гр}$ по формуле (2.4)

$$K_{гр} = \frac{14 - 6}{3} = 2,67$$

После этого можно найти и H_K по формуле (2.3)

$$H_K = 0,93 * 35 * 2,67 / 0,84 + 1 = 47 \text{ м.}$$

Отсюда делаем вывод, что 47 метров мы будем разрабатывать открытым способом, а ниже 47 метров переходим на подземную разработку месторождения, следовательно способ разработки будем использовать комбинированный.

Далее определим глубину рудного тела для разработки подземным способом по формуле

$$H_{рт} = L_{пад} * \sin\alpha, \quad (2.5)$$

$$H_{рт} = 300 * \sin 65 = 300 * 0,9 = 270 \text{ м.} - \text{глубина рудного тела}$$

$H_{рт} - H_K = 270 - 47 = 223 \text{ м.} - \text{глубина рудного тела для разработки подземным способом.}$

После того, как мы нашли глубину рудного тела, найдем Q_b для открытой и подземной разработок по отдельности, используя пропорцию:

$$Q_b(o) = 47 \text{ м.}$$

$$10080000 \text{ т.} - 270 \text{ м.}, \text{ следовательно}$$

$$Q_b(o) = 10080000 * 47 / 270 = 1754667 \text{ т.}$$

$$Q_b(п) = 10080000 - 1754667 = 8325333 \text{ т.}$$

А извлекаемые запасы для подземного способа будут следующие: (2.2)

$$Q_{изв} = Q_b(п) * (K_{и} / K_{к}) = 8325333 * (0,93 / 0,88) = 8741600 \text{ т.}$$

2.3 Производственная мощность рудника

В соответствии с "Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки" годовую

производственную мощность рудника по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении по формуле [3]

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_{II})}{(1 - \rho)}, \text{ тыс. т в год} \quad (2.6)$$

где $V=24$, м – годовое понижение уровня выемки;

Поправочные коэффициенты к величине годового понижения:

$K_1=1,2$ – на угол падения рудных тел;

$K_2=0,6$ – на мощность рудных тел;

$K_3=0,8$ – на применяемые системы разработки (с обрушением);

$K_4=1,0$ – на число этажей, находящихся в одновременной работе;

Для определения годовой производительности нам следует знать среднюю величину рудной площади в этаже, ее находим по формуле

$$S = m \cdot L_{пр}, \quad (2.7)$$

$$S = 35 \cdot 300 = 10500 \text{ м}^2.$$

Теперь определим годовую производительность по формуле (2.6)

$$A_r = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot K_{II}}{K_K} = \frac{24 \cdot 1,2 \cdot 0,6 \cdot 0,8 \cdot 1 \cdot 10500 \cdot 3,2 \cdot 0,93}{0,88} = 490877 \sim 500000 \text{ т/год}$$

– это общая годовая производительность

Проектом принимается годовая производственная мощность рудника $A=500$ тыс. т руды в год.

2.4 Срок службы рудника

Срок службы рудника рассчитывается по формуле

$$T = T_p + T_o + T_3, \quad (2.8)$$

где T_p – срок строительства рудника, $T_p = 3$ года,

T_3 – время на затухание рудника, $T_3 = 2$ года,

T_o – основное время работы рудника;

T_o находится по формуле

$$T_o = Q_6 / A_r, \quad (2.9)$$

где Q_6 – балансовые запасы месторождения,

A_r – годовая производительность рудника

$$T_o = Q_6 / A_r = 8325333 / 500000 = 17 \text{ лет}$$

$$T = T_p + T_o + T_3 = 3 + 17 + 2 = 22 \text{ года.}$$

Срок службы рудника подземным способом

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможным являются варианты:

- 1) вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом
- 2) вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат, формула [5]

$$П = C_{уд} + E * K_{уд} \rightarrow \min, \quad (2.10)$$

где $C_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты; тг
 $K_{уд}$ – удельные капитальные затраты; тг
 E – коэффициент эффективности.

1-й способ:

Капитальные затраты

Проходка вентиляционных стволов, формула [6]

$$K_{вс} = H_{вс} * K_{в} * n_{вс}, \quad (2.11)$$

где $H_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;
 $K_{в}$ – стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;
 $n_{вс}$ – количество стволов.

$$K_{вс} = 270 * 260000 * 1 = 70\,200\,000 \text{ тг.}$$

Проведение наклонного съезда, формула

$$K_{н.с} = L_{н.с} * K_{н}, \quad (2.12)$$

где $L_{н.с}$ – длина наклонного съезда, м;
 $K_{н}$ – стоимость проведения 1 п.м. наклонного съезда, тг/м.
 $K_{н.с} = 1340 * 25000 = 33\,500\,000 \text{ тг.}$

Длина наклонного съезда определена в результате изображения на миллиметровку чертежа по исходным данным.

Проведение заездов, формула

$$K_3 = \sum_{i=1}^n L_3 * K_3, \quad (2.13)$$

где L_3 – длина заезда, м;
 K_3 – стоимость проведения 1 п.м. заезда, тг/м
 $K_3 = 336 * 22000 = 7\,392\,000 \text{ тг.}$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, формула

$$D = 9,3 + 3,24 * A_r, \quad (2.14)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год;

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а D в млн. тг.

$$D = 9,3 + 3,24 * 0,5 = 11 \text{ млн. тг.}$$

Стоимость капитальных затрат по первому способу вскрытия составляет 122 092 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты, формула

$$C_{bc} = H_{bc} * R_{bc} * T * n_{bc}, \quad (2.15)$$

где R_{bc} - стоимость поддержания 1 п.м. ствола, 28 тг/м;

n_{bc} количество вентиляционных стволов,

T – срок службы рудника, 22 года

H_{bc} – глубина вентиляционного ствола, 270 м.

$$C_{bc} = 270 * 28 * 22 * 1 = 166\,320 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда, формула

$$C_{nc} = H_{nc} * R_{nc} * T, \quad (2.16)$$

где H_{nc} - длина наклонного съезда, 1340 м.

R_{nc} = стоимость поддержания 1 п.м. наклонного съезда, 16 тг/м

T - срок службы рудника, 22 года.

$$C_{nc} = 1340 * 16 * 22 = 471\,680 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания заездов, формула

$$C_3 = 2L_{cp.3} * R_3 * n_3, \quad (2.17)$$

где $L_{cp.3}$ - длина заездов, м;

R_3 - стоимость поддержания 1 п.м. заезда, тг/м;

n_3 - количество заездов

$$C_3 = 2 * 336 * 16 * 4 = 43\,008 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, формула

$$D = (0,164 + 0,07 * A_r) * T, \quad (2.18)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год;

T - срок службы рудника, 22 года.

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а D в млн. тг.

$$D = (0,164 + 0,07 * 0,5) * 22 = 4378000 \text{ тг.}$$

Стоимость подъема руды по НТС, формула

$$C_{\text{под}} = Q_{\text{изв}} * H_{\text{н.с}} / 2 * K_{\text{под}}, \quad (2.19)$$

где $K_{\text{под}}$ = стоимость подъема 1 тонны руды на 1 метр

$$C_{\text{под}} = 8741600 * 670 * 0,008 = 46\,854\,976 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому способу вскрытия составляет 51 913 984 тг.

2-ой способ:

Капитальные затраты

Проходка вертикального главного ствола шахты, формула

$$K_{\text{гс}} = H_{\text{гс}} * K_{\text{г}} * n_{\text{гс}}, \quad (2.20)$$

где $H_{\text{гс}}$ - глубина ствола, м;

$K_{\text{г}}$ - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$n_{\text{гс}}$ - количество стволов

$$K_{\text{гс}} = 300 * 260000 * 1 = 78\,000\,000 \text{ тг.}$$

Проходка вентиляционных стволов, формула

$$K_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} * K_{\text{в}} * n_{\text{вс}}, \quad (2.11)$$

где $H_{\text{вс}}$ - глубина вентиляционного ствола, м;

$K_{\text{в}}$ - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$n_{\text{вс}}$ - количество стволов

$$K_{\text{вс}} = 270 * 260000 * 1 = 70\,200\,000 \text{ тг.}$$

Проходка квершлага, формула

$$K_{\text{квер}} = L_{\text{кв}} * K_{\text{кв}} * n_{\text{кв}}, \quad (2.21)$$

где $L_{\text{кв}}$ - суммарная длина квершлагов, 878 м.

$K_{\text{кв}}$ - стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м; 22000 тг/м

$n_{\text{кв}}$ - количество квершлагов, 7

$$K_{\text{квер}} = 878 * 22000 * 7 = 135212000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, формула

$$D = 9,3 + 3,24 * A_{\text{г}}, \quad (2.14)$$

где $A_{\text{г}}$ - годовая производительность месторождения, т/год;

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а D в млн. тг.

$$D = 9,3 + 3,24 * 0,5 = 11 \text{ млн. тг.}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора, формула

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 * A_{\text{г}}) * n, \quad (2.22)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год;

n - количество околовствольных дворов

$K_{од} = (0,24 + 0,48 * 0,5) * 7 = 3360000$ тг

Стоимость капитальных затрат по второму способу вскрытия составляет 297 772 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания ствола, формула

$$C_c = H_{гс} * R_{гс} * T * n_c, \quad (2.23)$$

где $R_{гс}$ - стоимость поддержания 1 п.м. ствола, 28 тг/м;

$H_{гс}$ – глубина ствола;

T – срок службы рудника, 22 года

n_c – количество стволов.

$C_c = 300 * 28 * 22 * 1 = 184\ 800$ тг.

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, формула

$$C_{вс} = H_{вс} * R_{вс} * T * n_{вс}, \quad (2.15)$$

где $R_{вс}$ - стоимость поддержания 1 п.м. ствола, 28 тг/м

$n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов,

T – срок службы рудника, 22 года

$H_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, 270 м.

$C_{вс} = 270 * 28 * 22 * 1 = 166\ 320$ тг.

Стоимость поддержания квершлага, формула

$$C_{кв} = L_{кв} * R_{кв} * T, \quad (2.24)$$

где $L_{кв}$ - суммарная длина квершлагов, 878 м.

$R_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п.м. квершлага, 16 тг/м.

$C_{кв} = 878 * 16 * 22 = 309\ 056$ тг.

Стоимость подъема руды по стволу, формула

$$C_{под} = Q_{изв} * H_{гс} / 2 * K_{под}, \quad (2.25)$$

где $K_{под}$ - стоимость подъема 1 тонны руды на 1 метр

$C_{под} = 8741600 * 300 / 2 * 0,008 = 10\ 489\ 920$ тг.

Стоимость откатки по квершлагу, формула

$$C_{от} = L_{ср.кв} * Q_{изв} * K_{от}, \quad (2.26)$$

где $L_{ср.кв}$ - средняя длина квершлагов, 125 м.

$K_{от}$ - стоимость откатки, тг/т.

$$C_{\text{от}} = 125 * 8741600 * 0,002 = 2\ 185\ 400 \text{ тг.}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, формула

$$D = (0,164 + 0,07 * A_r) * T, \quad (2.18)$$

где A_r - годовая производительность месторождения, т/год;

T - срок службы рудника, 22 года.

В данном случае годовая производительность ставится в млн. т/год, а D в млн. тг.

$$D = (0,164 + 0,07 * 0,5) * 22 = 4\ 378\ 000 \text{ тг.}$$

Сумма эксплуатационных затрат по второму способу вскрытия составляет 17 713 496 тг.

Приведенные затраты

$$P = C_{\text{уд}} + E * K_{\text{уд}} \rightarrow \min, \quad (2.10)$$

где $C_{\text{уд}}$ - удельные эксплуатационные затраты;

$$C_{\text{уд}} = \sum \text{эксплуатационных затрат} / Q_{\text{изв}}$$

$K_{\text{уд}}$ - удельные капитальные затраты;

$$K_{\text{уд}} = \sum \text{капитальных затрат} / A_r$$

E - нормативный коэффициент, 0,12

- 1) Вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом

$$C_{\text{уд}} = 51913984 / 8741600 = 5,9$$

$$K_{\text{уд}} = 122092000 / 500000 = 244,2$$

$$P = 5,9 + 0,12 * 244,2 = 35 \text{ тг/т}$$

- 2) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежащего бока и этажными квершлагами

$$C_{\text{уд}} = 17713496 / 8741600 = 2$$

$$K_{\text{уд}} = 297772000 / 500000 = 595,5$$

$$P = 2 + 0,12 * 595,5 = 73 \text{ тг/т}$$

ВЫВОД

По минимальному значению приведенных затрат принимаем 1 способ, т.е. вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом (рисунок в приложении А)

2.6 Выбор системы разработки

Системой разработки месторождения называется комплекс работ по отбойке, погрузке и доставке, поддержания выработанного пространства.

К любой системе разработки предъявляются следующие требования:

- безопасность ведения работ, охрана недр и окружающей среды;
- экономичность разработки;
- обеспечение высокой и устойчивой нагрузки на очистной забой.

Выбор системы разработки влияет на технико-экономические показатели целом рудника.

Существуют множество методов выбора системы разработки:

- методика К.М.Чарквиани - сравнивает извлекаемую ценность и себестоимость 1 т руды;
- методика проф. П.И.Городецкого – по показателю рентабельности (прибыль/актив);
- методика академика М.И.Агошкова – по себестоимости 1 т руды;
- самой признаваемой методикой является методика академика О.А.Байконурова – по многим критериям. В качестве критериев могут использоваться все ТЭП.

Выбор системы разработки производится в два этапа[7]:

1 этап- предварительный отбор по горно-геологическим условиям месторождения

2 этап – сравнительная оценка отобранных на первом этапе систем разработки и выбор наиболее рациональной.

Надо выбрать систему разработки для конкретного месторождения, для этого на первом этапе, с учетом горно-геологических условий месторождения отбирают 4-8 технически возможные системы разработки.

На втором этапе определяют все необходимые технико-экономические показатели всех 4-8 систем разработки.

Сводим все показатели по всем системам разработки в таблицу.

ТЭП	1	2	3	П
Производ труда заб раб	K_1^1	K_1^2	K_1^3	$\dots K_1^n$
Себестоимость добычи	K_2^1	K_2^2	K_2^3	K_2^n
Потери руды	K_3^1	K_3^2	K_3^3	K_3^n
Разубоживание руды	K_4^1	K_4^2	K_4^3	K_4^n
Ценность	K_5^1	K_5^2	K_5^3	K_5^n

Каждый столбец этой таблицы характеризует определенную систему разработки и образует вектор-столбец. Теперь сравниваем между собой показатели указанных систем разработки. Например, первая строка – производительность труда- чем выше производительность, тем эффективнее система разработки. Вторая строка (второй показатель) – себестоимость – чем ниже, тем лучше, и т.д. Таким образом отмечаем скобкой (в нашем случае красным цветом) наилучшие показатели. После этого по каждой строчке (показателю) определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по формуле

$$\delta = \frac{K_{1i} - K_{1io}}{K_{1io}}, \quad (2.27)$$

Из полученных значений составляется матрица относительных отклонений

$$\delta = \begin{matrix} & \delta_1^1 & \delta_1^2 & \delta_1^3 \dots & \delta_1^n \\ \delta_2^1 & \delta_2^1 & \delta_2^2 & \delta_2^3 & \delta_2^n \\ \delta_3^1 & \delta_3^1 & \delta_3^2 & \delta_3^3 & \delta_3^n \\ \delta_4^1 & \delta_4^1 & \delta_4^2 & \delta_4^3 & \delta_4^n \\ \delta_5^1 & \delta_5^1 & \delta_5^2 & \delta_5^3 & \delta_5^n \\ \delta_6^1 & \delta_6^1 & \delta_6^2 & \delta_6^3 & \delta_6^n \end{matrix}$$

Теперь, для каждого столбца матрицы, соответствующего определенной системе разработки, вычисляется норма вектора отклонения по формулам

$$R_1 = \sqrt{(\delta_1^1)^2 + (\delta_2^1)^2 + (\delta_3^1)^2 + (\delta_4^1)^2 + (\delta_5^1)^2 + (\delta_6^1)^2}$$

$$R_2 = \sqrt{(\delta_1^2)^2 + (\delta_2^2)^2 + (\delta_3^2)^2 + (\delta_4^2)^2 + (\delta_5^2)^2 + (\delta_6^2)^2}$$

$$R_3 = \sqrt{(\delta_1^3)^2 + (\delta_2^3)^2 + (\delta_3^3)^2 + (\delta_4^3)^2 + (\delta_5^3)^2 + (\delta_6^3)^2}, \quad (2.28)$$

и т.д.

Та система разработки, для которой норма вектора R окажется наименьшей, та будет соответствовать лучшему варианту системы разработки.

Изучая условия применения систем разработок, я выявил 2 подходящих систем разработок, это:

1. Система разработки с подэтажным обрушением
2. Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ

Проведем сравнительную оценку по методике академика Байконурова О.А. Для начала сведем показатели в таблицу 1:

Таблица 1 – Техничо – экономические показатели

ТЭП	Система разработки с подэтажным обрушением	Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ
Производительность заб.раб.,т/см	100 т/см	30 т/см
Себестоимость добычи, тг	4940 тг	6840 тг

Потери руды, %	12%	5%
Разубоживание руды, %	25%	3%
Объем ПНР, м.	6 м	6 м

Выбираем из двух вариантов лучший, т.е. это 100 т/см, 4940 тг, 5%, 3%, 6 м.
Используя формулу (2.27)

$$\begin{aligned} \Delta I_1^1 &= \left| \frac{100 - 100}{100} \right| = 0 & \Delta I_1^2 &= \left| \frac{100 - 30}{100} \right| = 0,7 \\ \Delta I_2^1 &= \left| \frac{4940 - 4940}{4940} \right| = 0 & \Delta I_2^2 &= \left| \frac{4940 - 6840}{4940} \right| = 0,4 \\ \Delta I_3^1 &= \left| \frac{5 - 12}{5} \right| = 1,4 & \Delta I_3^2 &= \left| \frac{5 - 5}{5} \right| = 0 \\ \Delta I_4^1 &= \left| \frac{3 - 25}{3} \right| = 7,3 & \Delta I_4^2 &= \left| \frac{3 - 3}{3} \right| = 0 \\ \Delta I_5^1 &= \left| \frac{6 - 6}{6} \right| = 0 & \Delta I_5^2 &= \left| \frac{6 - 6}{6} \right| = 0 \end{aligned}$$

После того, как мы нашли отклонения от лучшего значения, составим из них матрицу.

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 0 & 0,7 \\ 0 & 0,4 \\ 1,4 & 0 \\ 7,3 & 0 \\ 0 & 0 \end{vmatrix}$$

Теперь для каждого столбца определим норму вектора по формуле (2.28);

$$\begin{aligned} R_1 &= \sqrt{(1,4)^2 + (7,3)^2} = \sqrt{1,96 + 53,29} = 7,4 \\ R_2 &= \sqrt{(0,7)^2 + (0,4)^2} = \sqrt{0,49 + 0,16} = 0,8 \\ R_2 &< R_1 \end{aligned}$$

ВЫВОД

Следовательно наиболее целесообразно будет выбрать вторую систему разработки – система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ

Система разработки с восходящими горизонтальными слоями и с закладкой и доставкой ПДМ

Условия применения: при отработке мощных крутопадающих рудных тел при неустойчивых вмещающих породах.

Подготовка включает проведение транспортного штрека, ортов, фланговых восстающих. Выемка производится горизонтальными слоями со шпуровой отбойкой высотой 3,5-4,5 м. Отбитая руда доставляется ПДМ до рудоспуска. Потери руды до 3-5%, разубоживание – 2-3%, производительность труда рабочего 30-40т/см, объем ПНР на 1000 т руды – 5-6 м.

Достоинства: незначительные потери и разубоживания руды.

Недостатки: высокая себестоимость добычи. [7]

(рисунок в приложении Б).

2.7 Расчет параметров взрывной отбойки

Основными параметрами отбойки являются линия наименьшего сопротивления (Л.Н.С.) и расстояние между шпурами. Глубина шпуров ограничивается техническими возможностями используемых буровых машин или горнотехническими условиями.

При отбойке с двумя обнаженными поверхностями Л.Н.С. по формуле:[8]

$$W = d\sqrt{0.785\Delta K_3} / m q, \quad (2.29)$$

где d - диаметр шпура, 0,042 м;

Δ – плотность заряжания, 1000 кг/м³;

K_3 – коэффициент заполнения шпура, 0,8;

m – коэффициент сближения зарядов (при электровзрывании 1-1,5, при огневом 1,2-1,5), 0,8;

q – удельный расход ВВ, 0,81 кг/м³.

$W = 0.042\sqrt{0.785*1000*0.8} / 1*0.81 = 1.1$ м.

Удельный расход ВВ находим по формуле

$$q = q_0 e K_b, \quad (2.30)$$

где q_0 – теоретический удельный расход ВВ, 0,9 кг/м³;

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, 1;

K_b – коэффициент, учитывающий выемочную мощность, 0,9.

$q = 0.9*1*0.9 = 0.81$ кг/м³

Далее найдем расстояние между шпурами по формуле

$$a = mW, \quad (2.31)$$

$a = 0,8*1,1 = 0,9$ м.

Следом нам необходимо найти объем отбитой горной массы в забое по формуле

$$V_{отб} = L_{ш} * L_{сл} * H_{сл}, \quad (2.32)$$

где $L_{ш}$ – глубина шпура, 2,8 м;

$L_{сл}$ – ширина слоя, 4 м;

$H_{сл}$ – высота слоя, 3,5 м;

КИШ – 0,9.

$V_{отб} = 39,2$ м³.

После этого определим число шпуров в ряду (2.33) и количество рядов (2.34)

$$N_{ш} = (L_{сл} - 2a_{кр}) / a + 1, \quad (2.33)$$

где $a_{кр} = 0,2 - 0,03$ м. – расстояние от стенок очистного пространства до оконтуривающих шпуров.

$N_{ш} = 4 - 0,4 / 0,9 + 1 = 2$ шпура

$$N_{р} = (H_{сл} - 2a_{кр}) / W + 1, \quad (2.34)$$

$N_{р} = 3,5 - 0,4 / 1,1 + 1 = 1$ ряд

Далее найдем общее количество шпуров (2.35) и общую длину шпуров (2.36)

$$N_{общ} = N_{р} * N_{ш} + 4, \quad (2.35)$$

$N_{общ} = 1 * 2 + 4 = 6$ шпуров;

$$L_{о.ш} = N_{ш} * L_{ш} * N_{р}, \quad (2.36)$$

$L_{о.ш} = 2 * 2,8 * 1 = 5,6$ м.

Посчитаем общий расход ВВ на отбойку по формуле

$$Q_{ВВ} = q * V_{отб}, \quad (2.37)$$

$Q_{ВВ} = 0,81 * 39,2 = 31,7$ кг.

Найдем объем закладки на 1 слой ($V_{з.сл}$) по формуле (2.38), для этого нам необходимы: длина блока ($L_{бл} = 120$ м), высота слоя ($H_{сл} = 3,5$ м), ширина слоя ($L_{сл} = 4$ м) и коэффициент усадки ($K_{ус} = 1,07$)

$$V_{з.сл} = L_{бл} * H_{сл} * L_{сл} * \gamma * K_{ус}, \quad (2.38)$$

$V_{з.сл} = 120 * 3,5 * 4 * 1,07 = 1797,6$ м³.

На месторождении Майкаин «С» исходя из технических характеристик самоходных буровых установок и погрузочно-доставочных машин, я, выбрал КБУ-50 и ТОРО-200.

3 Специальная часть

Исследование влияния глубины шпура на коэффициент использования шпура.

Глубину шпуров принимают в зависимости от крепости породы, типа бурильной машины, размеров забоя и продолжительности горнопроходческого цикла. Размеры забоя существенно влияют на глубину шпуров при проведении подземных выработок, так как если в забое с одной обнаженной плоскостью принять глубину шпуров слишком большой в сравнении с площадью забоя, то КИШ будет уменьшаться вследствие значительного сопротивления пород в боках выработки.

Правильный выбор глубины шпуров существенно влияет на подвигание выработки – чем больше глубина шпуров, тем больше подвигание выработки после каждого взрыва. Применение более глубоких шпуров уменьшает число проходческих циклов на определенную длину выработки, снижает относительное время, затрачиваемое на зарядание, взрывание и проветривание после взрыва, а также повышает производительность погрузочных механизмов. Однако влияние глубины шпуров на КИШ пока недостаточно изучено. Методики расчёта эффективной глубины приведены в работах Г.П. Демидюка, В.А. Марышева, А. Перссона, С.М. Петухова, А.Ф. Суханова, Н.У. Туруты, Р. Холмберга и др.

При расчёте оптимальной глубины шпуров наибольшего внимания заслуживает метод расчёта, предложенный Покровским Н.М. [10]

Н.М.Покровский предлагает формулу для определения глубины шпура:

$$l = \frac{T_{ц} - \sum T}{\frac{N}{n_{б} * v} + \frac{\eta * S * \sin \alpha}{P_{э}}}, \quad (3.1)$$

где N - число шпуров в комплекте; 6 шт

v - скорость бурения в единицу общего времени, 0,13 м/ч;

n_б - количество бурильных машин, работающих одновременно; 2 шт

α - угол наклона шпуров к плоскости забоя, 90 град;

S - сечение выработки в проходке, 14 м²;

η - коэффициент использования шпуров;

P_э - эксплуатационная производительность погрузочной машины (машин). 0,16

∑ T - суммарное время на подготовительно-заключительные операции и простои, вызванные различными причинами, с;

T_ц – ∑ T - оперативное время, т.е. время, затрачиваемое на выполнение основных проходческих операций, 198 с.

Преобразуем формулу для нахождения из нее КИШ

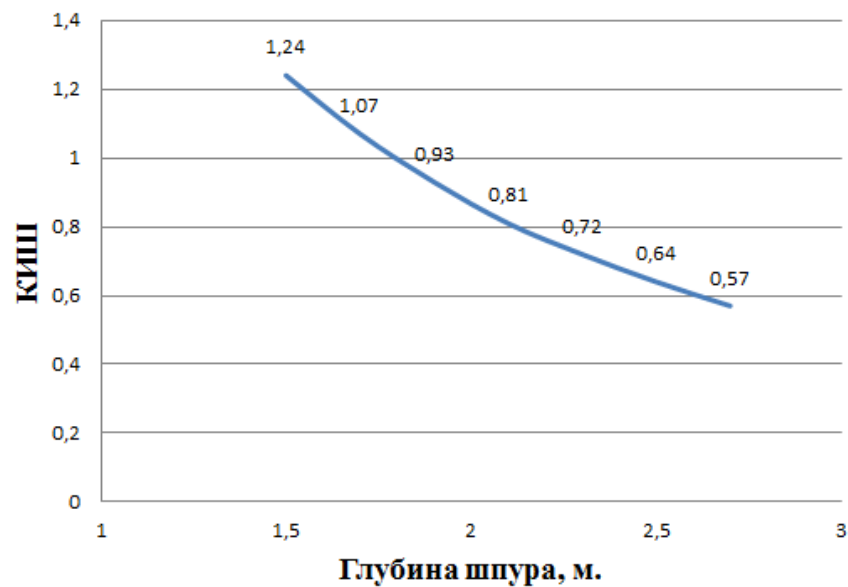
$$\eta = \frac{(T_{ц} - \sum T) * P_{э}}{L_{шп} * S * \sin \alpha} = \frac{N * P_{э}}{n_{б} * v * S * \sin \alpha}, \quad (3.2)$$

Используя эту формулу рассчитываем КИШ изменяя глубину шпура от 1,5 до 2,7 м. шаг 0,2 м. Результаты расчетов сведены в таблицу 2:

Таблица 2. Зависимость КИШ от глубины шпура.

Глубина шпура ($L_{шп}$), м.	КИШ (η)
1,5	1,24
1,7	1,07
1,9	0,93
2,1	0,81
2,3	0,72
2,5	0,64
2,7	0,57

По данным таблицы 2 построим график 1:



ВЫВОД

На данном примере мы видим, что при увеличении глубины шпура КИШ уменьшается.

4 Генеральный план поверхности

При размещении объектов на отработанном участке работающей компании по добыче природных ресурсов обычно следует, обеспечивать их независимую работу.

Допускается применять по разрешению от предприятием по добыче природных ресурсов для потребности объекта транспортные и вентиляционные выработки, водоотливное и другое оборудование, а также строения и сооружения на поверхности компании.

При проектировании объектов необходимо учитывать габариты и массу некоторых частей строй конструкций и оборудования, которые допускают возможность их транспортирования по выработкам и произведение монтажа.

В планах производственных компаний в выработках нужно учитывать расположение цехов и служб, учитывающее вероятность конфигурации технологии производства, а также обеспечивать наибольшую поточность производства и комплексную механизацию цехового и межцехового автотранспорта.

Расположение производств и служб объекта на поверхности либо в выработках нужно предопределять планом исходя из принятых транспортной и научно-технической схем, снабжение прочности функционирования объекта, технико-финансовых характеристик и остальных причин. При этом на поверхности следует, как правило, располагать[11]:

- административно-бытовые строения;
- здания для горноспасательных служб и охраны, а еще для отдыха обслуживающего персонала;
- котельные и горячие цехи;
- склады запасного оборудования, горючих и легковоспламеняющихся жидкостей, химикатов, баллонов с научно-техническими газами, строй материалов и продуктов, металла, лесоматериалов;
- цехи и мастерские.

(рисунок в приложении В)

5 Охрана окружающей среды

Защита находящейся вокруг среды исполняется на базе соблюдения последующих главных основ:

- приоритета охраны жизни и самочувствия человека, сохранение и возрождение окружающей среды, подходящей для жизни, труда и отдыха народа;

- сбалансированного решения общественно-финансовых задач и проблем окружающей среды в целях перехода Республики Казахстан к устойчивому развитию в критериях рыночных взаимоотношений и удовлетворения потребностей сегодняшних и грядущих поколений людей в здоровой и подходящей окружающей среде;

- обеспечения природной сохранности и возобновления нарушенных природных экологических систем на землях с негативной природной ситуацией;

- оптимального применения и воспроизводства естественных ресурсов, поэтапного внедрения платы за природопользование и введения финансового обеспечения охраны окружающей среды;

- сохранность биологического контраста и объектов природной среды, имеющих особый экологический, научный и культурный смысл;

- госконтроля и госрегулирования, необратимой ответственности за нарушение законов об охране окружающей среды;

- избегание нанесения вреда окружающей среде, оценки вероятного действия на окружающую среду;

- взаимодействия, координации, законности и гласности деяний муниципальных органов при совершении госконтроля в сфере охраны окружающей среды и применения природных ресурсов;

- обязательности воплощения производственного природного контроля при экологически небезопасных видах хозяйственной деятельности;

- функционального и демократического содействия народа, публичных соединений органов районного самоуправления в области охраны окружающей среды;

- интернациональной совместной работы в области охраны окружающей среды на базе международного права. [12]

В нашем случае непременно, после остановки разработки месторождения провести рекультивацию. Рекультивация — комплекс мер по экологическому и финансовому возрождению земель и водных ресурсов, плодородие которых из-за человеческой деятельности значительно понизилось. Целью проведения рекультивации считается усовершенствование условий окружающей среды, возобновление продуктивности поврежденных территорий и водоёмов. [13]

6 Охрана труда

Охрана труда (ОТ) - система законодательных актов, общественно-финансовых, организационных, технических, гигиенических, целебно-профилактических мероприятий, обеспечивающих сохранность, здоровье и трудоспособность человека а процессе труда.

Цель ОТ - минимизировать возможность разрушения или заражения работающего с одновременным предоставлением удобства при наибольшей производительности труда. Настоящие производственные условия обосновываются опасными и вредоносными причинами. Небезопасные производственные факторы - факторы, действующие на работающего в конкретных условиях, приводят к травме либо к иным проф. болезни. Вредоносным производственным критерием именуется таковой, действие которого на работника в конкретных условиях приводит к заболеванию либо к понижению трудоспособности. Небезопасные - движущиеся детали устройств, раскаленные тела. Вредные - воздух, примеси в нем, теплота, недостающее освещение, грохот, пульсация, ионизирующее лазерное и электромагнитное излучения.

Законодательные и нормативные акты ОТ.

В законодательстве об ОТ отражены последующие принципы и общепризнанные мерки: принципы организации ОТ на предприятиях; принципы по ТБ и производственной санитарии; принципы, обеспечивающие персональную охрану работников от профессиональных заболеваний; принципы и общепризнанные мерки особой охраны труда дам, молодых людей и лиц с пониженной работоспособностью; правовые нормы, в которых учитывается ответственность за несоблюдение закона об ОТ. Важные расположения в области ОТ зафиксированы в “Кодексе законов о труде”. Предоставление здоровых и безопасных критерий труда возлагается на администрацию компании. Начальство компании должна вводить инновационные средства техники сохранности, обеспечивающие санитарно-гигиенические условия и предотвращающие происхождение проф. заболеваний работников. Производственные строения и постройки обязаны соответствовать потребностям обеспечивающим безвредные условия труда. Данные запросы включают: рациональное использование земель; верное использование механизмов; охрану трудящихся от действия вредоносных производственных причин; поддержание индустриальных помещений в согласовании с санитарно-гигиеническими требованиями. В законодательстве об ОТ особый интерес уделяется соблюдению ОТ при конструированию и исследованию новейших машин и спецоборудования. [14]

7 Экономическая часть

7.1 Организация и управление производством.

При подземном способе отработки месторождения проводятся проходческие, очистные и транспортировочные работы. Вывоз руды и породы на земную поверхность осуществляется по наклонно - транспортному съезду (НТС) с применением самоходного оборудования. Ремонт горного оборудования выполняется непосредственно на руднике собственными силами слесарей, а также за счет услуг рабочих ремонтно-механической мастерской предприятия.

Аналогичные услуги руднику будут оказывать и другие цеха, задействованные в производстве товарной продукции из руд месторождения.

7.2 Источник электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является ЛЭП-35 и подстанция 110/6 кВ. Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1500 кВт, обеспечивающий послеаварийный режим электроснабжения подземного рудника в случае выхода из строя основного источника электроснабжения. Послеаварийным режимом обеспечивается работа одного вентилятора главного проветривания – 800 кВт, на время вывода людей на поверхность со всех рабочих мест. Остаются в работе два насоса главного водоотлива – 50 кВт и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,7 кВ – 3×50 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

7.3 Режим работы рудника.

Режим работы рабочих рудника напрямую влияет на технико – экономическую величину. Режим работы подразделяется на годовые и суточные. Режим работы будет непрерывным и прерывистым. Годовой режим проектируемого месторождения Майкаин «С».

В непрерывном режиме работы рудника годовой рабочий день равен:

$$T_{\text{год}} = T_{\text{к}} - T_{\text{пр}} - T_{\text{вых}}, \quad (7.1)$$

где $T_{\text{к}}$ – календарных дней в году ($T_{\text{к}}=365$ дней));

$T_{\text{пр}}$ - праздничные дни в году ($T_{\text{празд}}=6$ дней);

$T_{\text{вых}}$ – выходные дни в году ($T_{\text{вых}}=30$ дней).

$$T_{\text{год}} = 365 - 6 - 30 = 329 \text{ дней}$$

Продолжительность рабочей смены в сутки принимается в 2 смены по 12 часов в каждую смену.

7.4 Численность рабочих и служащих.

Произведем расчет численности промышленно-производственных работников производства. Заработная плата за месяц определяется исходя из количества посещений рабочих, необходимого для выполнения объема работ, объема работ и количества смен. В таблице 3 представлены административно-управленческие расходы.

Таблица 3 - Административно-управленческие расходы

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Директор	1	280	3360
Главный инженер	1	250	3000
Тех. старший инженер отдела	1	235	2820
Начальник проектного отдела	1	230	2760
Главный механик	1	200	2400
Начальник участка	1	195	2340
Горный мастер	7	182	15288
Машинисты	8	130	12480
Помощники машиниста	4	85	4080
Машинисты буровой установки	16	250	48000
Помощник машиниста буровой установки	10	125	15000
Водитель автопогрузчика и рабочие	34	180	73440
Электромонтер	5	120	7200
Всего	90	2462	192168
Дополнительная заработная плата 8%		196,96	15373,44
Расходы на социальное страхование 12%		319,07	24905
Всего	90	2978,03	232446,44

Таблица 4 - Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол -во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. отчисления, тг
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	152114 000	152114000	10	15211400
Центральный склад	шт.	1	31154500	31154500	10	31154550
Склад ВМ	шт.	1	25490000	25490000	10	2549000
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	96863000	96863000	10	9686300
Неучтенные сооружения 10%				30562150		
Итого по зданиям и сооружениям				336 183 650		58 601 250
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	2	34955200	69910400	17	11884768
Погрузочно-доставочная машина ТОРО-200	шт.	2	73000000	146000000	17	24820000
Неучтенная техника 10%				21591040		
Итого по машинам и оборудованию				237 501 440		36 704 768
Всего				573 685 090		95 306 018

Таблица 5 - Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	35125980	12%	4215117,6
Инструменты	10462500	12%	1255500
Расходники	6203540	12%	744424,8
Электро-оборудование	41862200	12%	5023464
Детали для ремонта техники, оборудования	18773100	12%	2252772
Неучтенные материалы 10%	11242732		
Всего	123 670 052		13 491 278,4

Таблица 6 - Затраты на электроэнергию

Наименование объекта потребляемый электроэнергию	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружения на поверхности	340,6	14820	5047692
Территория предприятия	202,2	14820	2996604
Подземный рудник	561,9	14820	8327358
Склады ВМ	270,1	14820	4002882
Прочие потребители энергии	258,4	14820	3829488
Всего	2003,5		29 691 870

Таблица 7 - Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг.	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	232446,44	464,9
Материалы	123670,05	247,3
Амортизационные отчисления	95306,02	190,6
Расход энергии	29691,9	59,4
Себестоимость системы разработки	481114,41	962,2

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_r} + \frac{\text{Материалы}}{A_r} + \frac{\text{Амор.отчисл}}{A_r} + \frac{\text{Расход энергии}}{A_r}$$

$$\text{Себестоимость} = 464,9 + 247,3 + 190,6 + 59,4 = 962,2 \text{ тг/т}$$

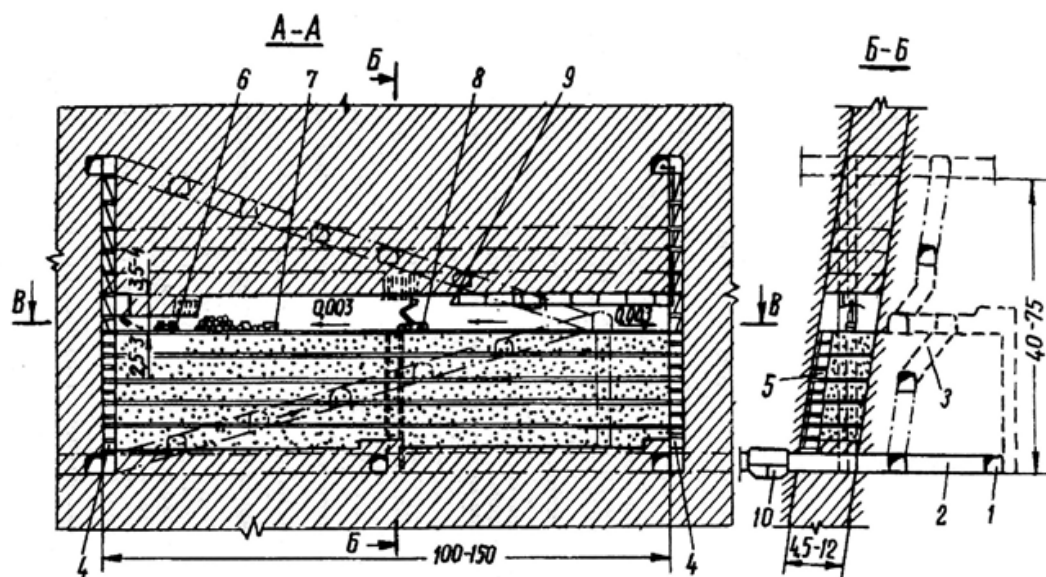
ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В этом дипломном проекте были произведены работы по вскрытию и разработке подземным методом месторождения Майкаин «С». В геологической части приведено описание месторождения Майкаин «С», представлены главные свойства рудных тел. В специальной части проекта показаны исследование влияния глубины шпура на коэффициент использования шпура. Принятые решения в дипломной работе определяют ход горных работ и эффективность работы. Решения по проектированию проведены в соответствии с нормами и стандартами.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ТЕМПЕРАТУРЫ

1. Комитет геологии и недропользования - <http://info.geology.gov.kz>
2. В.Г.Степанец, Р.М.Антонюк, Т.В.Кряжева «Геология нижнего кембрия и ордовика майкаинского рудного поля»
3. М.И.Агошков, Г.М.Малахов «Подземная разработка рудных месторождений»
4. К.Н.Трубецкой, М.Г.Потапов, К.Е.Виницкий, Н.Н.Мельников. Справочник «Открытые горные работы» М. Горное бюро, 1994
5. М.М.Пригоровский «Горная энциклопедия»
6. Учебно-методическое пособие «Шахтное и подземное строительство»
7. О.А.Байконуров «Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений», Алма-Ата, 1969.
8. Б.У.Раскильдинов «Системы подземной разработки рудных месторождений» Алматы, 1997.
9. А.К.Кирсанов «Повышение эффективности БВР»
10. Покровский Н.М. Взрыв. – М.: Недра, 1980.
11. СНИП «Объекты народного хозяйства в подземных горных выработках» Москва, 1986.
12. Кодекс Республики Казахстан от 2007 г.
13. Википедия - <https://ru.wikipedia.org>
14. Библиотека - <https://kitaphana.kz>

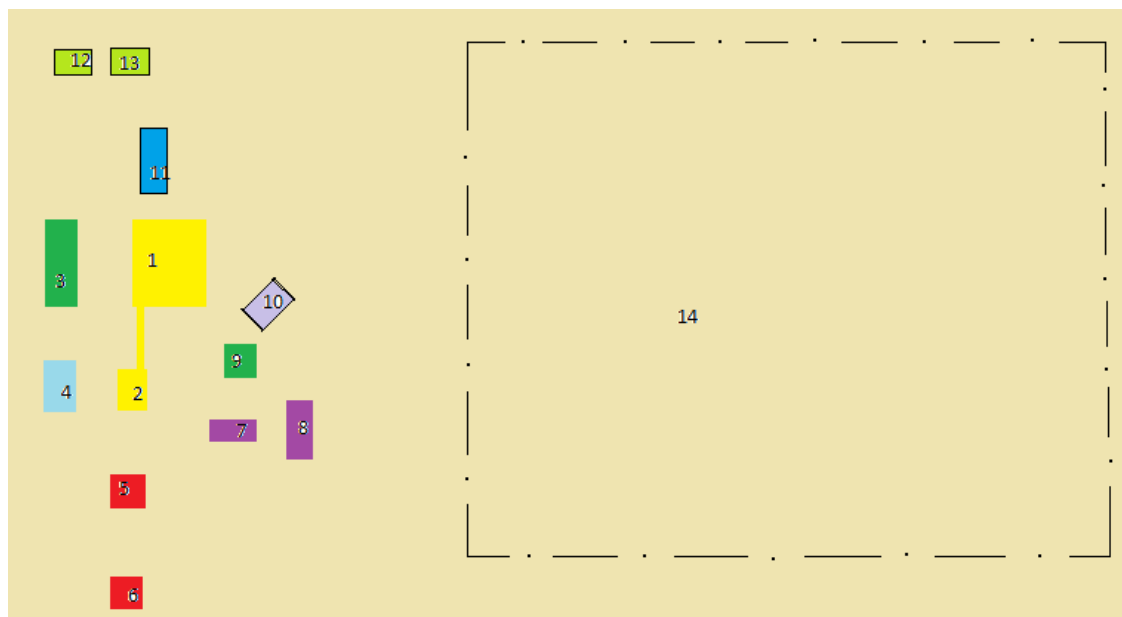
Приложение Б



Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ.

1 – транспортный штрек, 2 – орт, 3 – наклонный съезд, 4 – вентиляционно-ходовой и рудоспускной восстающий, 5 – дренажный восстающий, 6 – СБУ, 7 – ПДМ, 8 – каретка для осмотра крепления кровли, 9 – закладочный трубопровод, 10 – отстойник.

Приложение В



Генеральный план поверхности

1 – блок главного ствола, 2 – копер, 3 – блок сортировочной фабрики, 4 – блок вспомогательного ствола, 5-6 – склады, 7-8 – корпуса по сортировке и погрузке руды, 9 – мастерская, 10 – электростанция, 11 – здание АБК, 12 – столовая, 13 – корпус отдыха рабочих, 14 – контур месторождения.