

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Калиаскаров Казбек Ерланович

«Выбрать систему подземной разработки для условия месторождения
Майкаин “В”»

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

Специальность 5В070700 – Горное дело

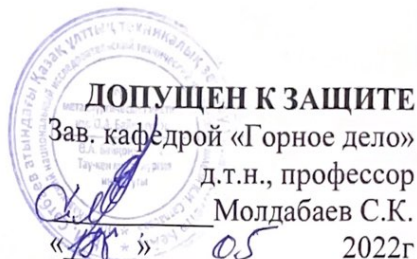
Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»



ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

На тему: «Выбрать систему подземной разработки для условия месторождения
Майкин "В"»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

Калиаскаров К. Е

Рецензент

Замдекана по ВС и СВ, кандидат
технических наук,

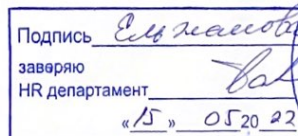
ассоциированный профессор
Международная образовательная
корпорация

Е. А. Ельжанов Ельжанов Е. А.

Научный руководитель:

Лектор

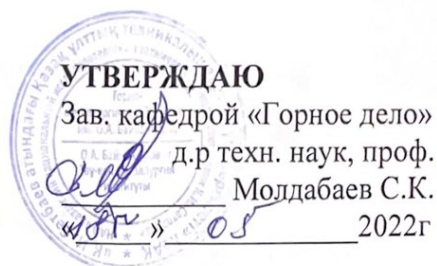
Бахмагамбетова Г.Б.
«13» 05 2022 г.



Алматы 2022 г

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА
Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова
Кафедра «Горное дело»



ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Обучающемуся Калиаскаров Казбек Ерланович

Тема: «Выбрать систему подземной разработки для условий месторождения Майкайн "В"»

Утверждена приказом Ректора Университета №489-п от "24" декабря 2021г

Срок сдачи законченной работы "16" мая 2022г

Исходные данные к дипломной работе:

1. Геологические данные месторождения
2. Состояние подземных горных работ на месторождении

Краткое содержание дипломной работы:

- а) общие сведения
- б) вскрытие месторождения
- в) система разработки
- г) охрана окружающей среды и охрана труда
- д) экономика рудника

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): схема вскрытия месторождения, система разработки месторождения

Рекомендуемая основная литература: 5

1 Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. –Алма-Ата: Наука, 1969.

ГРАФИК Подготовка дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения	01.01.2022 – 05.01.2022	В полном объеме
Основные параметры рудника	10.01.2020 – 15.01.2022	В полном объеме
Вскрытие месторождения	01.02.2022 – 15.02.2022	В полном объеме
Выбор системы разработки месторождения	03.03.2022 – 20.03.2022	В полном объеме
Охрана окружающей среды	30.03.2022 – 05.04.2022	В полном объеме
Охрана труда	10.04.2022 – 15.04.2022	В полном объеме
Экономика рудника	25.04.2022 – 30.04.2022	В полном объеме

Подписи

Консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу

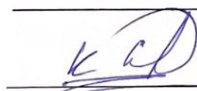
Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Общие сведения	Бахмагамбетова Г.Б.	05.01.2022	Ван
Основные параметры рудника	Бахмагамбетова Г.Б.	15.01.2022	Ван
Вскрытие месторождения	Бахмагамбетова Г.Б.	15.02.2022	Ван
Выбор системы разработки	Бахмагамбетова Г.Б.	20.03.2022	Ван
Охрана окружающей среду	Бахмагамбетова Г.Б.	05.04.2022	Ван
Охрана труда	Бахмагамбетова Г.Б.	15.04.2022	Ван
Экономика рудника	Бахмагамбетова Г.Б.	30.04.2022	Ван
Нормоконтролер	Мендеринова Д.С.	17.05.22	Мендеринова Д.С.

Научный руководитель



Бахмагамбетова Г.Б.

Задания принял к исполнению



Калиаскаров К.Е.

Дата

«17» 05

2022 г

АНДАТПА

Дипломдық жобада Майқайың «В» алтын кен орнының тау-геологиялық жағдайларын ескере отырып, кеніштің негізгі параметрлері анықталды, карьердің түбінен автомобильге көлбеу түсу жолымен және тік көмекші оқпанмен ашу тәсілі таңдалды. тазарту кенінің есептеулері және 1т кеннің өзіндік құны келтірілген.

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект с учетом горно-геологических условий золоторудного месторождения майкаин «В» определены основные параметры рудника, выбраны способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом. приведены расчеты очистной выемки и себестоимость 1 т руды.

ANNOTATION

In the diploma project, taking into account the mining and geological conditions of the maykain «B» gold deposit, the main parameters of the mine were determined, the method of excavation by an automobile inclined exit from the bottom of the quarry and a vertical auxiliary shaft were selected. calculations of the treatment excavation and the cost of 1t of ore are given.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	9
1	Краткая геология месторождения	10
1.1	Географо-экономическое положение	10
1.2	Стратиграфия	11
2	Горная часть	13
2.1	Расчет балансовых и извлекаемых запасов	13
2.2	Определение способа разработки месторождения	13
2.3	Производственная мощность рудника	15
2.4	Срок службы рудника	15
2.5	Выбор способа вскрытия месторождения	16
2.6	Выбор системы разработки	22
2.7	Расчет параметров взрывной отбойки	25
3	Вспомогательные разделы	28
3.1	Генеральный план промышленной площадки	28
4	Охрана труда	30
4.1	Борьба с пылью и газами	30
4.2	Охрана окружающей среды	30
4.3	Охрана недр	31
5	Экономическая часть	32
5.1	Организация и управление производством	32
5.2	Режим работы рудника	32
5.3	Численность трудящихся	32
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	36
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	37
	Приложение А	38
	Приложение Б	39
	Приложение С	40

ВВЕДЕНИЕ

Эволюция горнодобывающей отрасли страны зависит от его промышленного ресурса. Для улучшения эффективности горнодобывающих отраслей является ресурсосберегающей и оптимальных технологии разработки полезных ископаемых во время проектирования.

Проектирование объекта является золоторудное месторождение Майкаин “В”.

В данной работе использую общепринятые методы и формулы, даны основные параметры рудника, выбран способ вскрытия и система разработки месторождения, приняты расчеты очистной выемки и себестоимости 1 тонны руды.

1 Краткая геология месторождения

1.1 Географо – экономическое положение

Месторождение Майкаин «В» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, расположенного 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 ЮЗ от г. Павлодара. С этими пунктами, а также с городом Экибастузом село Майкаин соединен с асфальтированными дорогами. Кроме того, село Майкаин соединено через станцию Ушкулин отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

Окрестности села Майкаин представляют собой холмистую степь с большим количеством солончаков и горько-соленых озер.

Абсолютные отметки самых высоких точек не превышают 300 м. Самая низкая высота - 235 м. Многочисленные холмы (Большой и Малый Майкаин) сложены кварцитами и четвертичными породами, вытянутыми в северо-восточном направлении.

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

Среднегодовое количество осадков колеблется от 200 до 278 мм. Район месторождения характеризуется умеренными, довольно часто сильными ветрами, в основном с западного и юго-западного направлений. Распределение снежного покрова неравномерно и в среднем его толщина составляет до 0,3 м. Промерзание почвы достигает 2–2,5 м.

Промышленность в районе работы представлена горнодобывающей промышленностью. Ведется добыча угля, золото-барит-полиметаллических руд, флюсового известняка, формовочных песков. Сельское хозяйство развито гораздо меньше из-за нехватки воды.

Топливо-энергетическая база обеспечивается за счет добычи бурого угля, электроэнергия подается в поселок Майкаин по линиям электропередачи-35 и 110 кв.

Водоснабжение поселка и всех предприятий осуществляется по трубопроводу из Экибастузского водохранилища канала Иртыш-Караганда. Месторождение Майкаин «В» расположено в пределах Майкаинского рудного поля, расположенного на территории Баянаульского района Павлодарской области Республики Казахстан.

Село Майкаин, которое расположено на территории рудного поля, расположено в 85 км к северу от районного центра Баянаул и в 130 км к югу от Павлодара. С этими пунктами, а также с городом Экибастузом село Майкаин соединено дорогами с твердым покрытием. Кроме того, село Майкаин соединено через станцию Ушкулин отдельной веткой с железнодорожной линией Павлодар-Астана.

1.2 Стратиграфия

На месторождении устанавливается следующая последовательность в напластованиях вулканогенных толщ:

Джангабульская свита (€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 (€1€lag), 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 (€2ash), представлена альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофигов, плагиогранит-порфиров фельзит-порфиров.

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 неизмененным 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 В» она составляла 28м. (отработана карьером). [2]

2 Горная часть

2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

Следующие исходные данные для проектирования рудного тела:

$\gamma = 3,2 \text{ т/м}^3$ - Плотность рудного тела.

$\alpha = 68^\circ$ - Угол падения рудного тела.

$K_{\pi} = 0,08$ - Коэффициент потерь.

$K_p = 0,10$ - Коэффициент разубоживания.

$B = 4,5 \text{ г/т}$ - Содержание полезного компонента.

$L_{\text{пад}} = 300 \text{ м}$ - Длина падения.

$m = 16 \text{ м}$ - Мощность рудного тела.

Находим сперва балансовые запасы, т, по следующей формуле:

$$Q_{\sigma} = L_{np} \times L_{\text{пад}} \times m \times \gamma \quad (2.1)$$

где L_{np} – длина простираения рудного тела, м;

m – мощность рудного тела, м;

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

γ – плотность рудного тела, т/м³.

$$Q_{\sigma} = 300 \times 300 \times 16 \times 3,2 = 4\,608\,000 \text{ т}$$

Далее, находим извлекаемые запасы, т, по формуле:

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\sigma} \times \frac{K_u}{K_k} \quad (2.2)$$

где K_n – коэффициент потерь полезного ископаемого;

K_p – коэффициент разубоживания полезного ископаемого.

$$K_u = 1 - 0,08 = 0,92, \quad K_k = 1 - 0,10 = 0,90$$

$$Q_{\text{изв}} = 4\,608\,000 \times \frac{0,92}{0,90} = 4\,710\,400 \text{ т}$$

2.2 Определение способа разработки месторождения

Вначале определим экономическую глубину карьера, м, по формуле:

$$H_k = \frac{K_u \times m \times K_{zp}}{\text{ctg} \beta_{\sigma} + \text{ctg} \beta_{\pi}} \quad (2.3)$$

где K_H – коэффициент извлечения;

m – мощ. руд. тела, м;

$ctg\beta_6$ – угол откоса со стороны висячего бока, 50° ;

$ctg\beta_l$ – угол откоса со стороны лежащего бока, 45° ;

$K_{гр}$ – граничный коэффициент.

$$K_{ep} = \frac{C_n - C_o}{C_6} \quad (2.4)$$

где C_n – себестоимость добычи 1 тонны руды подземным способом, 14\$/т;

C_o – открытым способом, 6\$/т;

C_6 – себестоимость вскрышных работ, 3\$/т.

$$K_{ep} = \frac{14 - 6}{3} = 2,67$$

$$H_k = \frac{0,92 \times 16 \times 2,67}{0,84 + 1} = 21 \text{ м}$$

Здесь мы приходим к выводу, что 21 метров мы должны разработать открытым способом, а ниже 21м будем переходить на подземный способ, соответственно тут у нас однозначно будем брать комбинированный способ.

Далее, находим глубину рудного тела, м, чтобы разработать подземным способом по формуле:

$$H_{pm} = L_{nad} \times \sin \alpha \quad (2.5)$$

$$H_{pm} = 300 \times \sin 68 = 300 \times 0,9 = 270 \text{ м}$$

$$H_{pm} - H_k = 270 - 21 = 249 \text{ м}$$

Дальше после определения глубины рудного тела, переходим к балансовому запасу для открытой и подземной разработок поочередно, через пропорцию:

$$\begin{array}{ll} Q_6(0) & - \quad 21 \text{ м} \\ 4\,608\,000 \text{ т} & - \quad 270 \text{ м} \end{array}$$

$$Q_6(o) = \frac{4\,608\,000 \times 21}{270} = 358\,400 \text{ т}$$

$$Q_6(n) = 4\,608\,000 - 358\,400 = 4\,249\,600 \text{ т}$$

Извлекаемые запасы для подземного способа, следующие (2.2):

$$Q_{изв} = 4\,249\,600 \times \frac{0,92}{0,90} = 4\,344\,035\, \text{т}$$

2.3 Производственная мощность рудника

Производственная мощность рудника, тыс. т. в год:

$$A = \frac{V \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times S \times \gamma \times (1 - K_n)}{(1 - K_p)} \quad (2.6)$$

где V - годовое понижение уровня выемки, 24 м;

$K_1 = 1,3$ – угол падения рудных тел;

$K_2 = 0,7$ – мощность рудных тел;

$K_3 = 0,9$ – применяемые системы разработки (с обрушением);

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

K_n – коэффициент потерь полезного ископаемого, 0,08;

K_p – коэффициент разубоживания полезного ископаемого, 0,10.

Чтобы найти годовую производительность, м^3 , мы должны учесть момент, зная среднюю величину рудной площади в этаже, по следующей формуле:

$$S = m \times L_{np} \quad (2.7)$$

$$S = 35 \times 300 = 10\,500\, \text{м}^2$$

$$A = \frac{24 \times 1,3 \times 0,7 \times 0,9 \times 1 \times 10\,500 \times 3,2 \times 0,92}{0,90} = 675\,118\, \text{т/год}$$

2.4 Срок службы рудника

Находим срок службы рудника по следующей формуле

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

где T_p - срок строительства рудника, 2 года;

T_3 – время на затухание рудника, 3 года;

T_o – основное время работы рудника.

$$T_o = \frac{Q_{\bar{o}}}{A_z} \quad (2.9)$$

где Q_6 - балансовые запасы месторождения;
 A_2 - годовая производительность рудника.

$$T_o = \frac{4\,249\,600}{675\,118} = 7 \text{ лет}$$

$$T = 2 + 7 + 3 = 12 \text{ лет}$$

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Технически возможным вскрытия месторождения прилагаются следующие альтернативы:

- 1) Вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.
- 2) Вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом.

Критерием сравнительной оценки служит наименьшее приведенных затрат, которое определяется по следующей формуле:

$$\Pi = C_{yd} + E \times K_{yd} \rightarrow \min \quad (2.10)$$

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

1-й способ:

Капитальные затраты

Цена поддержания вентиляционных стволов шахты, тг:

$$K_{вс} = H_{вс} \times K_в \times n_{вс} \quad (2.11)$$

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

$$K_{вс} = 300 \times 250000 \times 1 = 75\,000\,000 \text{ тг}$$

Цена поддержания наклонного съезда, тг:

$$K_{н.с} = L_{н.с} \times K_n \quad (2.12)$$

где $L_{н.с}$ – длина наклонного съезда, м;

K_n - стоимость проведения 1 п. м. наклонного съезда, тг/м.

$$K_{ec} = 1520 \times 22000 = 33\,440\,000 \text{ тг}$$

Определили длину наклонного съезда через изображения чертежа в AutoCAD по исходным данным.

Стоимость поддержания заездов, тг

$$K_3 = L_3 * K_3 \quad (2.13)$$

где L_3 - длина заезда, м;

K_3 - стоимость проведения 1 п. м. заезда, тг/м

$$K_3 = 333 \times 20000 = 6\,660\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, тг:

$$D = 9,3 + 3,24 \times A_e \quad (2.14)$$

где A_e - годовая производительность месторождения, т/год.

$$D = 9,3 + 3,24 \times 0,2 = 12 \text{ млн тг}$$

Капитальные затраты по первому методу – 122 300 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Цена поддержания вентиляционных стволов шахты, тг:

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

где H_{bc} – глубина вентиляционного ствола, 300 м;

R_{bc} - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, 29 тг/м;

n_{bc} - количество вентиляционных стволов;

T – срок службы рудника, 12 лет

$$C_{bc} = 300 \times 29 \times 12 \times 1 = 104\,400 \text{ тг}$$

Цена поддержания наклонного съезда, тг:

$$C_{n.c.} = H_{n.c.} \times R_{n.c.} \times T \quad (2.16)$$

где $H_{n.c.}$ - длина наклонного съезда, 1320 м;

$R_{n.c.}$ - стоимость поддержания 1 п. м. наклонного съезда, 14 тг/м

T - срок службы рудника, 12 лет.

$$C_{вс} = 1320 \times 14 \times 12 = 221\,760 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания заездов, тг:

$$C_3 = 2L_{ср.з} \times R_3 \times n_3 \quad (2.17)$$

где $L_{ср.з}$ - длина заездов, м;

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

n_3 - количество заездов.

$$C_3 = 2 \times 336 \times 15 \times 4 = 40\,320 \text{ тг}$$

Цена ремонта надшахтных зданий и сооружений, тг:

$$Д = (0,164 + 0,07 \times A_2) \times T \quad (2.18)$$

где A_2 - годовая производительность месторождения, т/год;

T - срок службы рудника, 12 года.

$$Д = (0,164 + 0,07 \times 0,5) \times 12 = 2\,388\,000 \text{ тг}$$

Цена подъема руды по НТС, тг:

$$C_{под} = Q_{изв} \times \frac{H_{н.с.}}{2} \times K_{под} \quad (2.19)$$

где $K_{под}$ - цена подъема 1 тонны руды на 1 м;

$$C_3 = 4710400 \times 670 \times 0,008 = 28\,002\,224 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты по первому методу – 28 002 224 тг.

2-й способ:

Капитальные затраты

Проходка вертикального главного ствола шахты, тг:

$$K_{зс} = H_{зс} \times K_з \times n_{зс} \quad (2.20)$$

где $H_{зс}$ - глубина ствола, м;

$K_з$ - стоимость проведения 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{зс}$ - количество стволов.

$$K_{\text{зс}} = 300 \times 250000 \times 1 = 75\,000\,000 \text{ тг}$$

Проходка вентиляционных стволов, тг

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

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

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

$n_{\text{вс}}$ - количество стволов.

$$K_{\text{вс}} = 270 \times 250000 \times 1 = 67\,500\,000 \text{ тг}$$

Проходка квершлага, тг

$$K_{\text{кв}} = L_{\text{кв}} \times K_{\text{кв}} \times n_{\text{кв}} \quad (2.21)$$

где $L_{\text{кв}}$ - суммарная длина квершлагов, 920 м.

$K_{\text{кв}}$ - стоимость проведения 1 п. м. квершлага, 20000 тг/м;

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

$$K_{\text{кв}} = 920 \times 20000 \times 7 = 128\,800\,000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, формула

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

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

$$Д = 9,3 + 3,24 \times 0,5 = 11 \text{ млн тг}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора, тг:

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

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

n - количество околоствольных дворов

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 \times 0,5) \times 7 = 3\,360\,000 \text{ тг}$$

Капитальные затраты по второму методу – 285 660 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Цена поддержания ствола, формула

$$C_{\text{с}} = H_{\text{зс}} \times R_{\text{зс}} \times T \times n_{\text{зс}} \quad (2.23)$$

где R_{zc} - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, 29 тг/м;
 H_{zc} – глубина ствола;
 T – срок службы рудника, 12 лет.

$$K_{zc} = 300 \times 29 \times 25 \times 1 = 217\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, тг:

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

где $R_{вс}$ - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, 29 тг/м;
 $n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов,
 T – срок службы рудника, 12 года
 $H_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, 270 м.

$$C_{вс} = 270 \times 29 \times 12 \times 1 = 93\,960 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлага, тг:

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

где $L_{кв}$ - суммарная длина квершлагов, 920 м;
 $R_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, 15 тг/м.

$$C_{кв} = 920 \times 15 \times 12 = 165\,600 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу, тг:

$$C_{под} = Q_{изв} \times \frac{H_{zc}}{2} \times K_{под} \quad (2.25)$$

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

$$C_3 = 4710400 \times 150 \times 0,008 = 5\,652\,480 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу, тг

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

где $L_{ср.кв}$ - средняя длина квершлагов, 120 м.;
 $K_{от}$ - стоимость откатки, тг/т.

$$C_{от} = 120 \times 4710400 \times 0,002 = 1\,130\,496 \text{ тг}$$

Цена ремонта надшахтных зданий и сооружений, формула

$$D = (0,164 + 0,07 \times A_c) \times T \quad (2.18)$$

где A_c - годовая производительность месторождения, т/год;

T - срок службы рудника, 12 лет.

$$D = (0,164 + 0,07 \times 0,5) \times 12 = 2\,003\,000 \text{ т}$$

Эксплуатационные затраты по второму методу – 9 262 536 тг.

Приведенные затраты

Критерием сравнительной оценки служит наименьшее приведенных затрат, которое определяется по следующей формуле:

$$P = C_{y\partial} + E \times K_{y\partial} \rightarrow \min \quad (2.10)$$

где $K_{y\partial}$ – удельные капитальные затраты, тг;

$C_{y\partial}$ – удельные эксплуатационные затраты, тг;

E – коэффициент эффективности.

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

$$C_{y\partial} = 28\,002\,224 / 4\,344\,035 = 6,4$$

$$K_{y\partial} = 9\,262\,536 / 675118 = 137,1$$

$$P = 6,3 + 0,12 \times 137,1 = 23 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом.

$$C_{y\partial} = 122\,300\,000 / 4\,344\,035 = 2,8$$

$$K_{y\partial} = 285\,660\,000 / 675118 = 423,1$$

$$P = 3,7 + 0,12 \times 423,1 = 54 \text{ тг/т}$$

Вывод: отталкиваясь от наименьшего значения приведенных затрат возьмем 1 метод, вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.

2.6 Выбор системы разработки

Система разработки — это технология, организация добычи полезных ископаемых в очистной установке. Предприятие горных работа в проведении подготовительных, нарезных выработок и в циклическом выполнении технологических процессов. Приведём пример, буровзрывные работы, -

доставка, - крепление, – укладка, в заданном порядке, сперва, сверху вниз, снизу вверх, от центра к флангам или наоборот. Каждая система разработки совмещены по группам в классификации, распространены в России две классификации часто используемые - М.И.Агошковой и В.Р.Именитовой.

1) Система допустим Агошкова М. И. разделены на группы в зависимости от состояния пространства обработки при добычи руды.

2) Системы В.Р.Именитова делится на группы по-другому - по способу поддержания пространства обработки во время добычи руды.

Систему разработки можно подразделить на две категории [7]:

1 категория – отбор по горногеологическим условиям месторождения;

2 категория – сравнительная оценка отобранных на первом этапе систем разработки.

Сперва выбираем систему разработки для определенного месторождения, на первом этапе, с учетом горно-геологических условий, выбирают 4–9 технически адаптированные системы разработки.

На втором этапе находят наиболее важные технико-экономические показатели 4–9 систем разработки.

Таблица 2.1 – Показатели по всем системам разработки

ТЭП	1	2	3	П
Производ труд заб. раб.	K_1^1	K_1^1	K_1^3	K^n
Себестоимость добычи	K_2^1	K_2^1	K_2^1	K^3
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 столб данной таблицы подразумевает определенную систему разработки и образует вектор-столбец. Далее сравниваем друг с другом числа указанных систем разработки. Предположим, первая строка – производительность труда – чем больше производительность, тем выше эквивалент система разработки. Вторая строка, это у нас второй показатель, тут у нас наоборот, чем ниже, тем лучше. Тем самым выделяем скобкой наилучшие показатели. Исходя из этого по каждому столбцу находим абсолютные отклонения каждого показателя от более правильного значения по формуле:

$$\delta = \frac{k_l^i - k_l^{i0}}{k_l^{i0}} \quad (2.27)$$

Отталкиваясь от полученных чисел, формируется матрица относительных отклонений:

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

Рисунок 2.1 – Матрица относительных отклонений

Тем самым, на каждый столбец матрицы вычисляется планка нормы вектора отклонения

$$\begin{aligned} R_1 &= \sqrt{(\delta_1^1)^2 + (\delta_2^1)^2 + (\delta_3^1)^2 + (\delta_4^1)^2 + (\delta_5^1)^2 + (\delta_6^1)^2} \\ R_2 &= \sqrt{(\delta_1^2)^2 + (\delta_2^2)^2 + (\delta_3^2)^2 + (\delta_4^2)^2 + (\delta_5^2)^2 + (\delta_6^2)^2} \\ R_3 &= \sqrt{(\delta_1^3)^2 + (\delta_2^3)^2 + (\delta_3^3)^2 + (\delta_4^3)^2 + (\delta_5^3)^2 + (\delta_6^3)^2} \end{aligned} \quad (2.28)$$

Система разработки, для которой норма вектора R будет наименьшей, будет соответствовать правильности системы.

Анализируя применения этих систем, я понял, что есть 2 подходящих систем разработок, это:

1. Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков с применением самоходного оборудования
2. Система разработки с подэтажным обрушением

Делаем сравнительную оценку по методу Байконурова О.А. Сперва внесем показатели в следующую таблицу.

Таблица 2.2 – Техничко-экономические показатели

ТЭП	Система разработки с поэтажным обрушением	Система разработки с восходящими горизонтальными слоями с закладкой и доставкой ПДМ
Производительность заб. раб., т/см	100 т/см	35 т/см
Себестоимость добычи, тг	4269 тг	5692 тг

Потери руды, %	15%	17%
Разубоживание руды, %	20%	10%
Объем ПНР, м	5 м	16 м

Берем один из вариантов, т. е. это 100 т/см, 4269 тг, 15%, 20%, 5 м.

$$\Delta I_1^l = \left| \frac{100-100}{100} \right| = 0$$

$$\Delta I_2^l = \left| \frac{4940-4940}{4940} \right| = 0$$

$$\Delta I_3^l = \left| \frac{17-15}{17} \right| = 0,1$$

$$\Delta I_4^l = \left| \frac{10-20}{10} \right| = 0$$

$$\Delta I_5^l = \left| \frac{16-5}{16} \right| = 0,1$$

$$\Delta I_1^2 = \left| \frac{100-35}{100} \right| = 0,65$$

$$\Delta I_2^2 = \left| \frac{4269-5692}{4269} \right| = 0,3$$

$$\Delta I_3^2 = \left| \frac{17-17}{17} \right| = 0$$

$$\Delta I_4^2 = \left| \frac{10-10}{10} \right| = 0$$

$$\Delta I_7^2 = \left| \frac{16-16}{16} \right| = 0$$

Далее, составим матрицу для выше назначенных значений

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

Находим норму вектора для этих столбцов по формуле (2.28)

$$R_1 = \sqrt{0,1^2 + 0,1^2} = 0,02$$

$$R_2 = \sqrt{0,6^2 + 0,3^2} = 0,4$$

$$R_2 > R_1$$

Вывод: значит наиболее уместно будет выбрать первую систему разработки - система разработки с подэтажным обрушением. Условия применения: при отработке крутопадающих мощных и весьма мощных рудных тел, с неустойчивыми породами. Руда не должна быть склонной к самовозгоранию, окислению и слеживанию. Длина блока 50–75 м, высота - 50–70 метров. Высота подэтажа от 8–10 до 15–18 м.

Потеря 15–20%, разубоживание – 20–25%, производ – 80-100 т/см., расход ПНР- 5-6 м/1000 труды.

Достоинство - безопасные условия труда при выемке,

Недостаток - трудности механизации и значительный объём подготовительно-нарезных работ.

2.7 Расчет параметров взрывной отбойки

Отбойка руды скважинными зарядами является одним из ключевых способов для проведение буровзрывных процессов при отработке мощных и средней мощности.

Основными параметрами скважинной отбойки являются: линия наименьшего сопротивления (ЛНС), расстояние между скважинами, их количество, длина и диаметр. Линию наименьшего сопротивления, м, находят по формуле Л.И. Барона:

$$W=d\sqrt{\frac{0,785\times\Delta\times k_3}{m\times q}} \quad (2.29)$$

где d - диаметр шпура, 100мм;

Δ – плотность заряжания, 1000 кг/м³;

K_3 – коэффициент заполнения шпура, 0,75;

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

q – удельный расход ВВ, 0,9 кг/м³.

$$q=q_0\times e\times k_2\times k_4\times k_5\times k_6\times k_7 \quad (2.30)$$

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

e – коэффициент относительной работоспособности ВВ, 1;

k_8 – коэффициент, учитывающий выемочную мощность, 0,9;

k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость требуемого качества дробления.

k_4 – коэффициент, учитывающий условия отбойки;

k_5 – коэффициент, учитывающий способ заряжения скважин;

k_6 – коэффициент, учитывающий диаметр заряда;

k_7 – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин.

$$k_2=\left(\frac{l_{mp}}{a_k}\right)^n \quad (2.31)$$

где l_{mp} - среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве;
 a_k – размер кондиционного куска
 $n = 0,55$

$$k_2 = \left(\frac{0,7}{0,7}\right)^{0,55} = 1$$

$$k_6 = \left(\frac{d}{0,105}\right)^{n_2} \quad (2.32)$$

$$k_6 = \left(\frac{0,1}{0,105}\right)^1 = 0,95$$

$$q = 0,9 \times 1 \times 1 \times 0,9 \times 1 \times 0,95 \times 1,3 = 1 \text{ кг/м}^3$$

$$W = 0,1 \sqrt{\frac{0,785 \times 1000 \times 0,7}{1 \times 1}} = 2,3 \text{ м}$$

$$a_{max} = 1,5 - 1,7W \quad (2.33)$$

$$a_{max} = 1,5 \times 2,3 = 5,1 \text{ м}$$

$$a_{min} = 0,5 - 0,7W \quad (2.34)$$

$$a_{min} = 0,5 \times 2,3 = 1,15 \text{ м}$$

Объём руды в слое, м³:

$$V_c = B_c W H_c \quad (2.35)$$

где B_c – ширина отбиваемого слоя, м;

H_c – высота отбиваемого слоя, м.

$$V_c = 15 \times 2,3 \times 25 = 862,5 \text{ м}^3$$

Суммарная длина скважин, м:

$$L_{скв} = \frac{2 \times B \times H}{a_{cp}} \quad (2.36)$$

$$L_{скв} = \frac{2 \times 15 \times 25}{3,1} = 242 \text{ м}$$

Длина скважины, м, на 1 м³ отбитой руды:

$$l_6 = \frac{L_{скв}}{V_c} \quad (2.37)$$

$$l_6 = \frac{242}{862,5} = 0,3 \text{ м}$$

3 Вспомогательные разделы

3.1 Генеральный план промышленной площадки

Генеральный план промышленной площадки – план земной поверхности в пределах земельного отвода, на которой произведена инженерная подготовка территории, планировка и благоустройство, и комплексно размещены основные здания, сооружения, транспортные коммуникации, сети водопровода, канализации, теплоснабжения и др. К основным зданиям и сооружениям на поверхности рудника относятся такие, которые непосредственно связаны с технологией добычи и выдачи руды. Объемное планирование и конструктивные решения рудничных зданий и сооружений на поверхности рудника, определяются принятым технологическим процессом, параметрами установленного оборудования, требованиями строительных норм и правилами противопожарной безопасности, климатическими условиями, а также организацией строительства, обеспечивающей минимальные трудовые и материальные затраты и сохранение продолжительности строительства.

Промышленная площадка рудника подразделяется на зоны: основного производства, транспортно-складскую, вспомогательных производств, административно-общественную.

Энергетические объекты располагают как можно ближе к основным потребителям энергии, а складские – с учетом эффективного использования подъездных путей. Для дальнейшего расширения предприятия резервируются свободные участки.

Расположение зданий и сооружений на площадке обеспечивает наиболее благоприятные условия для естественного освещения, аэрации, вентиляции, борьбы со снежными заносами. Площадки отдельных цехов ориентируются таким образом, чтобы господствующие ветры были направлены вдоль или под острым углом к продольным осям зданий.

Наиболее экономичным решением генерального плана является блокировка сооружений в одном или нескольких крупных зданиях. При этом значительно сокращается территория промышленной площадки, протяженность инженерных сетей, периметр наружных стен, создаются благоприятные условия для строительно-монтажных работ, улучшается транспортное обслуживание рудника. В соответствии с этим блокируются надшахтные здания, калориферное здание и здание вентиляционной установки. Компактность генерального плана поверхности способствует снижению капитальных затрат на строительство.

На размеры территории и плотность ее застройки существенное влияние оказывают противопожарные и санитарные разрывы между зданиями и сооружениями.

Для перевозки руды и промышленных грузов применяют автомобильный вид транспорта. Вид транспорта определен сравнением вариантов по минимуму приведенных затрат.

Инженерные сети горнорудного предприятия делят на сети общего назначения (водопроводные, канализационные, теплофикационные, дренажные), электросети всех видов и производственные (технологические).

В работу по благоустройству территории входят: создание надежных дорожных покрытий и тротуаров, озеленение территории и ряд других мероприятий, улучшающих внешний и внутренний облик всего предприятия.

Зеленые насаждения защищают атмосферу от загрязнения производственными отходами, препятствуют распространению шума. Почвенный покров территории засеян травами.

На территории рудника озеленяются: внутриплощадочные магистральные проезды; участки, свободные от застройки; участки у столовых; бытовых помещений, рудоуправлений.

Категория по пожарной взрывопожарной и взрывной опасности определяется по нормам технологического проектирования или по специальным перечням производств, составленным и утвержденным соответствующими министерствами.

В случае возникновения пожаров из зданий и сооружений обеспечены безопасная эвакуация людей. Эвакуационными считаются выходы: из помещений любого этажа, кроме первого, в коридор или проход, ведущие к лестничной клетке или в лестничную клетку, имеющую выход непосредственно наружу или через вестибюль, отделенный от коридоров перегородками с дверями; из помещений первого этажа наружу непосредственно или через коридор, вестибюль, лестничную клетку. План поверхности приведен в приложении Г.

4 Охрана окружающей среды

4.1 Борьба с пылью и газами

Вентиляция шахт должна производиться 24 часа в сутки. Количество подаваемого воздуха должно соответствовать количеству одновременно работающих людей в шахте, чтобы обеспечивать благоприятные условия труда рабочих. При повышенной температуре в шахте должны быть предусмотрены холодильные установки для охлаждения воздуха до заданной температуры. При пониженной предусмотрены калориферные установки, предназначенные для подогрева воздуха.

Источниками пылеобразования являются:

- буровые работы – 50–85%;
- взрывные работы – 20–40%;
- доставка руды – 5–10%.

Борьба с пылью и газами в шахте имеет важное значение, так как пыль и газы имеют негативное влияние на организм человека. В воздухе действующих выработок количество кислорода должно быть не менее 20 %. Перед допуском людей в забой, после взрывных работ, содержание ядовитых газов не должно превышать 0,008%. Для определения содержания газов в восстающих применяется дистанционный пробоотборник эжекторного типа. Для проветривания шахт используются вентиляторы главного и вспомогательного проветривания. При очистных работах каждая панель проветривается обособленной струей воздуха. Проветривание подготовительных выработок должно быть непрерывно и производится как за счет общешахтной депрессии, так и вентиляторами местного проветривания.

Контроль за запыленностью в шахте осуществляется пыле вентиляционной службой. Предельно допустимая концентрация пыли в шахте должна быть не более 2 мг/м³ воздуха. С поверхности воздух должен поступать с запыленностью не более 0,6 мг/м³.

4.2 Охрана окружающей среды

НТП характеризуется не только бурным развитием производства, но и все большим его влиянием на природу.

Варианты, масштабы, глубина изменений природной среды за последние десятилетия неизменно возросли, и проблема охраны природы приобрела исключительную остроту.

В настоящее время одним из основных экологически вредных производств является добыча и переработка полезных ископаемых, т. к. эти производства наносят огромный вред земельным ресурсам (стволы, карьеры, непогашенные

горные выработки), атмосфере (выбросы отравляющих веществ при сжигании угля), гидросфере (сбросы в водоемы отходов производства и обогатительных фабрик, медь завода и т. д.).

4.3 Охрана недр

Охрана окружающей среды, в том числе и недр, является важнейшим аспектом государства. Основным документом по охране недр является основное законодательство Республики Казахстан о недрах, где основными требованиями в области охраны недр являются:

1. Обеспечение полного и комплексного извлечения полезного ископаемого.
2. Соблюдение установленного порядка предоставления недр в пользование.
3. Наиболее полное извлечение из недр и рациональное использование запасов полезного ископаемого.
4. Недопущение вредного влияния горных работ на сохранение запасов полезного ископаемого.
5. Охрана месторождений от затоплений, пожаров и других факторов, снижающих качество полезного ископаемого.
6. Предупреждение необоснованной и самовольной застройки площадей.
7. Предупреждение загрязнения недр при подземном хранении веществ, вредных отходов, сбросов, сточных вод.

Горному предприятию для добычи полезных ископаемых на основании акта предоставляется земельный участок в бессрочное или временное пользование (до 10 лет).

Пользователи недр должны обеспечить:

- полноту геологического изучения, рациональное и комплексное использование недр и их охрану;
- безопасность ведения работ;
- охрану окружающей среды;
- приведение нарушенных земель в безопасное и пригодное для народного хозяйства состояние.

Основными направлениями по комплексному использованию недр являются:

- сокращение потерь и разубоживания;
- повышение извлечения металла при обогащении в металлургическом переделе;
- использование отвалов пород в строительстве и закладке.

5 Экономическая часть

5.1 Организация и управление производством

При разработке месторождения подземным способом проводятся работы по разработке, очистке и транспортировке горной массы. Вынос руды и породы на поверхность осуществляется по наклонно - транспортному спуску (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.

5.2 Режим работы рудника

Исходя из моих наблюдений, я заметил, что режим работы рабочих рудника имеет прямое влияние на технико-экономическую величину. Режим работы делится на 2 вида: годовые и суточные. Он будет прерывным и непрерывным. Проектируемое месторождения Майкаин «В».

Годовой рабочий день в непрерывном режиме работы рудника можно определить по следующей формуле:

$$T_{год} = T_k - T_{пр} - T_{вых} \quad (5.1)$$

где T_k – календарных дней в году, 365 дней;

$T_{пр}$ - праздничные дни в году, 6 дней;

$T_{вых}$ выходные дни в году, 30 дней.

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

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

5.3 Численность трудящихся

Таблица 5.1 - Административно-управленческие расходы

Должность**	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Директор	1	800	9600
Главный инженер	1	740	8880
Тех. старший инж. отдела	1	650	7800

Продолжение таблицы 5.1

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Начальник проектного отдела	1	600	7200
Главный механик	1	570	6840
Нач. участка	1	540	6480
Горный мастер	7	500	6000
Машинисты	9	450	5400
Помощники машиниста	5	400	4800
Машинисты буровой установки	18	380	4560
Помощник машиниста буровой установки	12	350	4200
Водитель автопогрузчика и рабочие	36	325	3900
Нач. Проходчик	2	500	6000
Проходчик	15	400	4800
Электромонтер	6	300	3600
Инженера по ТБ	2	340	4080
Маркшейдера	3	350	4200
Бухгалтерия	1	400	4800
Геологи	4	300	3600
Взрывники	9	380	4560
Работники проектного отд.	12	400	4800
Техники	9	250	300
Завсклад	3	200	2400
Прачечная	4	150	1800
Вывод	165	9475	118500
Дополнительная заработная плата 8%		75800	94800,0
Расходы на социальное страхование 12%		1023,300	12798000
Всего	148	1099100	13746000

Таблица 5.2 - Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол- во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма аморти- зации%	Амортиз. отчисления, тг
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	203114 000	203 114 000	10	20311400
Центральный склад	шт.	1	61 254 500	61 254 500	10	6125450

Продолжение таблицы 5.2

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации%	Амортиз. отчисления, тг
Склад ВМ	шт.	1	50 590 000	50 599 000	10	5059900
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	96 963 000	96963000	10	9696300
Неучтенные сооружения 10%				30662150		
Итого по зданиям и сооружениям				337 183 650		58 501 250
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	5	34 955 200	174 776 000	17	11984768
Погрузочно-доставочная машина ТОРО-200	шт.	5	73 000 000	365 000 000	17	25020000
Неучтенная техника 10%				21691040		
Итого по машинам				238 501 440		37 704 768
Всего				574 685 090		95 606 018

Таблица 5.3 - Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	35225980	12%	4225117,6
Инструменты	10562500	12%	1265500
Расходные	6303540	12%	745424,8
Электрооборудование	41962200	12%	5033464
Детали для ремонта техники, оборудования	18873100	12%	2262772
ВВ	48 000 000	12%	5760000
Неучтенные материалы 10%	11342732		
Всего	124 268 052		13 532 278,4

Таблица 5.4 - Затраты на электроэнергию

Наименование объекта потребляемый электроэнергию	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружения на поверхности	339,4	14920	5057692
Территория предприятия	201,3	14920	3006204
Подземный рудник	571,9	14920	8227358
Склады ВМ	271,1	14920	4003882
Прочие потребители энергии	259,4	14920	3839488
Всего	1643,1		24 134 624

Таблица 5.5 - Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг	Себестоимость 1 т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	137460,00	465,8
Материалы	124 268,05	248,4
Амортизационные отчисления	95606,02	192,6
Расход энергии	24134,6	60,1
Себестоимость по системе разработки	472114,41	966,9

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_2} + \frac{\text{Материалы}}{A_2} + \frac{\text{Амор.отчисл.}}{A_2} + \frac{\text{Р-д энерг.}}{A_2} \quad (5.2)$$

$$\text{Себестоимость} = 465,8 + 248,4 + 192,6 + 60,1 = 966,9 \text{ тг/т}$$

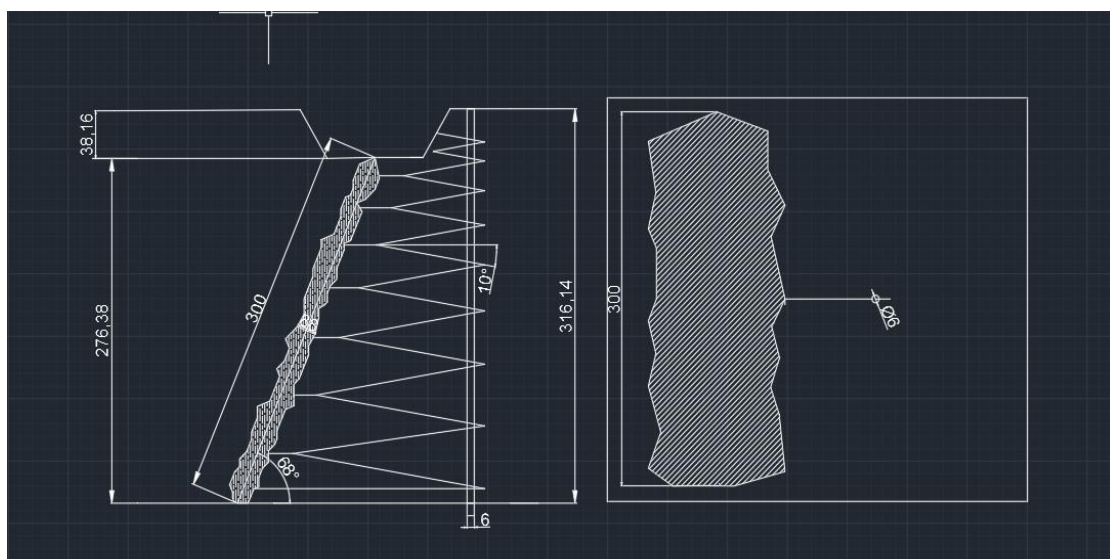
ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте было выполнено вскрытие разработки подземным способом месторождения Майкаин В. В процессе работы было принято вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом. Было посчитано годовая производительность рудника и срок службы. При рассмотренных системах разработки самым выгодным вышло способ с подэтажным обрушением, по расчетам определены параметры и показатели скважинной отбойки, где у нас удельный расход был равен 1 кг на метр кубический и линия наименьшего сопротивления вышел 2,3 м. Надземные здания и сооружения расположены с учетом рельефа местности и розы ветров, себестоимость.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 <http://info.geology.gov.kz> – «Комитет геологии и недропользования»
- 2 В. Г. Степанец, Р. М. Антонюк, Т. В. Кряжева «Геология нижнего кембрия иордовика майканского рудного поля»
- 3 М. И. Агошков, Г. М. Малахов «Подземная разработка рудных месторождений»
- 4 К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виноцкий, Н. Н. Мельников/ справочник «Открытые горные работы» М. Горное бюро, 1994
- 5 М. М. Пригоровский «Горная энциклопедия»
- 6 Учебно-методическое пособие «Шахтное 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 <https://kitaphana.kz> – «Библиотека»

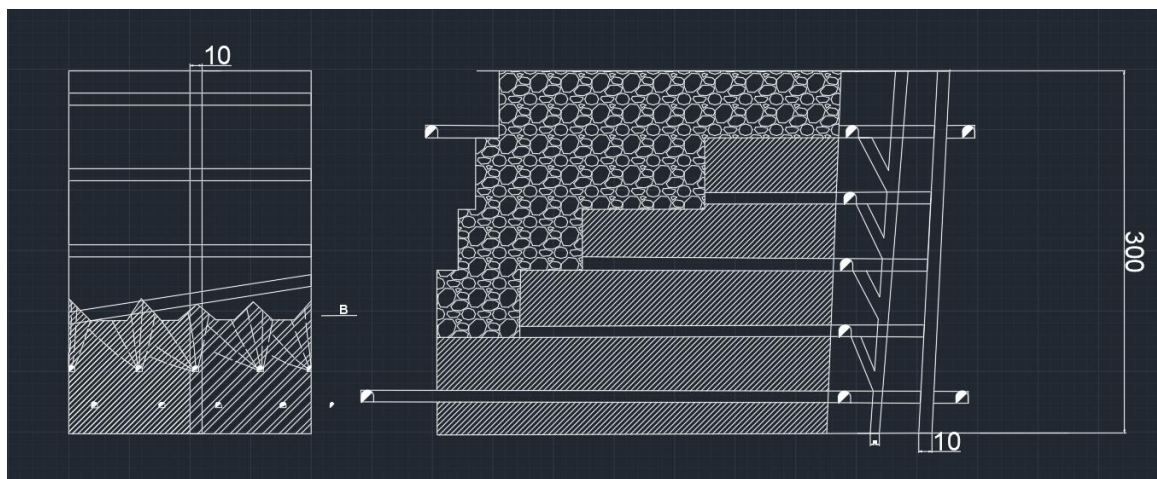
Приложение А



Способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.

Рудное тело, отработанный карьер, вертикальный ствол, вентиляционный ствол с фронта месторождения, НТС, заезды.

Приложение В



Приложение С

