

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»

Бажибаев Берік Мухажанұлы

«Проект подземной разработки 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»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
НАО «КазНИТУ им.К.И.Сатпаева»  
Горно-металлургический институт  
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ  
Зав. кафедрой «Горное дело»  
д.р техн. наук, проф.  
С.К.Молдабаев  
« 05 » 2022г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

На тему: «Проект подземной разработки месторождения месторождения  
«Майкаин В»

по специальности 5В070700 – Горное дело

Выполнил

Б.М.Бажибаев

Рецензент

Научный руководитель  
д.р техн. наук, проф



« 18 » мая 2022г.  
В.В.Грязнов

« 18 » 05 2022г.  
Абен Е.Х.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАНА

Казахский национальный исследовательский технический университет имени  
К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»



УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»  
Тех. наук, проф.

С.К. Молдабаев  
05 2022г.

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение дипломной работы**

Обучающемуся Бажыбаев Берік Мухажанұлы

Тема: «Проект подземной разработки месторождения «Майкаин В»

Утверждена приказом Ректора Университета № 488 от «24» 12 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: 10

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

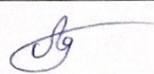
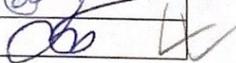
## ГРАФИК

Подготовка дипломной работы

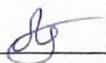
Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	26.02.2022	
Горная часть	04.03.2022	
Генеральный план поверхности	12.04.2022	
Охрана окружающей среды	26.04.2022	
Охрана труда	01.05.2022	
Экономика рудника	04.05.2022	

### Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченный проект

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	к.т.н. Абен Е.Х	26.02.2022	
Горная часть	к.т.н. Абен Е.Х	04.03.2022	
Генеральный план поверхности	к.т.н. Абен Е.Х	12.04.2022	
Охрана окружающей среды	к.т.н. Абен Е.Х	26.04.2022	
Охрана труда	к.т.н. Абен Е.Х	01.05.2022	
Экономика рудника	к.т.н. Абен Е.Х	04.05.2022	
Нормоконтролер	Мерзеткин Д.С.	17.05.22	

Научный руководитель

 Е.Х.Абен

Задания принял к исполнению

 Б.М.Бажибаев

Дата

«18» 05 2022г.

## АНДАТПА

Тапсырмаға сәйкес дипломдық жобада Майқайың "В" алтын кен орнының жалпы мәліметтері мен тау-кен геологиялық жағдайларын ескере отырып, кеніштің негізгі параметрлері анықталды, карьердің түбінен автомобиль көлбеу түсу жолымен және тік көмекші оқпанмен ашу тәсілі және қабатты-камералық игеру жүйесі таңдалды. Іт кенді тазарту және оның құны туралы есептер келтірілген.

## АННОТАЦИЯ

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

## ANNOTATION

In accordance with the assignment, in the diploma project, taking into account general information and mining and geological conditions of the Maykain "B" gold deposit, the main parameters of the mine were determined, the method of opening by an automobile inclined exit from the bottom of the quarry and a vertical auxiliary shaft and a floor-chamber development system 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 Геологическое строение рудного поля	10
1.3 Стратиграфия	10
1.4 Структура рудного поля	11
2 Горная часть	15
2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов	15
2.2 Определение способа разработки месторождения	15
2.3 Производственная мощность рудника	17
2.4 Срок службы рудника	18
2.5 Выбор способа вскрытия месторождения	18
2.6 Выбор системы разработки	24
2.7 Расчет параметров скважиной отбойки	27
3 Вспомогательные разделы	30
3.1 Генеральный план поверхности	30
3.2 Охрана окружающей среды	30
3.3 Охрана труда	31
3.4 Источник электроснабжения	32
4 Экономическая часть	33
4.1 Организация и управление производством	33
4.2 Режим работы рудника	33
4.3 Численность работников и служащих	33
Приложение А	39
Приложение Б	41
Приложение В	42
Приложение Г	43

## 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 «В». Объектом исследования принято уже разработанное, законсервированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение Майкаин «В», 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**

АО «Майкаинзолото» предприятие по добыче и переработке золотосодержащих полиметаллических руд, располагается в Баянаульском районе Павлодарской области Республики Казахстан. Базовый поселок - Майкаин. Ближе всего к рабочему поселку Майкаин расположены следующие населенные пункты:

- железнодорожная станция Ушкулын - 8 км на запад;
- г. Экибастуз - 45 км к северо-западу;
- райцентр с. Баянаул - 90 км к югу;
- областной центр г. Павлодар - 130 км на северо-восток. [1]

### **1.2 Геологическое строение рудного тела**

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 ( $\epsilon_1dj$ ), 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 ( $\epsilon_2ash$ ) представлена альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофиров, плагиогранит-порфинов фельзит-порфинов.

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 пропицитов 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 «В» она составляла 28м. (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 рассланцевания 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 локализируются 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 уходит 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 тонкогопереслаивания пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических образований.

В геологическом строении Майкаинского рудного поля принимают участие вулканогенно-осадочные породы нижнее-средне-кембрийского возраста.

Колчеданное золото-барит-полиметаллическое месторождение Майкаин «В» располагается в центральной части Майкаинского рудного поля в пределах главной рудной зоны. Рудовмещающими породами (продуктивная толща) на месторождении являются расланцованные и гидротермально изменённые эффузивы, представленные кварц-серицитовыми породами, кварц-хлорито-серицитовыми сланцами и вторичными кварцитами. Эти породы залегают согласно с перекрывающими андезитовыми, андезитобазальтовыми порфиритами и их туфам, и подстилающими базальтовыми порфиритами и лавами.

Простираение толщи вмещающих пород северо-восточное, падение – северо-западное (от пологого под углом  $30^{\circ}$ – $40^{\circ}$  до крутого под углами от  $50^{\circ}$  до  $90^{\circ}$ ).

Рудовмещающая зона вытянута в длину более чем на 1 км и в ширину около 500 м. Падение пород в верхней части северо-западное под углом  $80^{\circ}$ – $90^{\circ}$ ; на глубине 230–250 м отмечается выполаживание до  $35^{\circ}$ – $55^{\circ}$ . Флексурный изгиб крыла складки установлен также на глубине 280–340 м в северо-восточной части месторождения в пределах профилей II и III.

Рудовмещающая зона характеризуется тонким и частым переслаиванием мелкообломочных туфов, туффитов, туфопесчаников, алевролитов, реже известняков.

Висячий бок месторождения представлен андезитобазальтовыми и андезитовыми порфиритами и их туфами, относимыми к агырекской свите нижнего-среднего кембрия ( $\epsilon_1 - \epsilon_{1ag}$ ).

Лежачий бок месторождения сложен диабазовыми и базальтовыми порфиритами, афировыми лавами основного состава с прослоями и линзами яшмоидов, относимыми к джангабульской свите нижнего кембрия ( $\epsilon_{1dj}$ ).

Месторождение Майкаин «В» приурочено к юго-восточному крылу брахисинклинальной складки второго порядка (размером 2,7x1,5 км), находящейся в пределах Майкаинского горст-антиклинория.

На месторождении отмечаются дорудные дизъюнктивные нарушения субширотного простирания, обрамляющие месторождение с юго-запада и северо-востока. В результате гидротермально-метасоматических процессов в зоне рассланцевания образовались имеющие линейную зональность серицитсодержащие кварциты и серицит-кварцевые породы, а вмещающие эту зону массивные породы подверглись хлоритизации и эпидотизации.

Месторождение представлено серией сближенных рудных тел, залегающих в зоне гидротермально-измененных пород на глубинах от 30–40 до 400–500 м. Простирание рудных тел северо-восточное, падение - крутое на верхних горизонтах (60–90°) и постепенно выполаживающееся на глубине (35–55°). Форма рудных тел линзовидная, пластообразная, жилообразная. Размеры их по простиранию и падению колеблются от первых десятков до нескольких сотен метров. Мощность изменяется от 1–5 до 80–100 м. По простиранию и падению рудные тела часто образуют резкие раздувы и пережимы, а также боковые ответвления. Выклинивания рудных тел как постепенные, так и довольно резкие.

На месторождении выявлено 15 рудных тел, сложенных сплошными вкрапленными рудами, из них 11 включают в себя балансовые запасы. В трех рудных телах (I, II и III) заключено 98% балансовых запасов месторождения.

Границы между рудными телами в некоторых случаях проведены довольно условно. Контуры рудных тел в большинстве случаев устанавливаются по результатам опробования.

В целом все рудные тела имеют сложные морфологические формы и располагаются в мощной зоне гидротермально измененных пород, образующих продуктивную толщу.

Ниже приводится краткое описание основных рудных тел месторождения.

Рудное тело I имеет форму неправильных, осложненных раздувами и пережимами линзовидных залежей, залегающих согласно с вмещающими породами. По простиранию и падению рудное тело часто соединяется с вышележащими рудными линзами.

Основные размеры рудного тела I довольно изменчивы. Максимальная глубина залегания от поверхности составляет 410 м. Протяженность по простиранию - от 46 м до максимальной длины на горизонте 220 м, равной 650 м. Мощность рудного тела изменяется от 3–5 м до 10–75 м.

Рудное тело II пространственно тяготеет к висячему боку продуктивной толщи и является наиболее мощным, в котором сосредоточены около половины запасов месторождения, имеет наиболее сложное внутреннее строение и форму. В плане форма рудного тела представляет собой утолщенную линзу с тупыми углами выклинивания.

В северо-западной части месторождения рудное тело II находится в непосредственной близости от рудного тела I. Глубина залегания верхней границы рудного тела II от поверхности 80 м, нижняя граница ограничивается глубиной 350 м. Протяженность рудного тела колеблется от 166 м до 720 м (на горизонте 220 м). Мощность рудного тела меняется от 2–7 до 60 м.

Рудное тело III прослеживается непрерывно на протяжении 400–650 м по простиранию и тяготеет к верхам продуктивной толщи. Форма рудного тела пластообразная с пережимами и раздувами как по простиранию, так и по падению. Мощность рудного тела колеблется от 1–2 м до 10–12 м. [1]

Ниже в таблице 1.1 приведены основные параметры этих рудных тел.

Таблица 1.1 – Основные параметры рудных тел месторождения Майкаин

Рудное тело	Протяженность рудных тел, м		Мак глубина залегания рудных тел, м	Гор. подсчета запасов, м	Мощность рудных тел, м			Форма рудных тел	Угол падения рудных тел, град.	Запасы руды, %
	по простиранию от-до	по падению от-до			от	до	средняя			
I	46-650	12-330	410	100-460	3-5	10-75	20-25	линзовидная	55-90	35
II	16-720	37-227	350	160-400	2-7	60	16-24	линзовидная	35-90	42
III	40-650	50-355	485	160-520	1-2	12	7	пластообразная	60	21

Все остальные рудные тела имеют простые геометрические формы строения и незначительные размеры.

## 2 Горная часть

### 2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов

Для дальнейших расчетов примем следующие данные 1 рудного тела:

Длина простирания рудного тела = 160 м

Длина падения = 432 м

Глубина рудного тела = 410 м

Мощность рудного тела,  $m = 22$  м

Плотность рудного тела,  $\gamma = 3,2$  т/м<sup>3</sup>

Угол падения рудного тела,  $\alpha = 72^\circ$

Коэффициент потерь,  $K_n = 0,1$

Коэффициент разубоживания,  $K_p = 0,12$

Содержание полезного компонента = 5,5 г/т.

Для того, чтобы найти извлекаемые запасы  $Q_{изв}$ , нужно найти балансовые запасы  $Q_б$ , т, которые определяются по следующей формуле: [3]

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

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

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

$m$  – мощность рудного тела, м;

$\gamma$  – плотность рудного тела, т/м<sup>3</sup>.

$$Q_б = 160 \times 432 \times 22 \times 3,2 = 4\ 866\ 048 \text{ т}$$

После этого определяем извлекаемые запасы, т, по формуле:

$$Q_{изв} = Q_б \times \frac{K_n}{K_k} \quad (2.2)$$

где  $K_n$  – коэффициент извлечения рудного тела, равен  $1 - K_n = 1 - 0,1 = 0,9$ ;

$K_k$  – коэффициент качества, равен  $1 - K_p = 1 - 0,12 = 0,88$ .

$$Q_{изв} = 4\ 866\ 048 \times \frac{0,9}{0,88} = 4\ 976\ 640 \text{ т}$$

### 2.2 Определение способа разработки месторождения

Для начала определим экономическую глубину карьера, м, по формуле [4]

$$H_k = \frac{K_n \times m \times K_{гр}}{\operatorname{ctg} \beta_B + \operatorname{ctg} \beta_L} \quad (2.3)$$

где  $K_n$  – коэффициент извлечения;  
 $m$  – мощ. руд. тела, м;  
 $\beta_B$  – угол откоса со стороны висячего бока,  $50^\circ$ ;  
 $\beta_L$  – угол откоса со стороны лежащего бока,  $45^\circ$ ;  
 $K_{гр}$  – граничный коэффициент.

$$K_{гр} = \frac{C_n - C_o}{C_B} \quad (2.4)$$

где  $C_n$  – себестоимость добычи 1 тонны руды подземным способом, 14\$/т;  
 $C_o$  – себестоимость добычи 1 тонны руды открытым способом, 6\$/т;  
 $C_B$  – себестоимость вскрышных работ, 3\$/т.

$$K_{гр} = \frac{14-6}{3} = 2,67$$

$$H_k = \frac{0,9 \times 22 \times 2,67}{0,84+1} = 28,1 \text{ м}$$

Отсюда делаем вывод, что 28,7 метров мы будем разрабатывать открытым способом, а ниже 28,7 метров переходим на подземную разработку месторождения, следовательно способ разработки будем использовать комбинированный.

Далее определим глубину рудного тела, м, для разработки подземным способом по формуле:

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

$$H_{рт} = 432 \times \sin 72 = 432 \times 0,9510 = 410 \text{ м}$$

$$H_{рт} - H_k = 410 - 28,7 = 381 \text{ м}$$

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

$$\begin{array}{rcl} Q_b(0) & - & 28,7 \text{ м} \\ 4\ 866\ 048 \text{ т} & - & 410 \text{ м} \end{array}$$

$$Q_b(o) = \frac{4\ 866\ 048 \times 28,7}{410} = 340\ 623 \text{ т}$$

$$Q_{\text{б}}(\text{п})=4\ 866\ 048 - 340\ 623=4\ 525\ 424\ \text{т}$$

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

$$Q_{\text{изв}}=4\ 525\ 424 \times \frac{0,9}{0,88}=4\ 628\ 274\ \text{т}$$

### 2.3 Производственная мощность рудника

В соответствии с "Нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки" годовую производственную мощность рудника, т/год, по горным возможностям для месторождений с углом падения 30-90° определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки на месторождении по формуле:

$$A = \frac{V \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times S \times \gamma \times (1 - K_{\text{п}})}{(1 - K_{\text{р}})} \quad (2.6)$$

где V- годовое понижение уровня выемки, 24 м;

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;

$K_{\text{п}}$  – коэффициент потерь полезного ископаемого, 0,08;

$K_{\text{р}}$  – коэффициент разубоживания полезного ископаемого, 0,10.

Для определения годовой производительности нам следует знать среднюю величину рудной площади, м<sup>2</sup>, в этаже, ее находим по формуле

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

$$S = 22 \times 160 = 3\ 520\ \text{м}^2$$

$$A = \frac{24 \times 1,2 \times 0,6 \times 0,8 \times 1 \times 3520 \times 3,2 \times 0,9}{0,88} = 159\ 252\ \text{т/год}$$

Проектом принимается годовая производственная мощность рудника  $A=159252$  тыс. т руды в год. Принимаем 160 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, 3 года;  
 $T_3$  - время на затухание рудника, 2 года;  
 $T_o$  - основное время работы рудника.

$$T_o = \frac{Q_0}{A_r} \quad (2.9)$$

где  $Q_0$  - балансовые запасы месторождения;  
 $A_r$  - годовая производительность рудника.

$$T_o = \frac{4\,525\,424}{159\,252} = 28 \text{ лет}$$

$$T = 3 + 28 + 2 = 33 \text{ года}$$

## 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 автомобильным наклонным съездом с поверхности и вертикальным вспомогательным стволом.

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

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

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

### 1-й способ:

#### *Капитальные затраты*

Проходка вентиляционных стволов, тг [6]

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

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

$K_n$  - стоимость проведения 1 п. м. ствола, тг/м;  
 $n_{bc}$  - количество стволов.

$$K_{bc} = 400 \times 260000 \times 1 = 106\,600\,000 \text{ тг}$$

Проведение наклонного съезда, тг:

$$K_{n.c} = L_{n.c} * K_n \quad (2.12)$$

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

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

$$K_{bc} = 4022 \times 24000 = 96\,528\,000 \text{ тг}$$

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

Проведение заездов, тг:

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

где  $L_3$  - длина заезда, м;

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

$$K_3 = 101 \times 22000 = 2\,222\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, тг:

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

где  $A_r$  - годовая производительность месторождения, т/год.

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

$$D = 9,3 + 3,24 * 0,16 = 10 \text{ млн тг}$$

Капитальные затраты по первому способу вскрытия – 215350000 тг.

#### **Эксплуатационные затраты**

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты, тг:

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

где  $H_{bc}$  – глубина вентиляционного ствола, 410 м;

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

$T$  – срок службы рудника, 33 года.

$$C_{bc} = 410 \times 28 \times 33 \times 1 = 378\,840 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда, тг:

$$C_{н.с.} = H_{н.с.} \times R_{н.с.} \times T \quad (2.16)$$

где  $H_{н.с.}$  - длина наклонного съезда, 4022 м;

$R_{н.с.}$  - стоимость поддержания 1 п. м. наклонного съезда, 16 тг/м

$T$  - срок службы рудника, 33 года.

$$C_{н.с.} = 4022 \times 16 \times 33 = 2\,123\,616 \text{ тг}$$

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, 16 тг/м;

$n_3$  - количество заездов.

$$C_3 = 2 \times 101 \times 16 \times 7 = 22\,624 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, тг:

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

где  $A_r$  - годовая производительность месторождения, т/год;

$T$  - срок службы рудника, 33 года.

$$Д = (0,164 + 0,07 \times 0,16) \times 33 = 5\,781\,600 \text{ тг}$$

Стоимость 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;

$$C_3 = 4628274 \times 2011 \times 0,008 = 74\,459\,672 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты по первому методу – 82 766 352 тг.

## **2-й способ:**

### ***Капитальные затраты***

Проходка вертикального главного ствола шахты, тг:

$$K_{гс} = H_{гс} \times K_{г} \times n_{гс} \quad (2.20)$$

где  $H_{гс}$  - глубина ствола, м;  
 $K_{г}$  - стоимость проведения 1 п. м. ствола, тг/м;  
 $n_{гс}$  - количество стволов.

$$K_{гс} = 430 \times 260000 \times 1 = 111\,800\,000 \text{ тг}$$

Проходки вентиляционных стволов, выполняем согласно формуле (2.11) тг:

$$K_{вс} = H_{вс} \times K_{в} \times n_{вс}$$

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

$$K_{вс} = 410 \times 260000 \times 1 = 106\,600\,000 \text{ тг}$$

Проходка квершлага, тг:

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

где  $L_{кв}$  - суммарная длина квершлагов, 1240 м.  
 $K_{кв}$  - стоимость проведения 1 п. м. квершлага, 23000 тг/м;  
 $n_{кв}$  - количество квершлагов, 13.

$$K_{кв} = 1240 \times 23000 \times 13 = 370\,760\,000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений, выполняем согласно формуле (2.14)

$$Д = 9,3 + 3,24 \times A_{г}$$

где  $A_{г}$  - годовая производительность месторождения, т/год.  
 В данном случае годовая производительность ставится в млн т/год, а  $Д$  в млн тг.

$$Д = 9,3 + 3,24 \times 0,16 = 10 \text{ млн тг}$$

Проходка и оборудование околоствольного двора, тг:

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

где  $A_r$  - годовая производительность месторождения, т/год;  
 $n$  - количество околоствольных дворов

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \times 0,16) \times 13 = 4\ 118\ 000 \text{ тг}$$

Капитальные затраты по второму методу – 603 278 000 тг.

**Эксплуатационные затраты**

Стоимость поддержания ствола, тг:

$$C_c = H_{гс} \times R_{гс} \times T \times n_{гс} \quad (2.23)$$

где  $R_{гс}$  - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, 30 тг/м;

$H_{гс}$  - глубина ствола;

$T$  - срок службы рудника, 33 года.

$$K_{гс} = 430 \times 30 \times 33 \times 1 = 425\ 700 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов, выполняем согласно формуле (2.15) тг:

$$C_{вс} = H_{вс} \times R_{вс} \times T \times n_{вс}$$

где  $R_{вс}$  - стоимость поддержания 1 п. м. ствола, 30 тг/м;

$n_{вс}$  - количество вентиляционных стволов,

$T$  - срок службы рудника, 33 года

$H_{вс}$  - глубина вентиляционного ствола, 410 м.

$$C_{вс} = 410 \times 30 \times 33 \times 1 = 405\ 900 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлага, тг:

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

где  $L_{кв}$  - суммарная длина квершлагов, 1240 м;

$R_{кв}$  - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, 18 тг/м.

$$C_{кв} = 1240 \times 18 \times 33 = 736\ 560 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды по стволу, тг:

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

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

$$C_3 = 4628274 \times 215 \times 0,008 = 7\ 960\ 631 \text{ тг}$$

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, 95 м.;

$K_{от}$ - стоимость откатки, тг/т.

$$C_{от} = 95 \times 4628274 \times 0,002 = 879\,372 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений, выполняем согласно формуле (2.18)

$$Д = (0,164 + 0,07 \times A_r) \times T$$

где  $A_r$ - годовая производительность месторождения, т/год;

$T$ - срок службы рудника, 12 лет.

В данном случае  $A_r$  ставится в млн т/год, а  $Д$  в млн тг.

$$Д = (0,164 + 0,07 \times 0,16) \times 33 = 5\,781\,600 \text{ т}$$

Эксплуатационные затраты по второму методу – 16 189 763 тг.

*Приведенные затраты выполняем согласно формуле (2.10)*

$$П = C_{уд} + E \times K_{уд} \rightarrow \min$$

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

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

$E$  – нормативный коэффициент, 0,12.

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

$$C_{уд} = 82\,766\,352 / 4\,628\,274 = 17,8$$

$$K_{уд} = 215\,350\,000 / 160\,000 = 1346$$

$$П = 17,8 + 0,12 \times 1346 = 180 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами

$$C_{уд} = 16\,189\,763 / 4\,628\,274 = 3,5$$

$$K_{уд} = 603\,278\,000 / 160\,000 = 3770,4$$

$$П = 3,5 + 0,12 \times 3770,4 = 456 \text{ тг/т}$$

Вывод: По минимальному значению приведенных затрат принимаем 1 способ, т. е. вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом (рисунок (2.1а) - (2.б)).

## 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.

Выбор системы разработки производится в два этапа [4]:

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 труд заб. раб.	$K_1^1$	$K_1^2$	$K_1^3$	$K_1^n$
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

## 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.

Выбор системы разработки производится в два этапа [4]:

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 труд заб. раб.	$K_1^1$	$K_1^2$	$K_1^3$	$K_1^n$
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:

$$\delta = \frac{k_1^i - k_1^{i0}}{k_1^{i0}} \quad (2.27)$$

Из полученных значений составляется матрица относительных отклонений

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

Рисунок 2.1 – Матрица относительных отклонений

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

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

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 отбойкой руды из подэтажных штреков и с закладкой

2) Этажно-камерная система разработки.

Проведем сравнительную оценку по методике Байконурова О. А. Для начала сведем показатели в таблицу 2.2.

Таблица 2.2 – Техничко-экономические показатели

ТЭП	Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и с закладкой	Этажно-камерная система разработки
Производительность заб. раб., т/см	44 т/см	60 т/см
Себестоимость добычи, тг	6500 тг	4650 тг
Потери руды, %	3%	20%
Разубоживание руды, %	5%	10%
Объем ПНР, м	13 м	12 м

Выбираем из вариантов лучший, т. е. это 60 т/см, 4650 тг, 3%, 5%, 13 м.

$$\Delta I_1^1 = \left| \frac{60-60}{60} \right| = 0$$

$$\Delta I_2^1 = \left| \frac{4650-4650}{4650} \right| = 0$$

$$\Delta I_3^1 = \left| \frac{3-20}{3} \right| = 5,6$$

$$\Delta I_4^1 = \left| \frac{5-10}{5} \right| = 1$$

$$\Delta I_5^1 = \left| \frac{13-12}{13} \right| = 0,07$$

$$\Delta I_1^2 = \left| \frac{60-44}{60} \right| = 0,2$$

$$\Delta I_2^2 = \left| \frac{4650-6500}{4650} \right| = 0,4$$

$$\Delta I_3^2 = \left| \frac{3-3}{3} \right| = 0$$

$$\Delta I_4^2 = \left| \frac{5-5}{5} \right| = 0$$

$$\Delta I_5^2 = \left| \frac{13-13}{13} \right| = 0$$

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

$$\Delta I = \begin{vmatrix} 0 & 0,2 \\ 0 & 0,4 \\ 5,6 & 0 \\ 1 & 0 \\ 0,07 & 0 \end{vmatrix}$$

Теперь для каждого столбца определим норму вектора:

$$R_1 = \sqrt{5,6^2 + 0,07^2} = 5,6$$

$$R_2 = \sqrt{0,2^2 + 0,4^2} = 0,5$$

$$R_2 < R_1$$

Вывод: следовательно, наиболее целесообразно будет выбрать вторую систему разработки – этажно-камерная система разработки. Условия применения: систему применяют для разработки крутопадающих мощных рудных тел с относительно невысоким содержанием полезного компонента в руде при устойчивом рудном массиве и вмещающих породах.

Подготовка включает проведение полевого откаточного и вентиляционного штреков, а также полевого штрека для буровых работ и материально-ходового восстающего. Очистные работы начинают с расширения отрезного восстающего в отрезную щель на всю ширину камеры. Руду в камере отбивают веерным комплектом восходящих и нисходящих скважин на отрезную щель. Отбитая руда под действием собственного веса через выпускные выработки попадает на почву скреперного орта, откуда скреперной лебедкой доставляют к откаточному штреку и через полук грузят в вагонетки.

Потери руды 15–20%; разубоживание руды 8–10%; производительность забойного рабочего 50–60 т/смену; удельный объем подготовительно-нарезных выработок на 1000 т руды составляет 10–12 м; удельный расход на отбойку - 0,350–0,450 кг/т. (рисунок в приложениях Б)

*Достоинства:* высокая производительность камеры; низкая себестоимость очистной выемки; повышение безопасности работ.

*Недостатки:* значительные потери и разубоживание руды; трудность соблюдения проектных размеров междукамерных целиков, так как скважины в результате искривления нередко входят в контур целика и при взрыве нарушаются; повышенный выход негабарита, также связанный с отклонением скважин от заданного направления. [7]

## 2.7 Расчет параметров скважиной отбойки

Отбойка руды скважинными зарядами является основным способом ведения буровзрывных работ при разработке мощных и средней мощности месторождения.

Основными параметрами скважинной отбойки являются Л.Н.С. и расстояние между скважинами, на основе которых определяются остальные. Наиболее распространенной для расчета Л.Н.С. является формула Л. И. Барона:

$$W=d \sqrt{\frac{0,785 \times \Delta \times K_3}{m \times q}} \quad (2.29)$$

где  $d$  – диаметр скважины, м;  
 $\Delta$  – плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>;  
 $K_3$  – коэффициент заполнения скважин;  
 $m$  – коэффициент сближения зарядов;  
 $q$  – удельный расход ВВ на отбойку.

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

где  $q_0$  – эталонный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $e$  – коэффициент относительной работоспособности;  
 $k_2$  – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд;  
 $k_4$  – коэффициент, учитывающий условия отбойки;  
 $k_5$  – коэффициент, учитывающий способ заряжения скважин;  
 $k_6$  – коэффициент, учитывающий диаметр заряда;  
 $k_7$  – коэффициент, учитывающий схему расположения скважин.

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

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

$$k_2 = \left( \frac{0,6}{0,6} \right)^{0,55} = 1$$

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

$$k_6 = \left( \frac{0,089}{0,105} \right)^1 = 0,84$$

$$q = 0,9 \times 0,89 \times 1 \times 0,8 \times 1 \times 0,84 \times 1,2 = 0,64 \text{ кг/м}^3$$

$$W = 0,089 \sqrt{\frac{0,785 \times 1000 \times 0,75}{0,9 \times 0,64}} = 2,2 \text{ м}$$

При отбойке веерными скважинами их взаимное расположение определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин и минимальным между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки.

$$a_{\max}=1,5-1,7W=1,6\times 2,2=3,52\text{ м} \quad (2.33)$$

$$a_{\min}=0,5-0,7W=0,6\times 2,2=1,32\text{ м} \quad (2.34)$$

Объём руды в слое, м<sup>3</sup>:

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

где  $B_c, H_c$  – ширина и высота отбиваемого слоя, м;

$$V_c=30\times 2,2\times 22=1452\text{ м}^3$$

Суммарная длина скважин, м:

$$L_{\text{СКВ}}=\frac{2\times B\times H}{a_{\text{ср}}} \quad (2.36)$$

$$L_{\text{СКВ}}=\frac{2\times 30\times 22}{2,42}=545\text{ м}$$

Длина скважины, м, на 1 м<sup>3</sup> отбитой руды:

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

$$l_6=\frac{545}{1452}=0,37\text{ м}$$

(рисунок в приложении В)

### 3 Вспомогательные разделы

#### 3.1 Генеральный план поверхности

Для создания нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в соответствии с действующими нормативными положениями проектом предусмотрено:

- расположение сооружений надшахтного комплекса, производственных объектов (электрокотельные, отвалы для забалансовой руды, пустой породы) выделяющих дым, пыль, на требуемом удалении, с учетом розы ветров, по отношению к воздух подающему стволу ВЛВ1;

- расположение взрывопожароопасного объекта склада нефтепродуктов 50 м<sup>3</sup> на безопасном расстоянии от котельной с устройством земляного вала.

- склады запасного оборудования, горючих и легковоспламеняющихся жидкостей, химикатов, баллонов с научно-техническими газами, строй материалов и продуктов, металла, лесоматериалов, цехи и мастерские. [5]

Наряду с мерами безопасности при ремонте и обслуживании автомобильного транспорта, которые предусматриваются в ремонтных мастерских рудника, проектом предусматриваются меры безопасности при эксплуатации: применение предупреждающих знаков, ограждающих столбиков на обочинах дорог, придание дороге требуемого профиля и соблюдением необходимого продольного и поперечного уклона (рисунок в приложении Г).

### 3.2 Охрана окружающей среды

Защита находящейся вокруг среды выполняется 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 демократичного содействия народа, публичных соединений органов районного самоуправления в области охраны окружающей среды;

- интернациональной совместной работы в области охраны окружающей среды на базе международного права. [8]

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.

### 3.3 Охрана труда

В соответствии с нормативными требованиями по охране труда в Плане горных работ предусматривается:

- доставка рабочих на горизонты к месту работы в специальной машине для перевозки людей по наклонному съезду;

- установка лифтового подъемника в вентиляционном восстающем ВВ2 для сообщения между горизонтами;

- использование пункта медицинской помощи в передвижном вагончике;

- питание в передвижном вагончике; обеспечение нормальных условий труда в производственных, вспомогательных и санитарно-бытовых помещениях путем использования: нагревательных приборов, установок для кондиционирования воздуха. [9]

- применение материалов в строительной части не оказывающих вредных воздействий на организм и здоровье трудящихся;

- обслуживающие технологические площадки и лестницы имеют ограждения высотой не менее 1,0 м, рассчитанные в соответствии со СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Основным источником шумообразования является вентилятор главного проветривания.

Для снижения шума до санитарных норм все источники шума выделяются в изолированные помещения с устройством изоляции.

Уменьшения шумообразования в горных выработках достигается своевременным, качественным ремонтом и регулировкой очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддержанием в нормальном состоянии дорожного покрытия и различных коммуникаций, своевременным устранением утечек в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы

местного проветривания комплектуются глушителями шума заводом изготовителем.

Мероприятия по борьбе с вибрацией заключаются в следующем: установка оборудования на виброопорах, оснащение пневмоподдержками ручных перфораторов при бурении шпуров. [10]

Расположение отопительно-вентиляционного оборудования и установок предусмотрено с учетом обеспечения свободного доступа к нему для безопасного ремонта и обслуживания, уменьшения шума.

### **3.4 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.

## **4 Экономическая часть**

### **4.1 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.

### **4.2 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 «В».

В непрерывном режиме работы рудника годовой рабочий день равен:

$$T_{год} = T_k - T_{пр} - T_{вых} \quad (4.1)$$

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.

### 4.3 Численность трудящихся и служащих

Произведем расчет численности промышленно-производственных работников производства. Зарботная плата за месяц определяется исходя из количества посещений рабочих, необходимого для выполнения объема работ, объема работ и количества смен. В таблице 4.1 представлены административно-управленческие расходы.

Таблица 4.1 – Административно-управленческие расходы

Должность	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая месячная заработная плата, тыс. тг.	Годовой фонд заработной платы, тыс. тг.
Директор	1	450	5400
Главный инженер	1	400	4800
Тех. старший инж. отдела	1	385	4620
Начальник проектного отдела	1	360	4200
Инженера по ТБ	2	345	8280
Маркшейдера	3	340	12240
Геологи	4	325	15600
Взрывники	9	310	2790
Главный механик	1	300	3600
Начальник участка	1	285	3420
Горный мастер	7	250	21000
Машинисты	8	200	19200
Помощники машиниста	5	100	4800
Машинисты буровой установки	16	250	48000
Пом. машиниста буровой уст.	18	125	15000
Водитель автопогр. и рабочие	40	220	89760
Бухгалтерия	5	200	12000

Горнораб. проходческих работ	15	500	90000
Начальник проходческих работ	3	600	21600
Электромонтер	7	120	7200
Работники проектного отдела	12	225	32400
Технички	8	110	10560
Завсклады	3	100	3600
Прачечная	4	90	4320
<b>Всего</b>	<b>175</b>	<b>56000</b>	<b>444390</b>
Доп. заработная плата 8%		448,2	35551,2
Р-ды на соц.страхование 12%		672,50	53326,8
<b>Всего</b>	<b>175</b>	<b>57120,70</b>	<b>533268,2</b>

Таблица 4.2 – Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации%	Амортиз. отчисления, тенге
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	152114 000	152114000	10	15211400
Центральный склад	шт.	1	31154500	31154500	10	31154550

*продолжение таблицы 4.2*

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации%	Амортиз. отчисления, тг
Склад ВМ	шт.	1	25490000	25490000	10	2549000
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	96863000	96863000	10	9686300
Неучтенные сооружения 10%				30562150		
<b>Итого по зданиям и сооружениям</b>				<b>336 183 650</b>		<b>58 601 250</b>
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	6	75 045100	265 556000	17	11884768
Погрузочно-доставочная машина ТОРО-200	шт.	7	92 125110	260 120000	17	24820000
Неучтенная техника 10%				21591040		

Итого по машинам				547 267 040		36 704 768
<b>Всего</b>				<b>883 450 690</b>		<b>95 306 018</b>

Таблица 4.3 – Затраты на материалы

Наименование материалов	Стоимость, тг	НДС, %	Сумма НДС
Строительные материалы	35 125980	12%	4 215117,6
Инструменты	10 462500	12%	1 255500
Взрывчатки	38 500400	12%	4 620048
Расходники	6 203540	12%	744424,8
Электрооборудование	41 862200	12%	5 023464
Детали для ремонта техники, оборудования	18 773100	12%	2 252772
Неучтенные материалы 10%	11 242732		
<b>Всего</b>	<b>162 170 452</b>		<b>18 111 326,4</b>

Таблица 4.4 – 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
<b>Всего</b>	<b>3003,5</b>		<b>30 191 570</b>

Таблица 4.5 – Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тыс. тг	Себестоимость 1 т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	533 268 200	3332,97
Материалы	162 170 452	1013,56
Амортизационные отчисления	95 306 018	595,66
Расход энергии	30 191 570	188,69

$$\text{Себестоимость} = \frac{\text{Зарплата}}{A_r} + \frac{\text{Материалы}}{A_r} + \frac{\text{Амор.отчисл.}}{A_r} + \frac{\text{Р-д энерг.}}{A_r} \quad (4.2)$$

$$\text{Себестоимость} = 3332,97 + 1013,56 + 595,66 + 188,69 = 5130,8 \text{ тг/т}$$

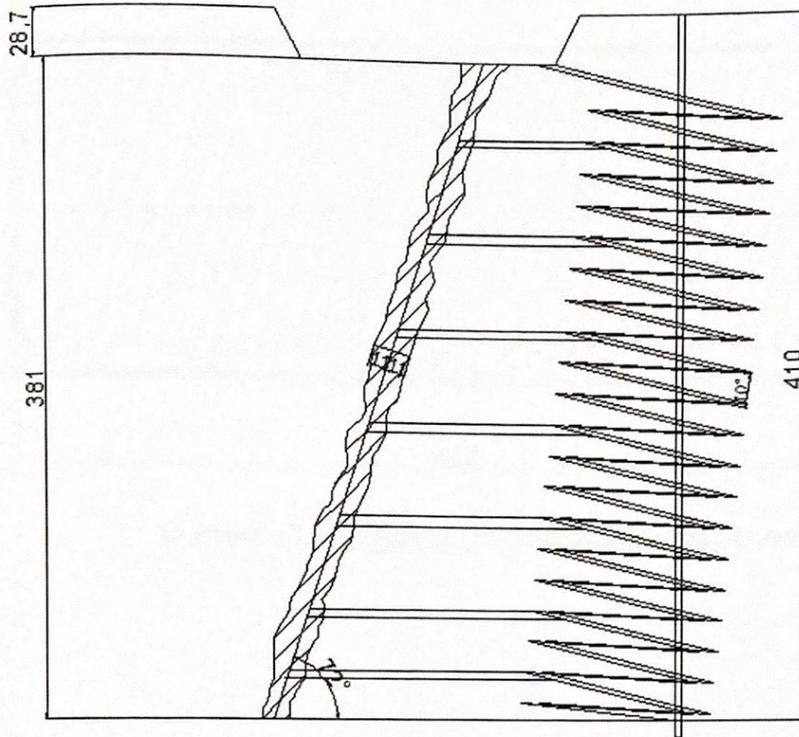
## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В этом дипломном проекте были произведены работы по вскрытию и разработке подземным методом месторождения Майкаин «В». В геологической части приведено описание месторождения Майкаин «В», представлены главные свойства рудных тел. В специальной части проекта показаны расчет параметров скважины отбойки для ведения буровзрывных работ при разработке мощных и средней мощности месторождения. Принятые решения в дипломной работе определяют ход горных работ и эффективность работы. Решения по проектированию проведены в соответствии с нормами и стандартами.

## 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. М. Пригоровский «Горная энциклопедия»
- 4 О. А. Байконуров «Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений», Алма-Ата, 1969
- 5 Б. У. Раскильдинов «Системы подземной разработки рудных месторождений» Алматы, 1997.
- 6 А. К. Кирсанов «Повышение эффективности БВР»
- 7 Покровский Н. М. «Взрыв» – М.: Недра, 1980.
- 8 Кодекс Республики Казахстан от 2007 г.
- 9 <https://kitaphana.kz> – «Библиотека»
- 10 <https://ru.wikipedia.org> – «Википедия»

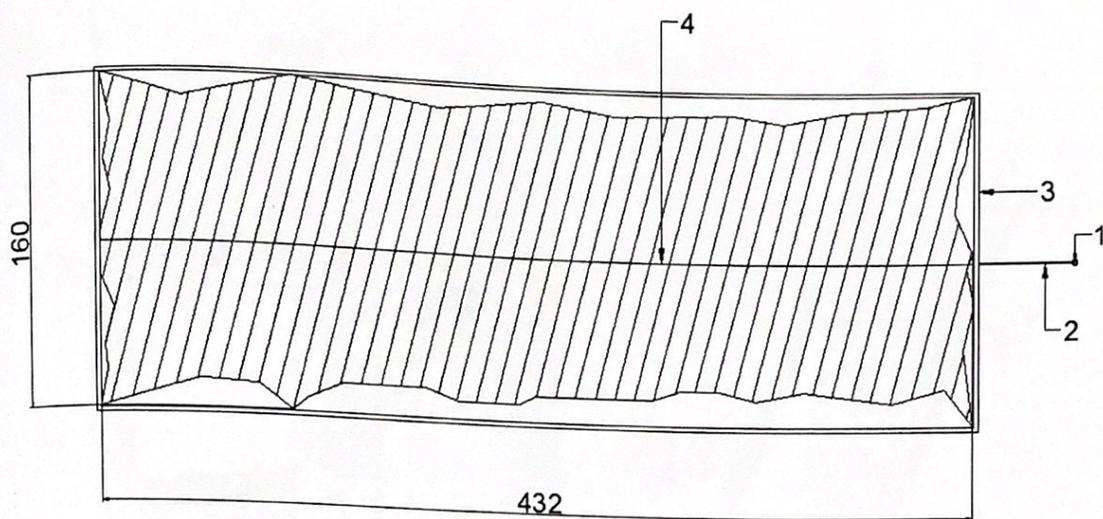
## Приложение 2.1А



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

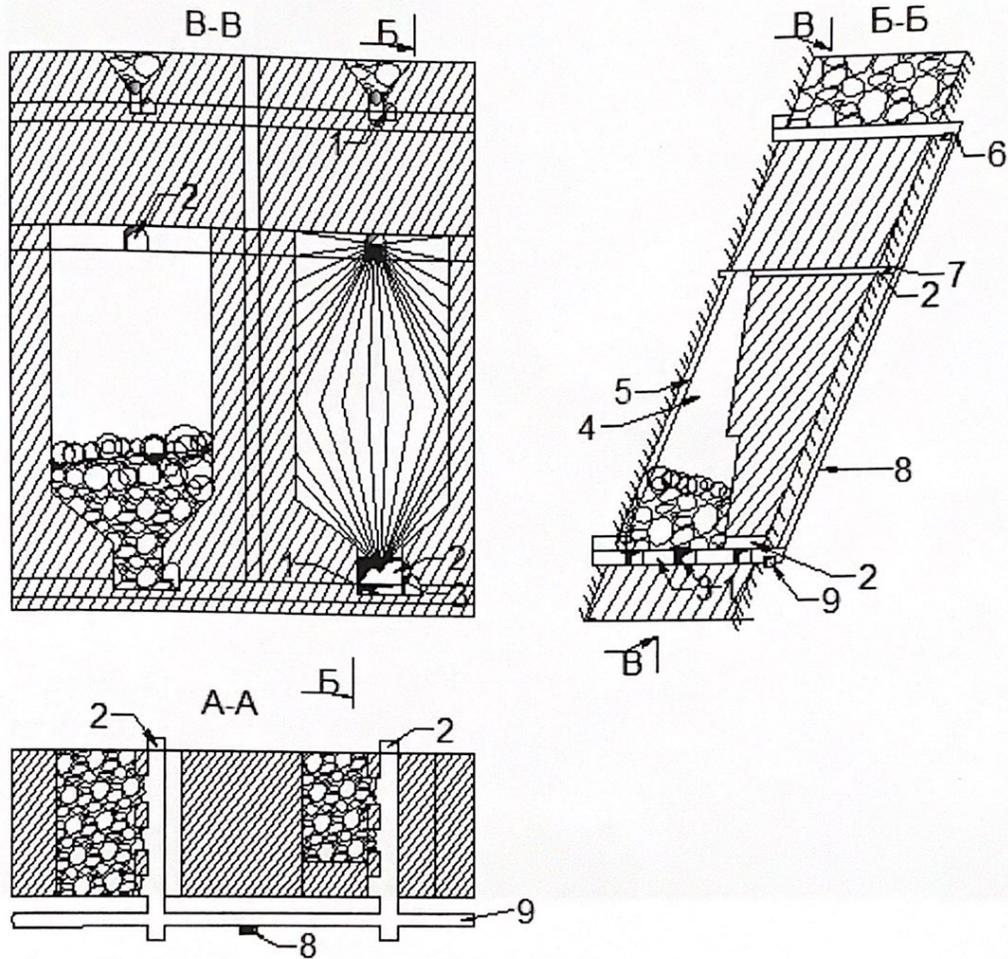
1 – рудное тело, 2 – отработанный карьер, 3 – вертикальный ствол, 4 – вентиляционный ствол с фронта месторождения, 5 – НТС, 6 – заезды.

Приложение 2.2Б



1- ствол, 2- квершлаг, 3- полевой штрек, 4- орт.

## Приложение Б



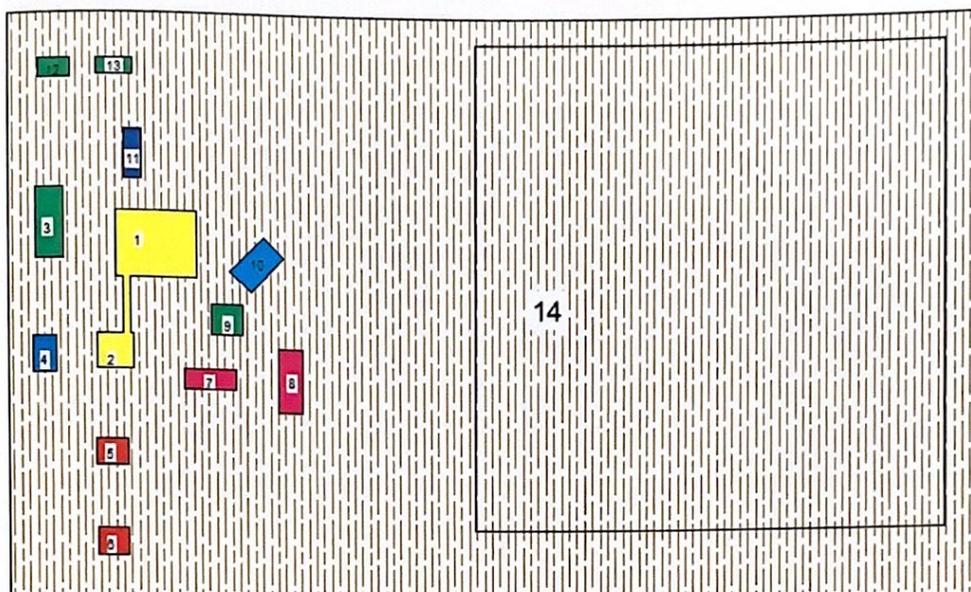
### Этажно-камерная система разработки

1-выпускные выработки днища; 2-буровой орт; 3-скреперный орт; 4-камера; 5-отрезной восстающий; 6-вентиляционный штрек; 7-полевой штрек для буровых работ; 8-материально-ходовой восстающий; 9-полевой откаточный штрек.

Продолжение В



## Приложение Г



### 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.



## **Проект подземной разработки месторождения «Майкаин В»**

Студент: Бажибаев Б.М.



## Краткая геология месторождения

АО «Майкаинзолото» предприятие по добыче и переработке золотосодержащих полиметаллических руд, располагается в Баянаульском районе Павлодарской области Республики Казахстан. Базовый поселок – Майкаин. Ближе всего к рабочему поселку Майкаин расположены следующие населенные пункты:

- железнодорожная станция Ушкулын - 8 км на запад;
- г. Экибастуз - 45 км к северо-западу;
- райцентр с. Баянаул - 90 км к югу;
- областной центр г. Павлодар - 130 км на северо-восток.



# Горная часть

- Для дальнейших расчетов примем следующие данные 1 рудного тела:
- Длина простирания рудного тела = 160 м.
- Длина падения = 432 м.
- Глубина рудного тела = 410 м.
- Мощность рудного тела,  $m = 22$  м.
- Плотность рудного тела,  $\gamma = 3,2$  т/м<sup>3</sup>
- Угол падения рудного тела,  $\alpha = 72^\circ$  градуса
- Коэффициент потерь,  $K_p = 0,1$
- Коэффициент разубоживания,  $K_r = 0,12$
- Содержание полезного компонента = 5,5 г/т



Для того, чтобы найти извлекаемые запасы (Qизв.) нужно найти балансовые запасы (Qб), Qб определяется по следующей формуле

$$Q_b = L_{пр} * L_{пад} * m * \gamma,$$

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

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

$m$  – мощность рудного тела, м;

$\gamma$  – плотность рудного тела, т/м<sup>3</sup>

$$Q_b = L_{пр} * L_{пад} * m * \gamma = 160 * 432 * 22 * 3.2 = 4\,866\,048 \text{ т.}$$



После этого, определяем извлекаемые запасы по формуле

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{б}} * (K_{\text{и}} / K_{\text{к}}),$$

где  $K_{\text{и}}$  – коэффициент извлечения рудного тела, равен  $1 - K_{\text{п}}$  ( $K_{\text{п}}$  – коэффициент потерь),  $K_{\text{и}} = 1 - 0,1 = 0,9$

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

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{б}} * (K_{\text{и}} / K_{\text{к}}) = 4866048 * (0,9 / 0,88) = 4\,976\,640 \text{ т.}$$

# Выбор способа вскрытия месторождения

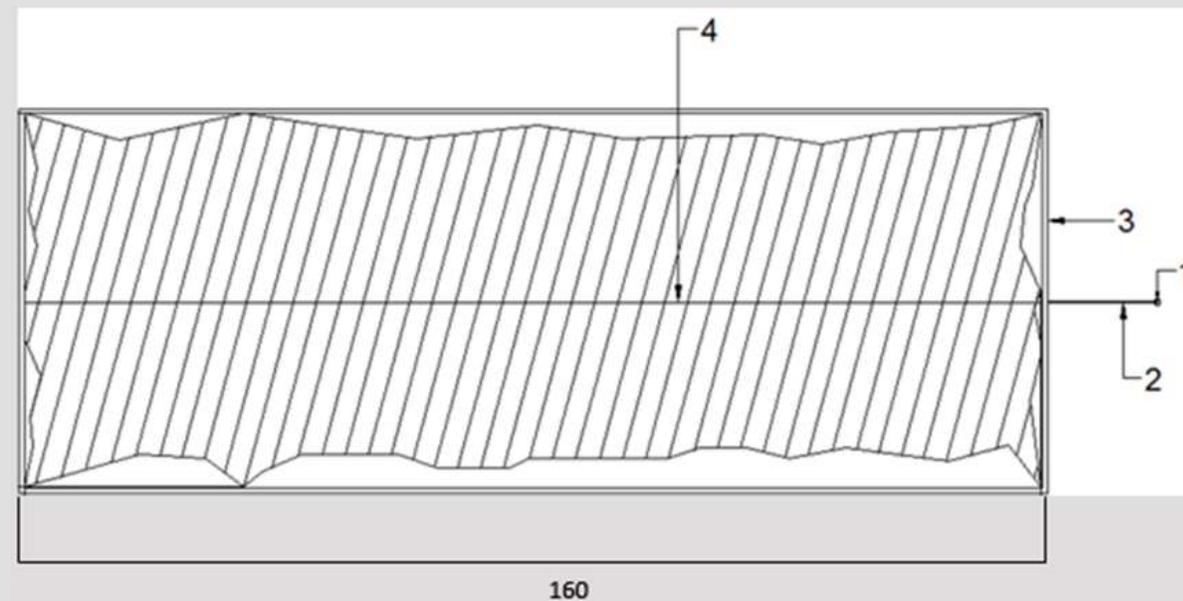
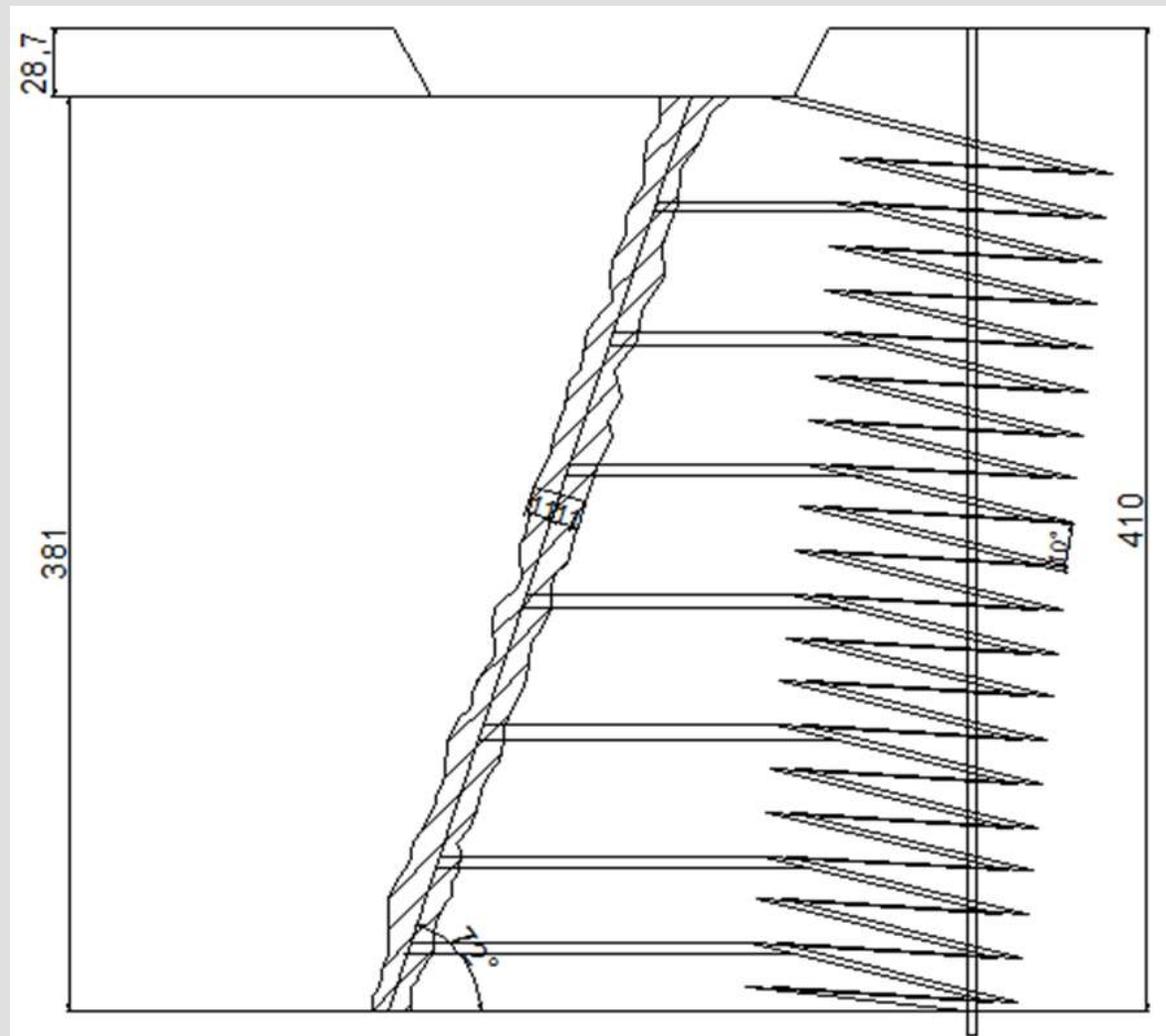
Для вскрытия месторождения технически возможным являются варианты:

1. вскрытие автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.
2. вскрытие вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами.

По минимальному значению приведенных затрат принимаем 1 способ



SATBAYEV  
UNIVERSITY



# Выбор системы разработки



SATBAYEV  
UNIVERSITY

Исходя из горно-геологических условий были приняты 2 подходящих систем разработок:

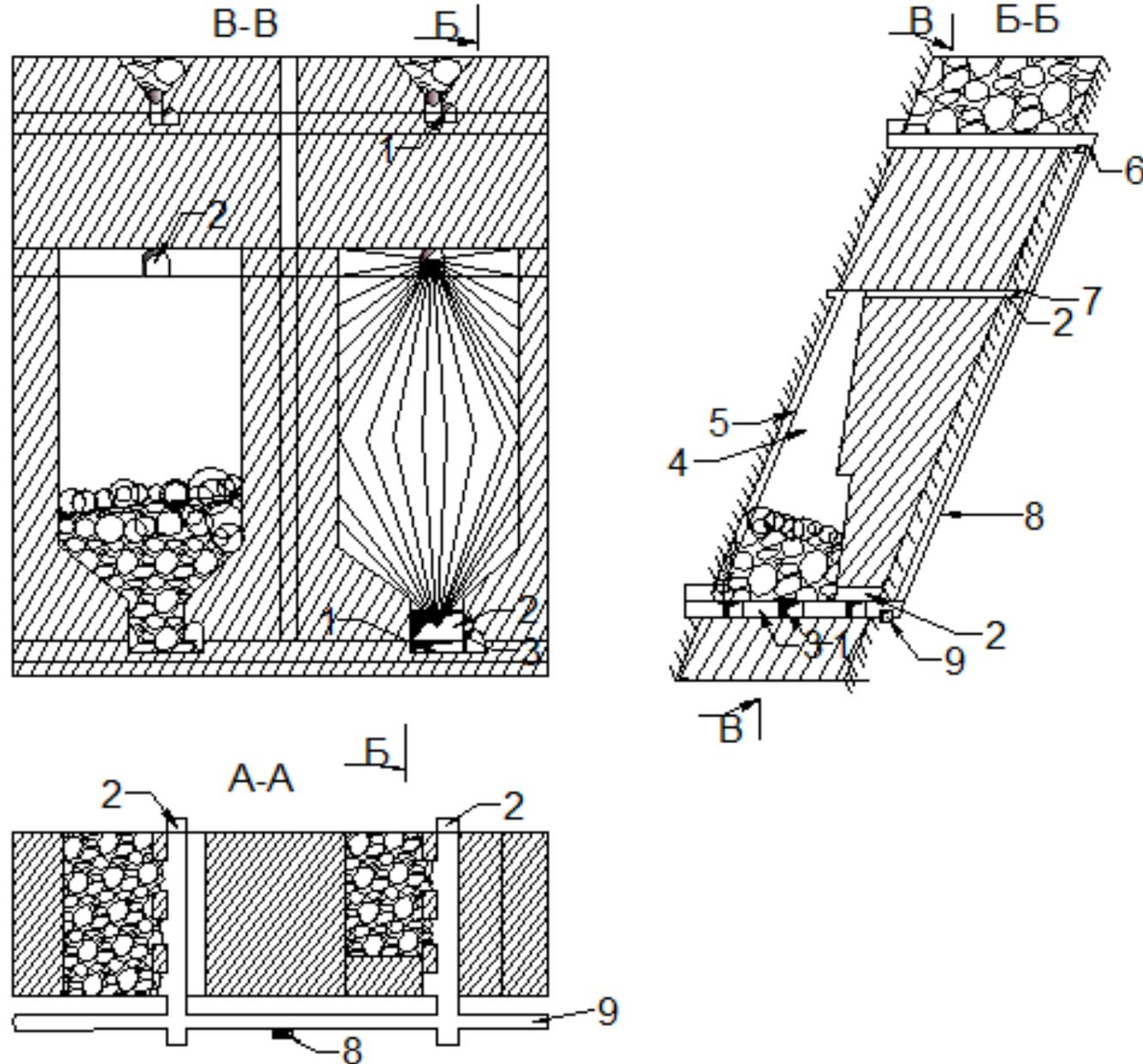
1. Система разработки с отбойкой руды из подэтажных штреков и с закладкой
2. Этажно-камерная система разработки

Исходя из расчетов наиболее целесообразно было выбрать вторую систему разработки.



SATBAYEV  
UNIVERSITY

- 1-выпускные выработки днища;
- 2-буровой орт;
- 3-скреперный орт;
- 4-камера;
- 5-отрезной восстающий;
- 6-вентиляционный штрек;
- 7-полевой штрек для буровых работ;
- 8-материально-ходовой восстающий;
- 9-полевой откаточный штрек.



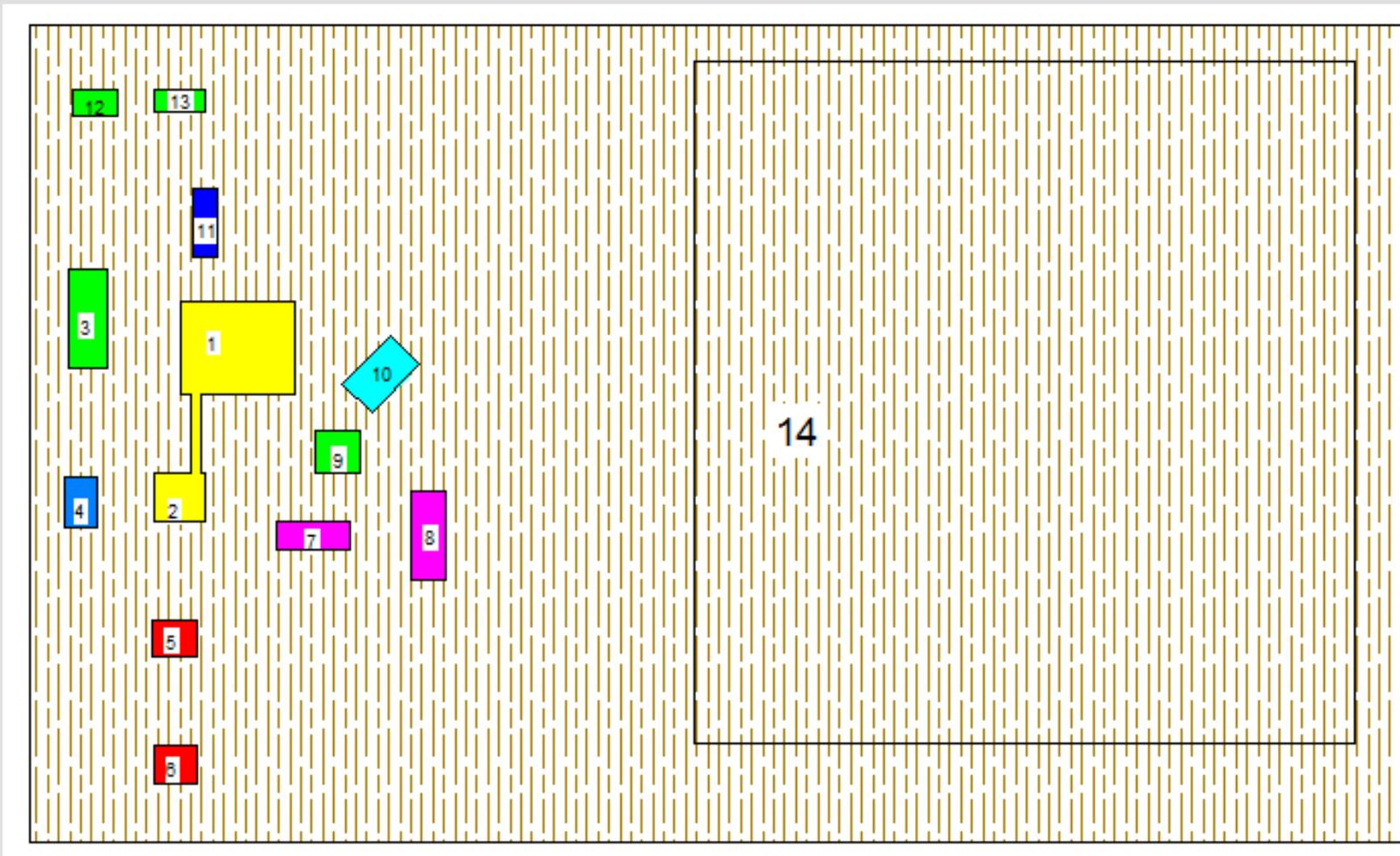
# Генеральный план поверхности

Для создания нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в соответствии с действующими нормативными положениями Проектом предусмотрено:

- расположение сооружений надшахтного комплекса, производственных объектов (электрокотельные, отвалы для забалансовой руды, пустой породы) выделяющих дым, пыль, на требуемом удалении, с учетом розы ветров, по отношению к воздухоподающему стволу;
- расположение взрыво-пожароопасного объекта склада нефтепродуктов 50 м<sup>3</sup> на безопасном расстоянии от котельной с устройством земляного вала.
- склады запасного оборудования, горючих и легковоспламеняющихся жидкостей, химикатов, баллонов с научно-техническими газами, строй материалов и продуктов, металла, лесоматериалов, цехи и мастерские.

Наряду с мерами безопасности при ремонте и обслуживании автомобильного транспорта, которые предусматриваются в ремонтных мастерских рудника, проектом предусматриваются меры безопасности при эксплуатации: применение предупреждающих знаков, ограждающих столбиков на обочинах дорог, придание дороге требуемого профиля и соблюдением необходимого продольного и поперечного уклона.

(рисунок в приложении 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



Таблица 7 - Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	Общие затраты, тг.	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тг/т
Фонд оплаты труда работников	533 268 200	3332,97
Материалы	162 170 452	1013,56
Амортизационные отчисления	95 306 018	595,66
Расход энергии	30 191 570	188,69

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

Себестоимость добычи одной тонны руды по системе разработки =  
 $3332,97 + 1013,56 + 595,66 + 188,69 = 5130,8$  тг/т



SATBAYEV  
UNIVERSITY

**Спасибо за внимание!**