МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконырова

Кафедра «Горное дело»

Мусулманбекова Лаура Ерлановна

«Проект подземной разработки золоторудного месторождения Майкаин В»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6В07205 – «Горная инженерия»

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

ДОПУЩЕНЫ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой ГД
д-р техн. наук, профессор
_____ Молдабаев С.К.
"12" июня 2023 г.

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

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

«Проект подземной разработки золоторудного месторождения Майкаин В»

6В07205 – «Горная инженерия»

Выполнила Мусулманбекова Лаура Ерлановна

Рецензент
канд. техн. наук, проф.
_____ Сабирова Л.Б.
"12" июня 2023 г.

Научный руководитель
канд. техн. наук, ассоц. проф.
_____ Абен Е.Х.
"12" июня 2023 г.

«Ұлттық аграрлық зерттеу университеті»
КАДРЛЫҚ ІС ЖҮРГІЗУ БӨЛІМІ
коммерциялық емес акционерлік қоғамы

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева»

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

6В07205- Горная инженерия

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой ГД
д-р техн. наук, профессор
_____ Молдабаев С.К.
"12" июня 2022 г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Мусулманбековой Лауре Ерлановне
Тема: «Проект подземной разработки золоторудного месторождения Майкаин В»
Утверждена приказом Ректора Университета № 408-п от "23" ноября 2022 г.
Срок сдачи законченной работы: «__» _____ 2023 г.
Исходные данные к дипломному проекту: *Горно-геологические условия месторождения*
Перечень подлежащих разработке в дипломной работе вопросов или краткое содержание дипломной работы:
а) Горно-геологические характеристики
б) Горная часть
в) Вспомогательные разделы
г) Экономическая часть
Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):
генеральный план поверхности, схема вскрытия месторождения и системы разработки, расчет параметров скважинной отбойки
Представлены __ слайдов презентации работы.
Рекомендуемая основная литература: из 10 наименований

1 Кононенко М.Н., Хоменко О.Е., «Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке», 2016.

2 Технология и безопасность взрывных работ, Волков Е.П., Вохмин С.А., Кирсанов А.К., Курчин Г.С., Майоров Е.С., издательство: СФУ, Красноярск, 2022. - 216 стр.

3 Технология добычи полезных ископаемых подземным способом, Боровков Ю.А., Дробатенко В.П., Ребриков Д.Н., издание: Лань, Санкт-Петербург, 2017. - 272 стр.

4 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых., Абеуов Е.А., Абеуов Н.М., Назипова Р.Р., издание: Talap, Нур-Султан, 2020. - 297 стр.

ГРАФИК

подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Общие сведения о месторождении	С 14.02.2023 г. по 28.02.2023 г.	
Горная часть	С 28.02.2023 г. по 20.03.20223 г.	
Вспомогательные разделы	С 24.03.2023 г. по 01.04.2023 г.	
Экономическая часть	С 03.04.2023 г. по 10.04.2023 г.	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты Ф.И.О. (уч. степень, звание)	Дата подписания	подпись
Общие сведения о месторождении	ассоц. профессор Абен Е.Х.	28.02.23	
Горная часть	ассоц. профессор Абен Е.Х.	20.03.23	
Вспомогательные разделы	ассоц. профессор Абен Е.Х.	31.03.23	
Экономическая часть	ассоц. профессор Абен Е.Х.	7.04.23	
Нормоконтролер	Мендекинова Д.С.	09.06.2023	

Научный руководитель _____ Е.Х. Абен

Задание принял к исполнению обучающийся _____ Л.Е. Мусулманбекова

Дата «12» июнь 2023 г.

АҢДАТПА

Дипломдық жобада Майқайың В алтын кенорнын игеру жобасын жасау мақсаты қойылды. Кеніштің негізгі параметрлері анықталды, кенорнын ашудың оңтайлы әдісі таңдалды - карьердің түбінен автомобиль көлбеу съезі және тік қосалқы оқпан және ең тиімді қабатты-камералық игеру жүйесі. Сондай-ақ, тазарту қазбасы мен 1 тонна кеннің өзіндік құны есептелді, бұл өндірісті ұйымдастырудың экономикалық орындылығын анықтауға көмектеседі. Бұл жоба геология және тау-кен мамандары үшін пайдалы болуы мүмкін

АННОТАЦИЯ

В дипломном проекте была поставлена цель сделать проект разработки золоторудного месторождения Майкаин В. Определены основные параметры рудника, выбран оптимальные способ вскрытия месторождения - автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом и наиболее эффективная этажно-камерная система разработки. Также были проведены расчеты очистной выемки и себестоимости 1 тонны руды, что поможет определить экономическую целесообразность организации добычи. Этот проект может быть полезной для специалистов в области геологии и горного дела

ABSTRACT

In the diploma project, the goal was to develop a project for the development of the Maikain B Gold. The main parameters of the mine were determined, the optimal method of opening the field was chosen - an automobile inclined Congress from the bottom of the quarry and a vertical auxiliary shaft and the most effective layered-chamber development system. Also, the cost of the treatment excavation and 1 ton of ore was calculated, which helps to determine the economic feasibility of organizing production. This work can be useful for geology and mining professionals

СОДЕРЖАНИЕ

Введение …… 7
1. Общие сведения о месторождении …….... 8
1.1 Стратиграфия ……...…..... 8
1.2 Структура рудного поля ……..... 9
1.3 Краткая геологическая характеристика месторождения ..……. 10
2. Горная часть ……... 13
2.1 Расчет балансовых и извлекаемых запасов ……. 13
2.2 Определение способа разработки месторождения …… 14
2.3 Производственная мощность рудника ……. 15
2.4 Срок службы рудника …….. 16
2.5 Выбор способа вскрытия месторождения ……..……. 16
2.6 Выбор системы разработки ……..…… 23
2.7 Расчет параметров скважинной отбойки ……..…….. 26
3. Вспомогательные разделы ……..…….. 29
3.1 Генеральный план поверхности …… 29
3.2 Охрана окружающей среды …… 29
3.3 Охрана труда ……..… 30
3.4 Источник электроснабжения …….. 31
4. Экономическая часть …… 32
4.1 Организация и управление производством ……. 32
4.2 Режим работы рудника ……..... 32
4.3 Численность рабочих и служащих …….. 32
Заключение ……..… 36
Список использованной литературы ……..……... 37
Приложение А
Приложение Б
Приложение В

ВВЕДЕНИЕ

Горнодобывающая отрасль – это одна из ключевых отраслей в экономике любой развитой страны. В Казахстане, как и во многих других государствах, горная индустрия занимает важное место в национальной экономике. Актуальность выбранной темы в том, чтобы найти и обосновать аналитическим способом вскрытие и разработку месторождения «Майкаин В» подземным способом.

«Майкаин В» - золоторудное месторождение в Майкаинском рудном бассейне. Цель исследования дипломного проекта включает в себя выбор метода вскрытии и способа разработки месторождения, интенсификация разработки и переработка руд. Также производительность труда, создание условий для ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов с учетом современных знаний и технологий.

1 Общие сведения о месторождении

АО "Майкаинзолото" является предприятием, которое занимается добычей и переработкой золотосодержащих полиметаллических руд. Оно располагается в Баянаульском районе Павлодарской области Республики Казахстан, а базовым поселением является Майкаин. Ближайшие населенные пункты к рабочему поселку Майкаин включают железнодорожную станцию Ушкулын в 8 километрах на запад, город Экибастуз в 45 километрах на северо-запад, райцентр село Баянаул в 90 километрах на юг и областной центр город Павлодар в 130 километрах на северо-восток.

Район месторождения расположен на юго-восточном крыле Экибастузского антиклинория и имеет сложное строение. Стратиграфическая карта показывает вулканогенно-осадочные образования нижнего кембрия, которые пересечены небольшими интрузиями разного состава. В широком разрезе коренных пород наблюдается глинистая кора выветривания [2].

1.1 Стратиграфия

На месторождении существует следующая последовательность нанесений вулканогенных толщ:

*Джангабульская свита***,** 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 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 400м. 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 представленна альбитофирами и их туфами, лавобрекчиями, субвулканическими телами альбитофиров, плагиогранит-порфиров фельзит-порфиров.

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

Вторичные изменения пород связаны с процессами метаморфизма и выветривания.

С процессами метаморфизма связаны:

- динамометаморфизм вдоль тектонических нарушений;

- гидротермально-метасоматические изменения, пространственно совпадающие с зонами динамометаморфизма;
- региональный метаморфизм.

Процессами динамоморфизма породы рассланцованы и катаклазированы.

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

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

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

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

1.2. Структура рудного поля

Майкаинское рудное поле приурочено к одноименной горстантиклинали, в центре которой наблюдается прогиб (Центральная брахисинклиналь), 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 локализуются в двух зонах: Главной и Западной (соответственно по-Восточному и Западному разломам).

В Главной рудной зоне находятся следующие месторождения: Северо-восточное, Малый Майкаин, Майкаин А, Майкаин В, Майкаин С, Майкаин Д, Майкаин Е, Новое. Длина зоны около 4 км, ширина - до 600 м. Они протягивается 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 рассланцевания и гидротермальной проработки пород зон разрывных нарушений;
- оруденение локализуется в зоне рассланцевания и гидротермальной проработки пород и приурачивается к низам агырекской свиты; представляющей область тонкого переслаивания пирокластических, вулканогенно-осадочных и лавокластических образований.

1.3. Краткая геологическая характеристика месторождения

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 Майк айнского рудного поля в пределах главной рудной зоны. Рудовмещающими породами (продуктивная толща) на месторождении являются рассланцованные и гидротермально изменённые эффузивы, представленные кварц-серицитовыми породами, кварц-хлорито-серицитовыми сланцами и вторичными кварцитами. Эти породы залегают согласно с перекрывающими андезитовыми, андезито-базальтовыми порфиритами и их туфам, и подстилающими базальтовыми порфиритами и лавами.

Простирание толщи вмещающих пород северо-восточное, падение – северо-западное (от пологого под углом 30°-40° до крутого под углами от 50° до 90°).

Рудовмещающая зона вытянута в длину более чем на 1 км и в ширину около 500м. Падение пород в верхней части северо-западное под углом 80°-90°; на глубине 230-250м отмечается выполаживание до 35°-55°. 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 андезито-базальтовыми и андезитовыми порфиритами и их туфами, относимыми к агырекской свите нижнего-среднего кембрия.

Лежачий бок месторождения сложен диабазовыми и базальтовыми порфиритами, афировыми лавами основного состава с прослоями и линзами яшмоидов, относимыми к джангабульской свите нижнего кембрия.

Месторождение Майкаин В приурочено к юго-восточному крылу брахисинклинальной складки второго порядка (размером 2,7х1,5 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.

В таблице 1.1 приведены основные параметры этих рудных тел.

Таблица 1.1 - Основные параметры руд. тел месторождения Майкаин В

Рудное тело	Протяженность рудных тел, м		Макс, 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, извлекаемых запасов

Расчет проведен по исходным данным I рудного тела, приведенным ниже.

Таблица 2.1 – Исходные данные I рудного тела

$L_{пр}$	160	м	Длина простирания рудного тела
$L_{пад}$	432	м	Длина падения рудного тела
H	410	м	Глубина рудного тела
m	22	м	Мощность рудного тела
γ	3,2	$т/м^3$	Плотность рудного тела
α	72	градусы	Угол падения рудного тела
$К_п$	0,1	-	Коэффициент потерь
$К_р$	0,12	-	Коэффициент разубоживания
C	5,5	г/т	Содержание полезного компонента
$\beta_в$	50	градусы	Угол откоса висячего бока
$\beta_л$	45	градусы	Угол откоса лежачего бока

Для начала определим балансовые запасы по формуле ниже (2.1), чтобы затем найти извлекаемые запасы

$$Q_б = L_{пад} \cdot L_{пр} \cdot m \cdot \gamma \tag{2.1}$$

где $Q_б$ – балансовые запасы, т;
$L_{пад}$ – длина падения, м;
m – мощность, м;
γ – плотность, $т/м^3$.

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

Используя балансовые запасы составившиеся 4 866 048 т определяем извлекаемые запасы.

$$Q_{изв} = Q_б \cdot \frac{К_и}{К_к} \tag{2.2}$$

где $Q_{изв}$ – извлекаемые запасы, т;
$К_и$ – коэффициент извлечения;
$К_к$ – коэффициент качества.

$$К_и = 1 - К_п = 1 - 0{,}1 = 0{,}9 \tag{2.3}$$

$$К_к = 1 - К_р = 1 - 0{,}12 = 0{,}88 \tag{2.4}$$

где $К_п$ – коэффициент потерь

$К_р$ - коэффициент разубоживания

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

2.2 Определение способа разработки месторождения

Определяем для начала экономическую глубину карьера по формуле 5

$$Н_к = \frac{K_и \cdot m \cdot K_{гр}}{ctg\beta_в + ctg\beta_л} \quad (2.5)$$

где $Н_к$ – глубина карьера, м;

$K_и$ - коэффициент извлечения;

$K_{гр}$ – граничный коэффициент;

$\beta_в$ – угол откоса висячего бока, градусы;

$\beta_л$ - угол откоса лежачего бока, градусы;

m – мощность, м.

$$K_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в} \quad (2.6)$$

где $C_п$ – себестоимость 1 тонны добытой подземным способ руды, 14 $/т

$C_о$ - себестоимость 1 тонны добытой открытым способ руды, 6 $/т

$C_в$ - себестоимость вскрышных работ, 3 $/т

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

$$Н_к = \frac{0{,}9 \cdot 22 \cdot 2{,}67}{ctg\,50 + ctg\,45} = \frac{52{,}866}{1{,}839} \approx 28{,}7 \text{ м}$$

Глубина карьера составил 28,7 м, то есть мы можем разрабатывать данную глубину открытым способ разработки, а со дна карьера переходим на подземный способ разработки. Отсюда приходим к выводу, что у нас будет комбинированный способ [3].

Затем находим глубину для подземной разработки.

$$H = H_{рт} - H_к \quad (2.7)$$

где $H_{рт}$ – глубина рудного тела, м;

$H_к$ – глубина карьера, м;

$$H = 410 - 28{,}7 \approx 381 \text{ м}$$

Используя пропорцию, определяем по отдельности балансовые запасы для открытой и подземной разработки:

Для открытой разработки: $Q_б$ - 28,7 м
4 866 048 т - 410 м

$$Q_б = \frac{4\ 866\ 048\ т\ \cdot 28{,}7\ м}{410\ м} = 340\ 623\ т$$

Для подземной разработки: $Q_б = Q_б - Q_{б(о)}$ (2.8)

$$Q_б = 4\ 866\ 048\ т - 340\ 623\ т = 4\ 525\ 424\ т$$

Также находим извлекаемые запасы по подземной разработке

$$Q_{изв} = Q_{б(п)} \cdot \frac{К_и}{К_к} \quad (2.9)$$

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

2.3 Производственная мощность рудника

Формула годовой производственной мощности рудника для месторождения с углом падения от 30 до 90 градусов определяется исходя из величины годового понижения уровня выемки месторождения, в соответствии с «нормами технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки» [4].

$$A = \frac{V \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot S \cdot \gamma \cdot (1 - K_п)}{1 - K_р} \quad (2.10)$$

где V- годовое понижение уровня выемки, 24 м;
K_1- угол падения рудных тел, 1,2;
K_2- мощность рудных тел, 0,6;
K_3- применяемые системы разработки, 0,8;
K_4- число этажей, находящихся в одновременной работе,1;
$K_п$- коэффициент потерь;
$K_р$- коэффициент разубоживания.

Для решение данной формулы нам необходимо знать среднюю величину рудной площади на этаже, которая выглядит таким образом:

$$S = m \cdot L_{пр} \quad (2.11)$$

$$S = 22\ м \cdot 160\ м = 3\ 520\ м^2$$

$$А = \frac{24\ м \cdot 1{,}2 \cdot 0{,}6 \cdot 0{,}8 \cdot 1 \cdot 3\ 520\ м^2 \cdot 3{,}2 \cdot (1 - 0{,}1)}{1 - 0{,}12} = 159\ 252\ \ т/год$$

Годовую производственную мощность рудника примем, как 160 тысяч т. руды в год.

2.4 Срок службы рудника

Определяем расчетный срок службы рудника по формуле:

$$Т = Т_р + Т_о + Т_з \qquad (2.12)$$

где $Т_р$- срок строительства рудника,3 года;

$Т_о$- основное время работы рудника;

$Т_з$- время затухания рудника,2 года.

$$Т_о = \frac{Q_б}{A_г} = \frac{4\ 525\ 424\ т}{159\ 252\ \ т/год} = 28\ лет$$

$$Т = 3 + 2 + 28 = 33\ года$$

Срок службы рудника подземным способом ровняется к 33 годам.

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Возьмем два технически возможных варианта для выбора способа вскрытия месторождения:

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

Основой для сравнительной оценки является минимальные приведенные затраты, рассчитывающиеся по следующей формуле 2.13 [7]:

$$П = С_{уд} + Е \cdot К_{уд} \rightarrow min \qquad (2.13)$$

где $С_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты, тг;

Е – коэффициент эффективности;

$К_{уд}$ – удельные капитальные затраты, тг.

1 – вариант

Капитальные затраты

Стоимость проходки вентиляционных стволов [6]:

$$К_{вс} = Н_{вс} \cdot С_{вс} \cdot n_{вс} \quad (2.14)$$

где $Н_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;

$С_{вс}$ – стоимость проходки 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов.

$$К_{вс} = 410 \text{ м} \cdot 260\,000 \text{ тг/м} \cdot 1 = 106\,600\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость проходки автомобильного наклонного съезда:

$$К_{нс} = L_{нс} \cdot С_{нс} \quad (2.15)$$

где $L_{нс}$ – длина наклонного съезда, м;

$С_{нс}$ - стоимость проходки 1 п. м. наклонного съезда, тг/м.

Длина наклонного съезда была найдена по масштабу с помощью чертежа и исходных данных.

$$К_{нс} = 4022 \text{ м} \cdot 24\,000 \text{ тг/м} = 96\,528\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость проходки заездов:

$$К_{з} = \sum_{i=1}^{n} L_{з} \cdot С_{з} \quad (2.16)$$

где $L_{з}$ – длина заезда, м;

$С_{з}$ - стоимость проходки 1 п. м. заезда, тг/м.

$$К_{з} = 101 \cdot 22\,000 = 2\,222\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot А_{г} \quad (2.17)$$

В этом случаи годовую производительность рудника принимаем в миллионах т/год, соответственно стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений в миллионах тг.

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

$$К = К_{вс} + К_{нс} + К_{з} + Д \quad (2.18)$$

$$К = 106\,600\,000 \text{ тг} + 96\,528\,000 \text{ тг} + 2\,222\,000 \text{ тг} + 10 \text{ млн т} = 215\,350\,000 \text{ тг}.$$

Общая стоимость капитальных затрат по вскрытии автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом составляет 215 350 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания вентиляционных стволов [6]:

$$К_{вс} = Н_{вс} \cdot С_{вс} \cdot Т \cdot n_{вс} \quad (2.19)$$

где $Н_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;

$С_{вс}$ – стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов;

Т – срок службы рудника.

$$К_{вс} = 410 \text{ м} \cdot 28 \text{ тг/м} \cdot 33 \text{ года} \cdot 1 = 378\,840 \text{ тг}.$$

Стоимость поддержания автомобильного наклонного съезда:

$$К_{нс} = L_{нс} \cdot С_{нс} \cdot Т$$

где $L_{нс}$ – длина наклонного съезда, м;

$С_{нс}$ - стоимость поддержания 1 п. м. наклонного съезда, тг/м;

Т – срок службы рудника.

$$К_{нс} = 4022 \text{ м} \cdot 16 \text{ тг/м} \cdot 33 = 2\,123\,616 \text{ тг}.$$

Стоимость поддержания заездов:

$$К_{з} = 2L_{ср.з} \cdot С_{з} \cdot n_{з} \quad (2.20)$$

где $L_{з}$ – длина заездов, м;

$С_{з}$ - стоимость поддержания 1 п. м. заезда, тг/м.

$n_{з}$ – количество заездов

$$К_{з} = 2 \cdot 101 \cdot 16 \cdot 7 = 22\,624 \text{ тг}.$$

Стоимость поддержания надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot А_{г}) \cdot Т \quad (2.21)$$

По той же схеме годовую производительность рудника принимаем в миллионах т/год, соответственно стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений в миллионах тг.

$$Д = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot 0{,}16) \cdot 33 = 5781\ 600 \text{ тг.}$$

Стоимость подъёма руды по НТС:

$$К_{под} = Q_{изв} \cdot \frac{Н_{нс}}{2} \cdot С_{под} \quad (2.22)$$

где $С_{под}$ – стоимость подъёма 1 т руды на 1 м

$$К_{под} = 4\ 628\ 274 \cdot 2011 \cdot 0{,}008 = 74\ 459\ 672 \text{ тг.}$$

$$К = К_{вс} + К_{нс} + К_{з} + Д \quad (2.23)$$

$$К = 378\ 840 \text{ тг} + 2\ 123\ 616 \text{ тг} + 22\ 624 \text{ тг} + 5781\ 600 \text{ т} + 74\ 459\ 672 = 82\ 766\ 352 \text{ тг.}$$

Общая стоимость эксплуатационных затрат по вскрытии автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом составляет 82 766 352 тг.

2 - вариант

Капитальные затраты

Стоимость проходки главного ствола [6]:

$$К_{гс} = Н_{гс} \cdot С_{гс} \cdot n_{гс} \quad (2.24)$$

где $Н_{вс}$ – глубина ствола, м;

$С_{вс}$ – стоимость проходки 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов.

$$К_{гс} = 430 \text{ м} \cdot 260\ 000 \text{ тг/м} \cdot 1 = 111\ 800\ 000 \text{ тг.}$$

Стоимость проходки вентиляционных стволов:

$$К_{вс} = Н_{вс} \cdot С_{вс} \cdot n_{вс} \quad (2.19)$$

где $Н_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;

$С_{вс}$ – стоимость проходки 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов.

$$К_{вс} = 410 \text{ м} \cdot 260\ 000 \text{ тг/м} \cdot 1 = 106\ 600\ 000 \text{ тг.}$$

Стоимость проходки квершлагов:

$$К_{кв} = L_{кв} \cdot С_{кв} \cdot n_{кв} \quad (2.25)$$

где $L_{кв}$ – суммарная длина квершлагов;

$С_{кв}$ - стоимость проходки 1 п. м. квершлага, тг/м;

$n_{кв}$ – количества квершлагов.

$$К_{кв} = 1240 \cdot 23\,000 \cdot 13 = 370\,760\,000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = 9{,}3 + 3{,}24 \cdot А_{г} \quad (2.17)$$

В этом случаи годовую производительность рудника принимаем в миллионах т/год, соответственно стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений в миллионах тг.

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

Стоимость проходки и оборудование околоствольного двора:

$$К_{од} = (0{,}24 + 0{,}48 \cdot А_{г}) \cdot n \quad (2.26)$$

где $А_{г}$ – годовая производительность, т/год;

n – количество околоствольных дворов.

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

$$К = К_{вс} + К_{гс} + К_{од} + К_{кв} + Д \quad (2.27)$$

$$К = 111\,800\,000 \text{ тг} + 106\,600\,000 \text{ тг} + 370\,760\,000 \text{ тг} + 10 \text{ млн т} + 4\,118\,000 \text{ тг} = 603\,278\,000 \text{ тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат по вскрытии вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами составляет 215 350 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания главного ствола:

$$К_{гс} = Н_{гс} \cdot С_{гс} \cdot Т \cdot n_{гс} \quad (2.28)$$

где $Н_{вс}$ – глубина ствола, м;

$С_{вс}$ – стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;

$n_{вс}$ – количество стволов;
Т – срок службы рудника.

$$К_{гс} = 430\ м \cdot 30\ \ тг/м \cdot 33\ года \cdot 1 = 425\ 700\ тг$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов:

$$К_{вс} = Н_{вс} \cdot С_{вс} \cdot Т \cdot n_{вс} \quad (2.29)$$

где $Н_{вс}$ – глубина вентиляционного ствола, м;
$С_{вс}$ – стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;
$n_{вс}$ – количество стволов;
Т – срок службы рудника.

$$К_{вс} = 410\ м \cdot 30\ \ тг/м \cdot 33\ года \cdot 1 = 405\ 900\ тг$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$К_{кв} = L_{кв} \cdot С_{кв} \cdot Т \quad (2.30)$$

где $L_{кв}$ – суммарная длина квершлагов;
$С_{кв}$ - стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;
Т – срок службы рудника.

$$К_{кв} = 1240 \cdot 18 \cdot 33 = 736\ 560\ тг$$

Стоимость поддержания надшахтных зданий и сооружений:

$$Д = (0{,}164 + 0{,}07 \cdot А_{г}) \cdot Т \quad (2.31)$$

По той же схеме годовую производительность рудника принимаем в миллионах т/год, соответственно стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений в миллионах тг.

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

Стоимость подъёма руды по стволу:

$$К_{под} = Q_{изв} \cdot \frac{Н_{нс}}{2} \cdot С_{под} \quad (2.32)$$

где $С_{под}$ – стоимость подъёма 1 т руды на 1 м

$$К_{под} = 4\ 628\ 274 \cdot 215 \cdot 0{,}008 = 7\ 960\ 631\ тг$$

Стоимость откатки по квершлагу:

$$К_{отк} = L_{ср.кв} \cdot Q_{изв} \cdot С_{отк} \quad (2.33)$$

где $L_{ср.кв}$ – средняя длина квершлагов, м;

$С_{отк}$ – стоимость откатки по квершлагу, тг/т

$$К_{отк} = 95 \cdot 4\,628\,274 \cdot 0{,}002 = 879\,372 \text{ тг}$$

$$К = К_{гс} + К_{вс} + К_{кв} + К_{под} + К_{отк} + Д \quad (2.34)$$

$$К = 425\,700 \text{ тг} + 405\,900 \text{ тг} + 736\,560 \text{ тг} + 7\,960\,631 \text{ тг} + 879\,372 + 5\,781\,600 \text{ тг} = 16\,189\,763 \text{ тг}$$

Общая стоимость эксплуатационных затрат по вскрытии вертикальным стволом со стороны лежачего бока и этажными квершлагами составляет 16 189 763 тг.

Приведенные затраты

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

$$П = С_{уд} + Е \cdot К_{уд} \rightarrow min \quad (2.13)$$

где $С_{уд}$ – удельные эксплуатационные затраты:

$$С_{уд} = \frac{К_{экс}}{Q_{изв}} \quad (2.35)$$

где $К_{уд}$ – удельные капитальные затраты, тг.

$$К_{уд} = \frac{К_{кап}}{А_r} \quad (2.36)$$

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

$$С_{уд} = \frac{82\,766\,352}{4\,628\,274} = 17{,}8$$

$$К_{уд} = \frac{215\,350\,000}{160\,000} = 1346$$

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

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

$$С_{уд} = \frac{16\,189\,763}{4\,628\,274} = 3{,}5$$

$$К_{уд} = \frac{603\,278\,000}{160\,000} = 3770{,}4$$

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

Вывод

Как написано в начале раздела выбираем наименьшее значение, которую мы получили в пользу вскрытии автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом.

2.6 Выбор системы разработки золоторудного месторождения

Система разработки месторождения — это комплекс мероприятий с целью извлечения, в нашем случаи, золота на поверхность земли и управление процессами. Каждой системе разработки применяются требования, такие как:

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

Выбор системы разработки оказывает большое влияние на технико-экономические показатели рудника, поэтому это очень важный момент [9].

Существуют очень много методов выбора систем разработки. На мой взгляд самой эффективной является методика академика О. А. Байконурова, в которой можно использовать все технико-экономические показатели.

Выбор системы проводится в два этапа:

1) Предварительный отбор по горно-геологическим условиям;
2) Сравнительная оценка отобранных на первом этапе систем и выбор оптимального.

Для начала отбираем 4-8 технически возможные системы разработки, с учетом горно-геологических условий. Затем определяем технико-экономические показатели по всем системам в таблицу 2.2.

Каждый столбец подразумевает определенную систему разработки и образует вектор-столбец. Далее сравниваем показатели между собой.

- производительность труда – чем выше, тем эффективнее;
- себестоимость добычи – чем ниже, тем экономически выгоднее;
- потери руды – чем ниже, тем оптимальнее и тд.

Таблица 2.2 – Технико-экономические показатели по системам разработки

ТЭП	1	2	3	П
Производ. труда заб. раб.	К1,1	К2,1	К3,1	Кп,1
Себестоимость добычи	К1,2	К2,2	К3,2	Кп,2
Потери руды	К1,3	К2,3	К3,3	Кп,3
Разубоживание руды	К1,4	К2,4	К3,4	Кп,4
Ценность	К1,5	К2,5	К3,5	Кп,5

Таким образом отмечаем нужные нам показатели и определяем абсолютные отклонения каждого показателя от лучшего значения по нижней формуле.

$$\delta = \frac{K_1^i - K_1^{i0}}{K_1^{i0}} \tag{2.37}$$

Исходя от полученных значении составляем матрицу относительных отклонений:

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

Затем на каждый столбец матрицы вычясляется норма вектора отклонения.

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

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

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

В какой системе разработки норма вектора R выйдет наименьшая, та система будет лучшим для нас вариантом.

Исходя из условия применения систем разработок, я выбрала 2 подходящих из них:

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

Теперь мы можем приступать к сравнительному методу О. А. Байконурова. Сначала заполним таблицу 2.3 показателями:

Таблица 2.3 – Показатели возможных систем разработок

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

Выбираем лучшие варианты, это 60 т/см, 4650 тг, 3 %, 5 %, 13 м.

$$\Delta I_1^1 = \left|\frac{60-60}{60}\right| = 0 \qquad \Delta I_1^2 = \left|\frac{60-44}{60}\right| = 0{,}2$$

$$\Delta I_2^1 = \left|\frac{4650-4650}{4650}\right| = 0 \qquad \Delta I_2^2 = \left|\frac{4650-6500}{4650}\right| = 0{,}4$$

$$\Delta I_3^1 = \left|\frac{3-20}{3}\right| = 5{,}6 \qquad \Delta I_3^2 = \left|\frac{3-3}{3}\right| = 0$$

$$\Delta I_4^1 = \left|\frac{5-10}{5}\right| = 1 \qquad \Delta I_4^2 = \left|\frac{5-5}{5}\right| = 0$$

$$\Delta I_5^1 = \left|\frac{13-12}{13}\right| = 0{,}07 \qquad \Delta I_5^2 = \left|\frac{13-13}{13}\right| = 0$$

Мы получили отклонения от лучшего значения, следующим шагом будет составление из них матрицы.

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

Осталось определить норму вектора для каждого столбца.

$$R_1 = \sqrt{(5{,}6)^2 + (0{,}07)^2} = \sqrt{31{,}3649} = 5{,}6$$

$$R_2 = \sqrt{(0{,}2)^2 + (0{,}4)^2} = \sqrt{0{,}2} = 0{,}45$$

$$R_1 > R_2$$

Вывод

Таким образом мы видим, что выбрать этажно-камерную систему разработки будет наиболее уместно и целесообразно.

Этажно-камерную систему разработки применяют для разработки крутопадающих и мощных рудных тел с невысоким содержанием полезных компонентов в руде, а также при устойчивых вмещающих пород и рудном массиве.

Подготовительные работы включают в себя проходку полевого откаточного и вентиляционного штрека включительно для буровых работ и материально-ходового восстающего. А очистные работы начинаются с расширения ширины камеры, отрезного восстающего в отрезную щель. Отбойка руды производится без разделения камеры на подэтажы, отбивают веерным комплектом восходящих и нисходящих скважин на отрезную щель. Руда под действием собственного веса попадает на почву скреперного орта через выпускные выработки, оттуда доставляется к откаточному штреку и грузят в вагонетки. Поддержка выработанного пространства междукамерными и междуэтажными целиками.

ТЭП: потери – 15-20%, разубоживание – 8-10%, производительность забойного рабочего – 50-60 т/смену, удельный обьем подготовительно-нарезных работ на 1000 т руды – 10-12 м, удельный расход на отбойку – 0,35-0,45 кг/т.

Достоинствами этажно-камерной системы разработки является низкая себестоимость очистной выемки, повышение безопасности работ и высокая производительность камеры.

Недостатки данной системы это в первую очередь значительные потери и разубоживание руды. Также трудность соблюдения проектных размеров междукамерных целиков из-за искривления скважин. Повышенная вероятность выхода негабарита также связанна с отклонениями скважин [10].

2.7 Расчет параметров скважинной отбойки

Отбойка руды будет осуществляться скважинными зарядами. Это основной способ буровзрывных работ при мощных и средней мощности залежей.

Основные параметры скважинной отбойки: линия наименьшего сопротивления, расстояние между скважинами, длина скважин и тд [8].

Для расчета ЛНС возьмем наиболее распространенную формулу Л. И. Барона:

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0{,}785 \cdot \Delta \cdot k_3}{m \cdot q}} \quad (2.38)$$

где d – диаметр скважины, м;

k_3 – коэффициент заполнения скважин;

Δ - плотность ВВ, кг/м^3;

m – коэффициент сближения зарядов;

q – удельный расход ВВ, кг/м^3.

$$q = q_0 \cdot e \cdot k_2 \cdot k_4 \cdot k_5 \cdot k_6 \cdot k_7 \quad (2.39)$$

где q_0 – теоретически удельный расход ВВ, кг/м^3 ;

e – коэффициент относительной работоспособности;

k_2 – коэффициент, учитывающий трещиноватость руд и 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.

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

где l_{mp} – среднее расстояние между видимыми трещинами в массиве;

a_k – размер кондиционного куска;

n – 0,55.

$$k_6 = \left(\frac{d}{0{,}105}\right)^{n_2} = \left(\frac{0{,}089}{0{,}105}\right)^1 = 0{,}84$$

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

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

При веерной скважинной отбойке их взаимное расположение вычисляется максимальным расстоянием между концами соседних скважин a_{max} и минимальным a_{min} – между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки.

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

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

Затем определяем объём руды в слое:

$$V_c = B_c \cdot W \cdot H_c \tag{2.41}$$

где B_c – ширина отбиваемого слоя, м;
H_c – высота отбиваемого слоя, м.

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

Суммарная длина скважин, м:

$$L_{\text{скв}} = \frac{2 \cdot B \cdot H}{a_{\text{ср}}} = \frac{2 \cdot 30 \cdot 22}{2{,}42} = 545 \text{ м}$$

Длина скважины на 1 м^3 отбитой руды:

$$l_{\text{б}} = \frac{L_{\text{скв}}}{V_c} = \frac{545}{1452} = 0{,}37 \text{ м}$$

3 Вспомогательные разделы

3.1 Генеральный план поверхности

В рамках проекта предусмотрены меры для обеспечения нормальных санитарно-гигиенических и безопасных условий труда в соответствии с действующими нормативными положениями.

В частности, объекты надшахтного комплекса и производственные сооружения, такие как электрокотельные, отвалы для забалансовой руды и пустой породы, размещены на достаточном расстоянии от воздухоподающего ствола ВЛВ1, с учетом розы ветров, и чтобы избежать выделения дыма и пыли. Более того, взрывопожароопасный объект - склад нефтепродуктов на 50 м3 - размещен на безопасном расстоянии от котельной и обрамлен земляным валом. Также имеются склады запасного оборудования, горючих и легковоспламеняющихся жидкостей, химикатов, баллонов с научно-техническими газами, стройматериалов и продуктов, металла, лесоматериалов, а также цехи и мастерские.

В проекте ремонтных мастерских рудника предусмотрены меры безопасности при эксплуатации автомобильного транспорта. Кроме мер безопасности при ремонте и обслуживании, на дорогах будут использоваться предупреждающие знаки и ограждающие столбики на обочинах. Также будет обусловлен требуемый профиль дороги и соблюдение необходимого продольного и поперечного уклона для обеспечения безопасности при движении. Рисунок, иллюстрирующий эти меры, представлен в приложении В.

3.2 Охрана окружающей среды

Основой защиты окружающей среды является соблюдение основных принципов таких как:

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

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

– 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;

– сбалансированного решения общественно-финансовых задач и проблем окружающей среды в целях перехода Республики Казахстан к

устойчивому развитию в критериях рыночных взаимоотношений и удовлетворения необходимостей сегодняшних и грядущих поколений людей в здоровой и подходящей окружающей среде;

– 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;

– интернациональной совместной работы в области охраны окружающей среды на базе международного права;

– функционального и демократичного содействия народа, публичных соединений органов районного самоуправления в области охраны окружающей среды.

В случае остановки разработки месторождения мы обязательно проведем рекультивацию. Рекультивация включает в себя комплекс мер по восстановлению экологического и финансового состояния земель и водных ресурсов, которые были значительно ухудшены в результате деятельности человека. Основными целями рекультивации являются улучшение условий окружающей среды, восстановление плодородности поврежденных территорий и водоёмов, а также повышение их продуктивности [5].

3.3 Охрана труда

Согласно требованиям по охране труда в Плане горных работ учитывается следующее:

– перевозки рабочих на место работы производится 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;

– применение безвредных материалов в строительной части не оказывающих воздействий на организм и здоровье трудящихся;

– наличие ограждения высотой не менее 1,0 м, на обслуживающих технологических площадках и лестницах рассчитанные в соответствии со СНиП 2.01.07-85 «Нагрузки и воздействия».

Вентилятор главного проветривания является основным источником шума. Чтобы снизить уровень шума до допустимой нормы, все источники шума размещаются в изолированных помещениях с устройствами для звукоизоляции. Для уменьшения шумов в горных выработках проводят своевременный качественный ремонт и регулировку очистного, проходческого и транспортного оборудования, поддерживают в нормальном состоянии дорожное покрытие и коммуникации, а также устраняют утечки в трубопроводах сжатого воздуха и воды. Вентиляторы местного проветривания комплектуются глушителями шума на заводе-изготовителе.

Для борьбы с вибрацией применяются следующие мероприятия: установка оборудования на виброопорах и оснащение ручных перфораторов пневмоподдержками при бурении шпуров. Также при проектировании расположения отопительно-вентиляционного оборудования и установок учитывается доступ для безопасного ремонта и обслуживания, а также уменьшение шума [5].

3.4 Источник электроснабжения

Электроснабжение подземного рудника осуществляется с помощью ЛЭП-35 и подстанции 110/6 кВ. В качестве запасного источника используется дизель-генератор мощностью 1500 кВт для обеспечения электроснабжения в аварийных ситуациях. В таком случае работают только один вентилятор главного проветривания на мощности 800 кВт и два насоса главного водоотлива на мощности в 50 кВт каждый. Кроме того, трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт обеспечивает питание насосов для водоотлива в 3×50 кВт и компрессора для снабжения воздухом. Она также питает камеры-убежища.

4 Экономическая часть

4.1 Организация и управление производством

Подземная отработка месторождения включает в себя проходческие работы, транспортировочную и очистную работу. Вывоз породы и руды на поверхность осуществляется с помощью наклонно-транспортного съезда (НТС) с использованием самоходных машин. Работы по ремонту оборудования на рудниках выполняются непосредственно слесарями и рабочими ремонтной мастерской предприятия, либо за счет их труда. 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 непосредственно влияет на экономическое состояние предприятия. Режим работы делят на годовой и суточный. Режим работы может быть как постоянным, так и периодическим. Проектируемое месторождение Майкаина имеет годовой режим добычи.

В непрерывной работе на руднике рабочий день составляет:

$$T_{год} = T_{к} - T_{пр} - T_{вых} \tag{4.1}$$

где $T_{к}$ – календарные дни в году;

$T_{пр}$ – праздничные дни в году;

$T_{вых}$ – выходные дни в году.

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

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

4.3 Численность рабочих и служащих

Здесь произведем расчет численности промышленно-производственных работников производства. Заработная плата за месяц определяется, используя 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 заработная плата, тыс. тг.
Директор	1	450	5400
Главный инженер	1	400	4800
Тех. Старший инженер отдела	1	385	4620
Начальник проектного отдела	1	360	4200
Инженер по ТБ	2	345	8280
Геологи	4	325	15600
Маркшейдера	3	340	12240
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
Помощник машиниста буровой установки	18	125	15000
Водитель автопогрузчика и рабочие	40	220	89760
Бухгалтерия	5	200	12000
Горнорабочий 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
Всего	175	56000	444390
Дополнительная заработная плата 8%		448,2	35551,2
Расходы на социальное страхование 12%		672,50	53326,8
Всего	*175*	*57120,70*	*533 268,2*

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, тг
Здания и сооружения						
Здания АБК	шт.	1	152114 000	152114000	10	15211400
Центральный склад	шт.	1	31154500	31154500	10	31154550
Склад ВМ	шт.	1	25490000	25490000	10	2549000
Блок вспомогательных цехов	шт.	1	96863000	96863000	10	9686300
Неучтенные сооружения 10%				30562150		
Итого по зданиям и сооружениям				*336 183 650*		*58 601 250*
Машины и оборудования						
Самоходная буровая установка КБУ-50	шт.	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 и оборудованию				*547 267 040*		*36 704 768*
Всего				*883 450 690*		*95 306 018*

Таблица 4.3 - Затраты на электроэнергию

Наименование объекта потребляемый электроэнергию	Потребление, тыс. кВт	Стоимость за 1 тыс. кВт, тг	Стоимость, тг
Здание и сооружения на поверхности	340,6	14820	5047692
Территория предприятия	202,2	14820	2996604
Подземный рудник	561,9	14820	8327358
Склады ВМ	270,1	14820	4002882
Прочие потребители энергии	258,4	14820	3829488
Всего	*3003,5*		*30 191 570*

Таблица 4.4 – Затраты на материалы

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

Таблица 4.5 - 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

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

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

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте было вычислено более оптимальный вариант вскрытия месторождения автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом, также этажно-камерная система разработки. В горной части проекта указаны все расчеты в том числе расчет параметров по скважинной отбойке для ведения буровзрывных работ. Вместе с этим следует подчеркнуть, что были выявлены годовая производительность рудника и срок его службы.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1 Комитет геологии и недропользования - http://info.geology.gov.kz

2 Википедия - https://ru.wikipedia.org

3 Открыто-подземная разработка рудных месторождений, Черных А.Д., Андреев Б.Н., Ошмянский И.Б., 2010

4 Боровков Ю. А., Дробаденко В. П., Ребриков Д. Н., «Основы горного дела», 2021;

5 Кодекс недропользования Республики Казахстан от 2017 г.

6 Пшеничный А.Я., Строительство вертикальных горных выработок 1 часть: Учеб. пособие: – Алматы: КазНТУ, 2011 – 222 с.

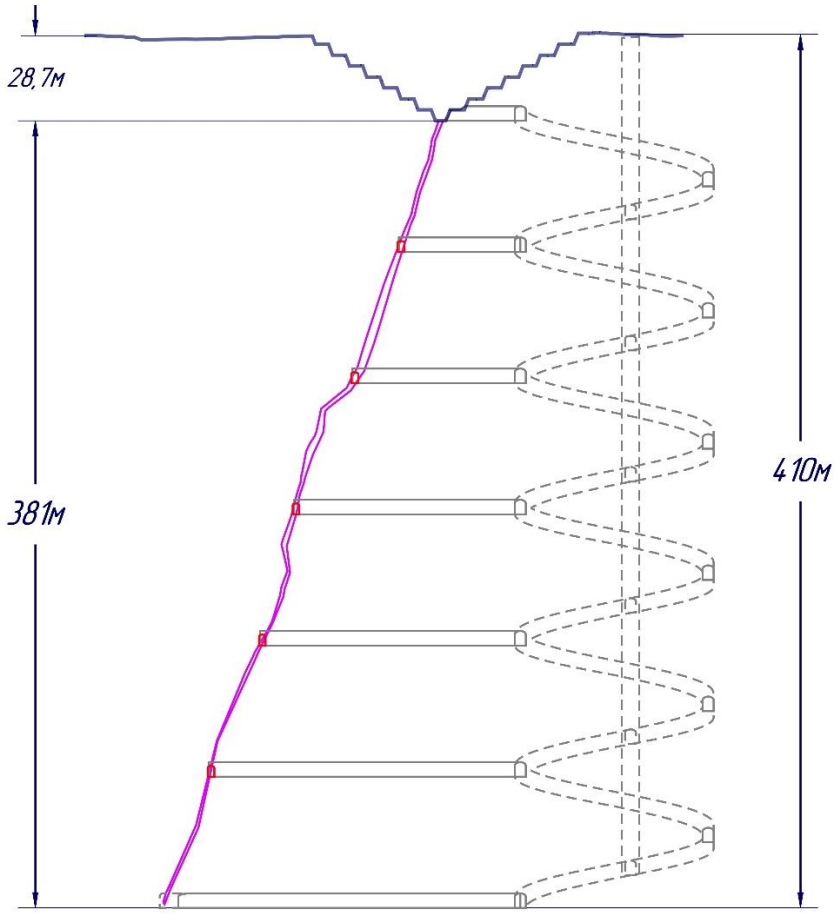
7 Кононенко М.Н., Хоменко О.Е., «Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке», 2016;

8 Технология и безопасность взрывных работ, Волков Е.П., Вохмин С.А., Кирсанов А.К., Курчин Г.С., Майоров Е.С., издательство: СФУ, Красноярск, 2022. - 216 стр.

9 Технология добычи полезных ископаемых подземным способом, Боровков Ю.А., Дробатенко В.П., Ребриков Д.Н., издание: Лань, Санкт-Петербург, 2017. - 272 стр.

10 Подземная разработка месторождений полезных ископаемых., Абеуов Е.А., Абеуов Н.М., Назипова Р.Р., издание: Talap, Нур-Султан, 2020. - 297 стр.

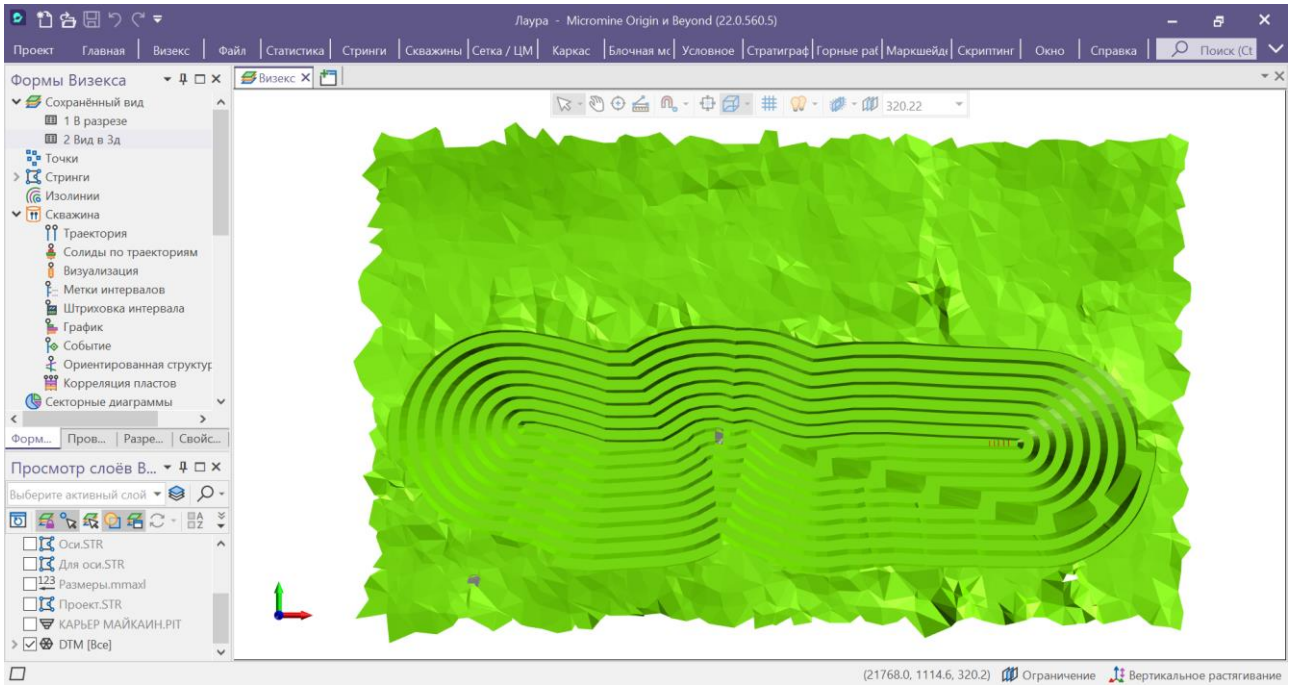
Приложение А



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

На чертеже изображены - рудное тело, отработанный карьер, вертикальный ствол, НТС и заезды.

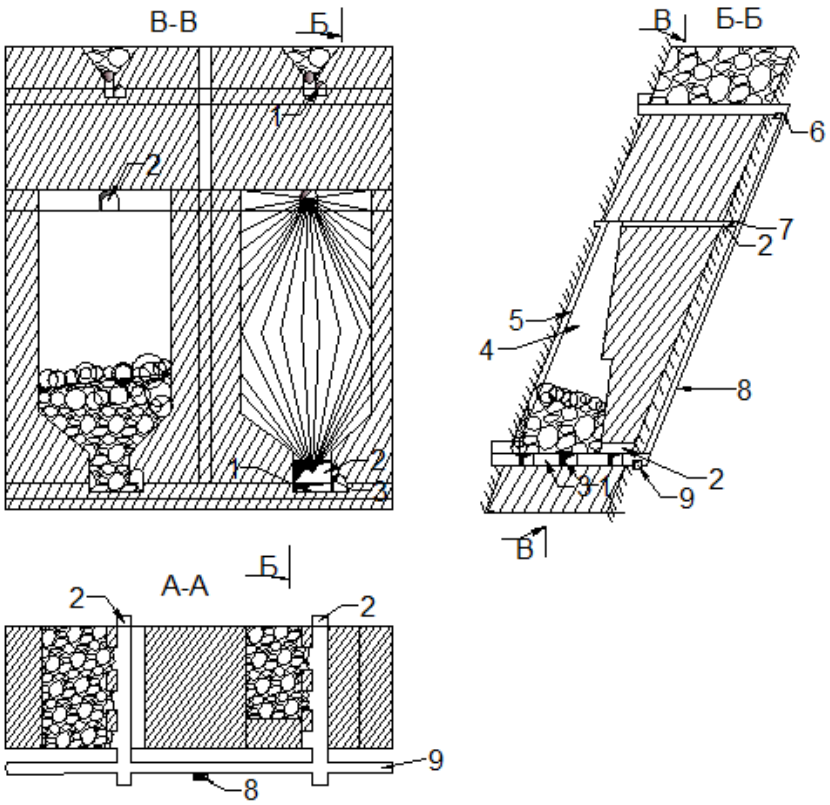
Продолжение А



Способ вскрытия автомобильным наклонным съездом со дна карьера и вертикальным вспомогательным стволом (в плане).

На чертеже изображены - отработанный карьер, вертикальный ствол, заезд со дна карьера.

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.

Приложение В

Генеральный план поверхности

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