

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт «Геологии, нефти и горного дела им. К. Турысова»

Кафедра «Горное дело»

Құмарбеков Азамат Серікұлы

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

На тему: Проект разработки золоторудного месторождения «Верхне-
Андасайское»

Специальность 5В070700 – Горное дело

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И. Сатпаева

Институт «Геологии, нефти и горного дела им. К. Турысова»

Кафедра «Горное дело»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой «Горное дело»,
к.т.н., доцент
_____ К.Б.Рысбеков
« ____ » _____ 2020г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломной работе

На тему: Проект разработки золоторудного месторождения « Верхне-
Андасайское »

по специальности 5В070700 - « Горное дело »

Выполнил:

Құмарбеков А.С.

Научный руководитель:
д.т.н., профессор
_____ Юсупов Х.А
« ____ » _____ 2020г

Алматы 2020

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

Институт геологии, нефти и горного дела имени К. Турысова
Кафедра «Горное дело»
5B070700

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой «Горное дело»
к.т.н., доцент

_____ К.Б Рысбеков
«___» _____ 2020г

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломной работы

Обучающемуся *Кұмарбекову Азамату Серікұлы*

Тема: *Проект разработки золоторудного месторождения «Верхне-Андасайское»*

Специальная часть: *Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды.*

Утверждена приказом Ректора Университета №762-б от " 27 " января 2020г.

Срок сдачи законченной работы " 25 " апреля 2020г.

Краткое содержание дипломной работы:

- а) Краткая геология месторождения*
- б) Горная часть*
- в) Специальная часть*
- г) Рудничная аэрология*
- д) Охрана труда*
- е) Источники электроснабжения*
- ж) Экономическая часть*

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):

Специальная часть (график влияния мощности рудного тела на величину разубоживания)

Рекомендуемая основная литература: *в дипломном проекте содержится 7 литературных источников*

ГРАФИК
подготовки дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления Научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	06.01.2020 - 10.01.2020	
Горная часть	11.01.2020 - 15.01.2020	
Специальная часть	03.02.2020 - 07.02.2020	
Рудничная аэрология	16.03.2020 - 20.03.2020	
Охрана труда	24.03.2020 - 01.04.2020	
Источники электроснабжения	06.04.2020 - 10.04.2020	
Экономическая часть	13.04.2020 - 17.04.2020	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу с
указанием относящихся к ним разделов работы

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Краткая геология месторождения	д.т.н. Юсупов Х.А.	10.01.2020	
Горная часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	15.01.2020	
Специальная часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	07.02.2020	
Рудничная аэрология	д.т.н. Юсупов Х.А.	20.03.2020	
Охрана труда	д.т.н. Юсупов Х.А.	01.04.2020	
Источники электроснабжения	д.т.н. Юсупов Х.А.	10.04.2020	
Экономическая часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	17.04.2020	
Нормоконтроллер			

Научный руководитель _____ Юсупов Х. А.

Задание принял к исполнению студент _____ Құмарбеков А. С.

Дата " ____ " _____ 2020г.

АНДАТПА

Дипломдық жобадағы тапсырмаға сәйкес «Верхне-Андасай» алтын кені кен орнының жалпы ақпаратын және тау-кен геологиялық жағдайларын ескере отырып, шахтаның негізгі параметрлері анықталған, ашық әдіспен және селективті қазбалары бар жер асты қазу жүйесі таңдалған. Тазартылған қазба жұмыстарының есептері және 1 тонна кеннің құны келтірілген.

АННОТАЦИЯ

В соответствии с заданием, в дипломном проекте с учетом общих сведений и горно-геологических условий, золоторудного месторождения «Верхне-Андасайское» определены, основные параметры рудника, выбраны способ вскрытия и система подземной разработки с селективной выемкой. Приведены расчеты о чистой выемки себестоимости 1труды.

ANNOTATION

In accordance with the assignment in the thesis project, taking into account the general information and mining and geological conditions of the Verkhne-Andasayskoye gold ore deposit, the main parameters of the mine are determined, an opening method and an underground mining system with selective excavation are selected. The calculations of the treatment excavation and the cost of 1 ton of ore are presented.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1. Краткая геология месторождения « Верхне-Андасайское »	8
1.1 Краткие сведения об изученности месторождения	8
1.2 Гидрогеологические особенности месторождения	9
1.3 Тектоника	11
2. Горная часть	14
2.1 Определение запасов месторождения« Верхне-Андасайское »	14
2.2 Определение основных параметров рудника	15
2.3 Определение годовой производительности месторождения	16
2.4 Срок существования рудника	16
2.5 Выбор способа вскрытия месторождения	17
2.6 Выбор и сравнительная оценка систем разработки	18
2.7 Расчет параметров шпуровой отбойки	20
3. Специальная часть	22
4. Рудничная аэрология	25
4.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника	25
5. Охрана труда	26
5.1 Анализ опасных и вредных факторов	26
5.2 Мероприятия по охрана труда	26
6. Источники электроснабжения	29
7. Генеральный план поверхности	30
8. Экономическая часть	32
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	36
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	37

ВВЕДЕНИЕ

Уровень развития горнодобывающей промышленности страны , является одним из основных показателей ее промышленного потенциала. Актуальность выбора данной темы для дипломного проекта состоит в том, что требуется доказать аналитическим методом эффективность вскрытия и разработки подземным способом «Верхне-Андасайское» месторождения. Объектом разработки принято современное, хорошо проинвестированное предприятие в Республике Казахстан золоторудное месторождение «Верхне-Андасайское», которое не просто стабильно добывает и перерабатывает руду, но ежегодно ведёт геологоразведочные работы и приращивает запасы и ресурсы.

Основными задачами являются:выбор способа вскрытия и системы разработки месторождения, интенсификация разработки и переработки руд,повышение производительности труда, создание условий для ведения горных работ, рациональное использование природных и земельных ресурсов.

1. Краткая геология месторождения «Верхне-Андасайское»

Чу-Илийкий рудный пояс (Верхне-Андасайское) принадлежит ТОО «KhanTauMinerals». Верхне-Андасайское месторождение расположено в Мойынкумском районе Жамбылской области Республики Казахстан. Площадь: 2,88 кв.км. С ближайшим населенным пунктом Акбакай (15км) и районным центром, месторождение связано грунтовыми дорогами. От поселка Акбакай на восток проходит асфальтовая дорога до ж/д станции Кияхты (120 км) и далее (30 км) – до автомагистрали Алматы-Астана.

Проезжимость для автотранспорта удовлетворительная. Геология: Кварцево-жильная минерализация. Две кварцевые жилы, залегающие среди песчаников, конгломератов и туфов Карасайской свиты (D2-3kr). Жилы пространственно приурочены к дайке диоритовых порфириров. Группа сложности: III. Запасы по категории C2 около 2 т, среднее содержание золота в руде 30 гр на тонну.

1.1 Краткие сведения об изученности месторождения

Первые сведения о наличии в Мойынкумском районе рудного золота относятся к 30-м годам прошлого столетия. В 1954 году впервые выполнена геологическая съемка района в масштабе 1:200000. Этими работами выявлены шлиховые ореолы золота. В 1965-66г.г. Андасайская ГСП провела геологическую съемку и поиски в масштабе 1:50000 в северо-западной части Чу - Илийских гор (листы L-43-98-A-B).

В результате установлена перспективность района на полиметаллы, флюорит, золото, бериллий, уран и поделочные камни.

Планомерные поиски золотопроявлений в районе начались лишь с организации в 1968 году Южно-Казахстанской золоторудной экспедиции и весьма плодотворно проводились в течение 30 лет, вплоть до ликвидации выше названной экспедиции. За этот период были открыты все ныне известные золоторудные объекты Южного Казахстана. Одним из которых является Конгломератовое, Верхне-Андасайское, Высотное, Самородковое, Промежуточное и месторождения Светинское, Акбакай, Бескемпир, Северный Акбакай, Макпал и другие, рекомендованы площади для детальных поисков.

На участке Верхне-Андасайское в 1975-1977 годах были проведены детальные поиски и съемка масштаба 1:10000. Выявлены зоны дробления, окварцевания с рассеянной сульфидной минерализацией и гидротермальные проявления, приуроченные к зоне Байгоринского разлома и к оперяющим его трещинам скола и разрыва, развивающимся в различных типах вмещающих

пород. Обнаружены точки с повышенным содержанием золота (до 2,0 г/т) и 29 ореолов золота. Участку дана положительная оценка и рекомендации на постановку поисково-оценочных работ.

В 90-х годах на месторождении Верхне-Андасайское Чуйская партия ЗАО «Намыс» проводила геологоразведочные работы, которая продолжила опытно-промышленное изучение жилы Северная, с попутной добычей. Результаты были положительные.

Совместное предприятие «Алтын-Тас», начиная с 1994 года, проводит поиски и оценку некоторых золоторудных объектов в Южном Казахстане, в частности в Акбакайском золоторудном районе, к которому относится и месторождение Верхне-Андасайское. Геологоразведочные работы на месторождении первоначально (2002-2004гг.) проводило ТОО «Артель старателей «Алтын-Тас», а с 2005 года ТОО «Южказгеология» по соответствующим договорам с Совместным Предприятием «Алтын-Тас» и ТОО «Казахстан-Австралия».

Свою производственную деятельность Товарищество с ограниченной ответственностью «Южказгеология» осуществляет в соответствии с Государственной Лицензией № 004735, выданной 14 декабря 2005г. Министерством энергетики и минеральных ресурсов. Разведка месторождения с целью получения прироста запасов категории С2 и предварительной оценки вновь выявленной Широтной жилы с выделением по ней прогнозных ресурсов категории Р1 была проведена с сентября 2008г. по сентябрь 2009г ТОО «Южказгеология».

1.2 Гидрогеологические особенности месторождения

По физико-географическому районированию территория месторождения Верхне-Андасайское (лист L-43-XXV) относится к пустынным районам Республики Казахстан. Рассматриваемая территория представляет собой всхолмленную равнину с многочисленными останками палеозойских пород и в орографическом отношении приурочена к юго-западным склонам Чу-Балхашского водораздела, имеющего два ступене-образных понижения в сторону реки Чу. Постоянно действующая гидрографическая сеть в районе отсутствует, редкие сухие русла наполняются водой в весенний период, но уже к середине лета вода сохраняется лишь в разрозненных плесах и имеет горько-соленый вкус. Климат района имеет резко - выраженный пустынно-континентальный характер, с сухим жарким летом, холодной малоснежной зимой и сильными ветрами. Круглый год дующие ветра способствуют

испарению поверхностных и подземных вод. Исследуемый район относится к зоне недостаточного увлажнения. Резкая континентальность и сухость климата обуславливают большой дефицит влажности. Наиболее влажными месяцами являются весенние: март, апрель, май, а также осенне-зимние месяцы. Относительная влажность в эти месяцы достигает 44-79%.

В пределах месторождения Верхне-Андасайское выделено 3 водоносных горизонта.

1) Подземные воды зоны открытой трещиноватости девонских отложений. Водовмещающие породы представлены конгломератами, порфирами, туфами, песчаниками. Грунтовые воды залегают на глубине до 3 метров. Водообильность пород незначительная, дебиты скважин очень малы, они составляют всего лишь десятые доли литров в секунду. Расходы родников не превышают 0,1-0,2 л/сек. Вода, соленая с минерализацией до 13г/л. По химическому составу они относятся к сульфатно-хлоридным, натриево-кальциевым. Питание вод происходит за счет атмосферных осадков на площади их распространения. Из-за малых дебитов и повышенной минерализации, эти воды для водоснабжения не пригодны.

2) Подземные воды зоны открытой трещиноватости ордовикских отложений, водовмещающими породами служат: конгломераты, песчаники, алевролиты. Породы трещиноватые, трещины достигают глубин 60-70 метров (по данным геологоразведочных скважин). Глубина залегания уровня подземных вод находится в пределах 1-8 метров, а на водораздельных участках 18 метров. Водообильность пород различная, но в целом низкая. Дебиты скважин не превышают сотых долей литров в секунду, при понижении уровня на 45 метров. Грунтовые воды характеризуются повышенной минерализацией, которая составляет больше 4г/л. По химическому составу они относятся к хлоридно-сульфатным, кальциево-натриевым водам. Питание водоносного горизонта происходит за счет атмосферных осадков. Область питания совпадает с площадью распространения водоносного горизонта воды, из-за слабой водообильности и высокой минерализации к практическому применению не рекомендованы.

3) Подземные воды открытой трещиноватости интрузивных образований. Интрузивные породы относятся к крупному массиву Жельтау. Водосодержащие породы: граниты, гранодиориты. С поверхности в породах развиты трещины выветривания. Зона активной трещиноватости по данным пробуренных скважин распространяется на глубину 20-30 метров, по тектоническим разломам она составляет 50 метров и более. Подземные воды интрузивных образований безнапорные, они вскрываются на глубине 2-4м. К

участкам локальных тектонических нарушений приурочены, естественные выходы подземных вод. Дебиты родников составляют 0,2-0,5 л/сек, расходы скважин изменяются в больших пределах от 0,05 до 0,7 л/сек, при понижении уровня воды 68,6 и 8,6м. Фильтрационные свойства пород низкие, коэффициенты фильтрации составляют 0,008-0,28 м/сут.

Подземные горные выработки пройденные на месторождении в предыдущие периоды изучения месторождения на горизонтах 10м и 20м от поверхности – сухие. При бурении разведочных скважин постоянный уровень подземных вод наблюдался на глубине не менее 30 метров. Специальные гидрогеологические работы при разведке месторождения не проводились. Ожидаемая гидрогеологическая обстановка аналогична месторождениям Кокпар и Акбакай.

1.3 Тектоника

В пределах описываемой территории развиты образования двух структурных этажей: среднекаледонского и позднекаледонского. Образования более раннего и более позднего времени отсутствуют.

Среднекаледонский этаж представлен терригенными образованиями ордовика, залегающими на более древних отложениях. Структурные элементы пород этажа наследуют ранее сложившиеся крупные пликативные структуры, в частности, Жалаир-Найманский прогиб в пределах, которого выделяются Жалаир-Найманская грабен-синклиналь и Жельтауская антиклиналь. Жалаир-Найманская грабен-синклиналь имеет северо-западное простирание. Крылья ее сложены отложениями ордовика, ядро породами девона. Северо-восточное крыло грабена, входящее в рассматриваемую нами площадь, переходит в жельтаускую антиклиналь.

Породы ордовика смяты в синклинальные складки с падением крыльев под углами 60-70 градусов, вблизи разломов они достигают 70-85 градусов. В пределах между Светинским и Байгоринским разломами развиты складки северо-западного простирания, согласные с простиранием Жалаир-Найманской грабен-синклинали. Детальными работами на месторождениях Кокпар и Южное, с помощью маркирующих горизонтов известняков и конгломератов, выявлен ряд мелких пликативных структур, рассеченных разрывными нарушениями. Эти складки часто представлены замковыми частями более крупных складок.

Позднекаледонский этаж в Жалаир-Найманском прогибе наследует структурный план ордовика, располагаясь в ядрах ордовикских синклиналей.

Породы девонского вулканогенного комплекса залегают на терригенных породах ордовика с угловым и стратиграфическим несогласием.

На площади Светинско-Каршигалиского рудного поля, куда входит и месторождение Верхне-Андасайское, выделено три крупных сближенных разлома: Джамбульский, Байгоринский и Светинский. Джамбульский и Байгоринский разломы прослеживаются с северо-запада на юго-восток и в основном, скрыты четвертичными и неогеновыми отложениями. Падение разломов на северо-восток под углом 80-85 градусов. Наиболее интересным с точки зрения локализации золотого оруденения представляется Светинский разлом. Светинский разлом расположен в 1-1,2 км к северо-востоку от Байгоринского. В северной части ограничивается широтным Рудным разломом, в южной, как и предыдущие два, пересекается зоной широтных нарушений и с небольшим смещением продолжается на юг, за пределы рудного поля. Светинский разлом представляет собой зону сближенных субпараллельных нарушений, с многочисленными оперяющими трещинами небольшой протяженности. Характерной особенностью блока заключенного между Байгоринским и Светинским разломами, является повышенная золотоносность пород. В пределах блока сконцентрирована подавляющая часть вторичных ореолов золота и его спутников, а также рудные тела и зоны месторождений: Самум, Молодежное, Южное, зона №1 и др. На месторождениях, рудопроявлениях получили развитие тела и дайки, в различной степени измененных диоритов, диоритовых порфиритов, с которыми вероятно связано золотое оруденение. Для части золотопроявлений характерными являются северо-западные простирания рудных тел (Верхне-Андасайское, Самум, Молодежное), а также субширотное (Светинское, Южное) и субмеридиональное (Кокпар). По существу Светинский и Байгоринский разломы являются естественными геологическими границами рудных зон с юго-запада и северо-востока.

Главным признаком перспективности района на обнаружение новых месторождений золота является наличие уже имеющихся здесь месторождений: Светинское, Кокпар, Верхне-Андасайское, Жаргас, золотопроявлений: Самум, Молодежное, Южное, зона №1, Березитовое и многочисленных ореолов и точек золотой минерализации и его спутников (мышьяка, серебра, цинка, свинца и др.), шлиховых ореолов золота. Золотое оруденение генетически связано с гидротермальными образованиями: жилами низкотемпературного светло-серого и темно-серого кварца, зонами гидротермально переработанных пород: березитизация, окварцевание, серитизация, хлоритизация, ороговикование, возникших в зонах смятия и дробления. Дайки диоритовых порфиритов,

кварцевых порфиров, андезитов, фельзит-порфиров, альбитофиров служат рудоконтролирующими структурами золотого оруденения. Вмещающими для локализации золотого оруденения являются также роговики и ороговикованные песчаники, алевриты, конгломераты дуланкаринской свиты верхнего ордовика и вулканогенно-осадочные толщи девона.

2. Горная часть

2.1 Определение запасов месторождения «Верхне-Андасайское»

Балансовые запасы определяем по формуле

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot m \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma$$

где $L_{\text{пр}}$ – длина месторождения по простиранию, м;

$L_{\text{пад}}$ – длина месторождения по падению, м;

m – средняя мощность рудного тела, м;

γ – плотность рудного тела, т/м³.

$$L_{\text{пад}} = H_{\text{р}} + \frac{h_{\text{н}}}{\sin 60^\circ}$$

где $H_{\text{р}}$ – глубина залегания рудного тела, м;

$h_{\text{н}}$ – мощность наносов, м;

$$L_{\text{пад}} = 410 + \frac{14}{0.85} = 418 \text{ м.}$$

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot m \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma,$$

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot m \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma = 1000 \text{ м} \cdot 0,8 \cdot 418 \cdot 2,8 = 936320 \text{ т.}$$

Рассчитаем извлекаемые запасы

$$Q_{\text{ии}} = Q_{\text{б}} \cdot \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}}, \tag{1.4}$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь полезного ископаемого;

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

$$Q_{\text{ии}} = 936320 \cdot \frac{1 - 0,15}{1 - 0,08} = 865078,261 \approx 865079 \text{ т}$$

2.2 Определение основных параметров рудника

Разработка месторождений полезных ископаемых может производиться тремя способами: открытым, подземным и комбинированным, в зависимости от условий залегания, мощности залежей, ценности руды и других факторов.

Разрабатываемое рудное тело залегает на глубине 410м и имеет угол падения 70° и мощность 0,8 м.

Для выбора рационального способа разработки необходимо определить предельную глубину перехода от открытого способа разработки к подземному по формуле Б. П. Боголюбова[4]

$$x = \frac{K_z \cdot m}{ctg\beta + ctg\gamma},$$

где K_z - граничный коэффициент вскрыши;

m – мощность рудной залежи, м;

β, γ - углы откоса бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков карьера.

Граничный коэффициент вскрыши

$$K_z = \frac{(C_n - C_o)}{C_e},$$

где C_n - себестоимость добычи руды подземным способом, тг/т;

C_o -себестоимость руды при открытом способе разработки, тг/т;

C_e - себестоимость вскрышных работ, тг/т.

$$K_z = \frac{(4300 - 1700)}{550} = 4,7$$

По формуле определяем предельную глубину перехода от открытого способа разработки к подземному.

$$x = \frac{4,7 \cdot 0,8}{0,7 + 0,7} = 2,7 \text{ м}$$

Рудное тело имеет глубину залегания равную 15 м от земной поверхности, предельная глубина карьера составляет 2,5 м. Таким образом, принимается подземный метод разработки месторождения.

2.3 Определение годовой производительности месторождения

В практике проектирования горных предприятий одним из основных вопросов является задача определения оптимальных параметров рудника, к которым относятся: годовая производственная мощность и срок службы рудника. Эти параметры взаимосвязаны и правильное их определение обеспечивает ритмичность и рентабельность работ в течении всего периода его эксплуатации.

Определение годовой производственной мощности рудника

$$A_r = V \cdot \frac{S \cdot \gamma \cdot K_{II}}{K_K} \cdot K_1 \cdot K_2,$$

где V – среднее годовое понижения уровня выемки, м/год

S - средняя величина рудной площади, м²;

γ -удельный вес руды, т/м³ ;

K_{II} – коэффициент извлечения руды;

K_K – коэффициент изменения качества руды;

K_1 - поправочный коэффициент к величине годового понижения на угол падения рудных тел;

K_2 - поправочный коэффициент к величине годового понижения на мощность рудных тел.

$$A_r = 18 \cdot \frac{800 \cdot 2,8 \cdot 0,92}{0,82} \cdot 1,1 \cdot 0,8 = 40000 \text{ т/Год}$$

2.4 Срок существования рудника

Срок существования рудника определяется исходя из геологических запасов месторождения и годовой мощности рудника, а также складывается из времени строительства и затухания рудника

$$T = t_{стр} + t_{расч} + t_{зат} ,$$

где $t_{стр}$, $t_{зат}$ - время строительства и затухания рудника;

$t_{расч}$ - расчётный срок существования рудника.

$$t_{расч} = \frac{Q_{геол}}{A_r},$$

где $Q_{геол}$ - геологические запасы руды, т;
 A_r - годовая производительность рудника, т/год.

$$t_{расч} = \frac{1093120}{40000} = 27 \text{ лет}$$

По формуле определяем срок существования рудника

$$T = 4 + 27 + 4 = 35 \text{ лет.}$$

2.5 Выбор способа вскрытия месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможными являются следующие варианты:

- 1) вскрытие вертикальными стволами со стороны висячего бока
- 2) вскрытие автомобильными съездами со стороны лежачего бока

Из двух конкурентоспособных способов вскрытия выбираем наиболее оптимальный.

Выбранный способ вскрытия должен удовлетворять следующим требованиям: безопасность труда и лучшие условия проветривания горных выработок; максимальное извлечение полезного компонента из недр; экономичность по капитальным и эксплуатационным затратам; минимальный срок вскрытия и развития очистных работ; обеспечение заданной производительной мощности рудника.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Технико-экономические показатели вариантов вскрытия

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 вариант вскрытия	2 вариант вскрытия
Капитальные затраты		
Проведение клетьевого ствола	33750000	-
Проведение наклонного съезда	-	21000000
Проведение вентиляционного ствола	18675000	18675000

Проведение квершлагов	1355000	-
Строительство надшахтных сооружений	129609	129609
ИТОГО	53909000	54804609
Эксплуатационные затраты		
Поддержание клетьевого ствола	141750000	-
Поддержание наклонного съезда	-	55125000
Поддержание вентиляционного ствола	126000000	126000000
Поддержание квершлагов	4878000	-
Ремонт надшахтных сооружений	5838000	5838000
ИТОГО	278500000	187233000
Приведенные затраты	262	178

По минимальному значению приведенных затрат принимаем 2 вариант, т.е. вскрытие месторождения наклонным съездом со стороны лежащего бока.

2.6 Выбор и сравнительная оценка систем разработки

От принятой системы разработки зависят такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда забойного рабочего, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов является одной из самых важнейших задач.

Выбор рациональной системы разработки для месторождения осуществляется в 2 этапа.

1 этап: Предварительный выбор систем, по горно-геологическим и горнотехническим условиям.

2 этап: Сравнительная оценка отобранных систем и выбор наиболее рациональной.

Для отработки крутопадающих рудных залежей, средней мощности и мощных с устойчивыми вмещающими породами и рудным массивом с высокой ценностью руды целесообразно применить следующие системы разработки:

- 1) Система разработки с магазинированием руды

2) Система разработки с селективной выемкой

С целью выбора наиболее эффективной системы разработки дальнейшее сравнение осуществляется по совокупности технико-экономических показателей, принимаемых в качестве критериев, используя метод нормативных отклонений.

Основные расчетные технико-экономические показатели вариантов систем сведены в таблице

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Технико-экономические показатели вариантов систем разработки

Наименование	Показатели	
	Вариант 1	Вариант 2
Производительность забойного рабочего, т/смену	65	24
Удельный расход ПНР, м/т	6	8
Себестоимость добычи, тг/т	1500	1800
Коэффициент извлечения	0,96	0,97
Коэффициент изменения качества	0,93	0,95
Извлекаемая ценность, тг/т	4530,14	4627,56
Суммарные технологические затраты, тг/т	3299,83	3615,74
Ожидаемая прибыль, тг/т	1230,31	1011,82
Относительная рентабельность, %	37,3	28

Лучшее значение соответствует второй системе - система разработки с селективной выемкой.

2.7 Расчет параметров шпуровой отбойки

Удельный расход ВВ определяется по формуле :

$$q = q_0 k_1 k_m \quad (4.1)$$

где q_0 - теоретический удельный расход ВВ, кг/м³;

k_1 - коэффициент относительной работоспособности ВВ;

k_m - коэффициент, учитывающий выемочную мощность.

$$q = 0,4 \cdot 1 \cdot 1,6 = 0,64 \text{ кг} / \text{м}^3$$

Линию наименьшего сопротивления (л.н.с.) при отбойке с двумя обнаженными поверхностями определяют по формуле:

$$W = d \sqrt{0,785 \Delta k_3 / m q} \quad (4.2)$$

где d - диаметр шпура, м;

Δ - плотность заряжения, кг/м³;

$k_3 = 0,6 \div 0,72$ – коэффициент заполнения шпура;

m - коэффициент сближения зарядов, при электрическом взрывании - $m = 1 \div 1,5$;

q - удельный расход ВВ, кг/м³.

$$W = 0,035 \sqrt{0,785 \cdot 2200 \cdot 0,72 / 1,5 \cdot 0,64} = 1,26 \approx 1,3 \text{ м}$$

При традиционной, валовой выемке, для отработки выемочного слоя размером $34 \cdot 0,6 \cdot 4,8$ с количеством отбиваемой руды 265т, потребовалось бы пробурить 144 шпура, а расход ВВ составил бы 276кг, так как, возникает необходимость обрабатывать выемочный блок на всю мощность, чтобы создать оптимальное рабочее пространство. При предлагаемой технологии требуются 72 шпура длиной 2м, а расход ВВ составит 138кг.

$$Q_{\text{сл}} = 34 \cdot 0,6 \cdot 4,8 \cdot 2,7 = 265 \text{ т}$$

Учитывая, размер блока, то количество отбиваемых слоев в одном блоке составит 10 шт.

$$Q_{\text{сл}} = Q_{\text{сл}} \cdot 10 = 2650 \text{ т}$$

Тогда, общий расход ВВ на один блок составит 1380 кг
Удельный расход ВВ на отбойку (реальный для принятых условий), кг/т, определяется по формуле:

$$q = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{Q_{\text{сл}}}$$

$$q = \frac{1380}{2650} = 0.52 \text{ кг/т}$$

Снижение затрат на ВВ

$$\mathcal{E}_{\text{ВВ}} = (Q_{\text{ВВ1}} - Q_{\text{ВВ2}}) \cdot C_{\text{ВВ}}$$

где $Q_{\text{ВВ1}}$, $Q_{\text{ВВ2}}$ – кол-во ВВ при применяемой и рекомендуемой технологии;
 $C_{\text{ВВ}}$ – стоимость ВВ (аммонит бжв) тг, кг.

Тогда

$$\mathcal{E}_{\text{ВВ}} = (2760 - 1380) \cdot 300 = 414\,000 \text{ тг}$$

Удельный расход на тонну составляет

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_{\text{ВВ}}}{Q_{\text{сл}}} \mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{414\,000}{2650} = 156 \text{ тг/т}$$

3. Специальная часть

Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды

При отработке маломощных тонких жил добывается около 45 % руды подземным способом и более половины всего драгметалла в странах СНГ. При этом доля отработки наклонных жил составляет 20 %. Традиционные технологии выемки жил характеризуются низкой производительностью труда (1.80-2.43 т.руды/чел.смену), большими потерями руды и металла (до 18 %) при высоком уровне разубоживания (до 40-75 %).

Золоторудные жильные месторождения малой мощности имеют ряд особенностей: сложное геологическое строение и тектоническая нарушенность, крайне неравномерное распределение запасов в недрах, ограниченные размеры очистного пространства, многообразие условий по устойчивости руд и вмещающих пород.

На устойчивость горных пород влияют физико-механические свойства руды вмещающих пород, изменчивость формы рельефа кровли, угол наклона жилы, тектоническая нарушенность, наличие многолетней мерзлоты и др. Все это дополнительно осложняет отработку месторождений полезных ископаемых.

Совершенствования технологии выемки маломощных и тонких жил направлены, в основном, на уменьшение объемов оставляемых целиков, уменьшение затрат на крепление, разубоживания руды и поддержание выработанного пространства. При совершенствовании существующих технологий не всегда обосновываются устойчивые размеры целиков и обнажений камер, параметры крепления и другие конструктивные элементы систем разработки, что затрудняет их более широкое применение. При отработке маломощных рудных залежей основным фактором, влияющий на качества добываемой руды является мощность рудного тела.

При исследований основные исходные данные были приняты из горно-геологических условий Андасайкого месторождения. В частности, мощность рудного тела были изменены от 0,2 до 1м, ширину диагонального слоевых буровых выработок принимали равным 1,2м, длина блока 50м, ширина 50м.

В ходе проведения исследования, последовательно были определены запасы условного блока, потери руды, количество отбиваемой пустой породы как при проходке диагонального слоевых буровых выработок, так и при непосредственно отбойки руды в слое (таблица-1).

Таким образом, из полученных данных, можно сделать вывод, что при изменении мощности жилы от 0,1м до 0.8м, наблюдается разубоживание руды

снижается с 90% до 18%, а дальнейшее возрастание мощности до 1,0м уже приводит к плавному снижению разубоживания руды до 8%. Несмотря на большое значение разубоживания, для жильного месторождения, данный показатель является позитивным, т.к. в аналогичных условиях, при разработке тонких рудных тел существующими технологиями, объем пустой породы в разы превышает объем полезного ископаемого.

Обработкой данных получена зависимость величины разубоживания руды от мощности залежи (рисунок -1).

таблица-1

Мощность жилы, м	Кол-во пустой породы, т	Запасы жилы, т	Разубоживание, %
0,1	7700	950	90
0,2	7600	1828	80
0,3	6586	2841	70
0,4	5640	3790	60
0,5	4691	4740	50
0,6	3600	5680	40
0,7	2700	6630	28
0,8	1745	7660	18
0,9	1300	8565	13
1	880	9520	8

При мощности рудного тела до 0,5м наблюдается равномерное понижение величины разубоживания. Например, при мощности 0,5м, разубоживание составило 40% (5000т)

Влияния мощности рудного тела на величину разубоживания

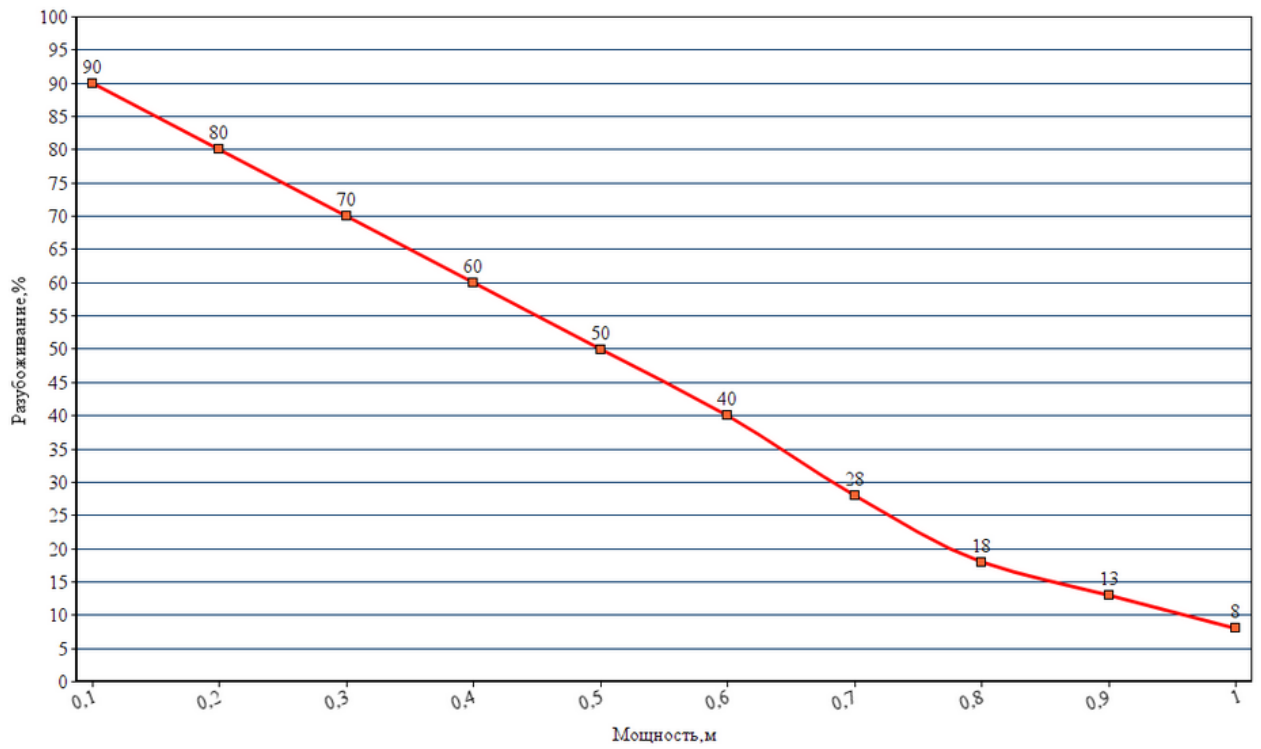


Рисунок -1. Влияние мощности рудного тела на величину разубоживания.

4. Рудничная аэрология

4.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника

Атмосферный воздух, поступающий по вертикальному стволу, направлен на самый нижний рабочий горизонт; по выработкам этого горизонта воздух

доходит до очистных участков (блоков), омывает в восходящем направлении

очистные забои, после чего по выработкам вентиляционного горизонта поступает к вентиляционному стволу и по нему выходит на земную

поверхность. Это общепринятая схема, она отвечает естественному восходящему движению обычно нагретого в шахтных выработках воздуха; при ней все газы и пыль, присоединившиеся к воздуху, уносятся на вентиляционный горизонт и не загрязняют свежей струи.

В данном проекте применяется фланговая крыльевая схема проветривания. При фланговой схеме движение воздуха прямоточное, т. е. отработанный воздух не возвращается обратно, а поступает в ствол, расположенный на границе шахтного поля.

Вентиляторы устанавливаются на поверхности, так как надзор за такими вентиляторами проще и надежнее, обслуживание легче, подвод энергии дешевле, при пожаре или взрыве вентилятор на поверхности может остаться

невредимым.

5. Охрана труда

5.1 Анализ опасных и вредных факторов

Выработки проектируемого рудника проводится в породах крепостью $f = 10 - 13,4$ по шкале проф. М. М. Протождяконова. Породы в большинстве своем среднеустойчивые. Крепление стволов производится монолитным бетоном, горно-капитальных выработок – торкретбетоном в соответствии с паспортами крепления гидрогеологические условия благоприятные, средняя водопроницаемость пород составляет 36,7 м

Месторождение неопасно по взрыву газа. Системой разработки предусмотрены массовые взрывы.

При разработке месторождения возможны воздействия на рабочих следующих опасных и вредных факторов:

- обрушение горных масс;
- действие электрического тока;
- падение людей в горные выработки;
- шумы и вибрация;
- некачественное освещение;
- некачественное водоснабжение.

Для предупреждения воздействия вышеперечисленных факторов в данном разделе проекта предусматривают следующие мероприятия:

- технические мероприятия;
- санитарно-гигиенические;
- противопожарные;
- план ликвидации аварии.

5.2 Мероприятия по охране труда

Вопросы техники безопасности непосредственно связаны с технологическими процессами и видами работ, отражающимися в соответствующих разделах данного проекта. Для проектируемого рудника предусматриваются закрытые перегородки с предупредительными надписями всех видов в подземных выработках, состояние которых представляет опасность для людей, а также при входе в те выработки, работы которых временно приостановлены. Все недействующие рудоспуски перекрываются сверху и снизу. Устья действующих стволов ограждаются с неработающей

стороны металлической сеткой высотой 2,5м. Все движущиеся части и двигатели стационарных машин и установок ограждаются перилами высотой не менее 1 м с надписями предупреждающими об опасности. Перевозка людей по горизонтальным выработкам обязательна при длине более 1000 м, осуществляется она в специальных вагонетках. При разбросанных горных работах по разрешению технического директора, согласно с органами Госгортехнадзора, допускается перевозка людей с отдельными поездами, состоящими из обычных грузовых вагонеток со съёмными сидениями. Эти сидения должны устанавливаться таким образом, чтобы голова сидящего не выступала габариты локомотива.

Скорость движения состава при перевозке людей в специальных вагонетках не должна превышать 20 км/ч, а в грузовых вагонетках со съёмными сидениями не более 12 км/ч. Недопустима перевозка людей по неосвещённой выработке, при пониженном освещении необходимо снижать скорость. Состав должен иметь тормозные средства, обеспечивающие остановку на пути длиной не более 20 м.

Горные выработки должны содержаться в чистоте и в исправном состоянии, а их поперечное сечение должно поддерживаться в соответствии с паспортом БВР. Выбитая или поломанная крепь горных выработок должна быть немедленно заменена. Ремонтные рабочие обеспечиваются предохранительными поясами. Ответственность за содержание всех горных выработок возлагается на соответствующих руководителей. Предусматривается ежемесячный осмотр стволов, служащих для спуска и подъёма людей, специально назначенными для этого лицами. Результаты проверок записываются в журнал.

Расстояние от склада ВМ камерного типа до ствола шахты, околоствольных выработок, а также вентиляционных дверей, во избежание разрушения их, предусматривается 100 м. Расстояние от склада ВМ до выработок, служащих для постоянного прохода людей, составляет 250 м.

Подходящие к складу выработки заканчиваются тупиками длиной не менее 2 м и имеют сечение более 4 м. Склад имеет два выхода и проветривается обособленной струей. На складе хранится 3-х суточный запас ВМ.

Подземный склад ВМ камерного типа состоит:

- камера хранения ВВ;
- камера хранения СВ;
- камера проверки электродетонаторов;
- камера выдачи ВМ;
- место для вагонеток и временного хранения тары.

При спуске ВМ ящики с электродетонаторами опускаются отдельно от ВВ и должны занимать не более $2/3$ высоты клетки. При спуске ВВ в таре нахождение людей в клетке не допускается. Доставка ВМ от ствола шахты в расходный склад производится в заводской упаковке. При перевозке СВ контактными электровозами они должны быть размещены в вагонетке, плотно закрытой деревянной крышкой.

Перевозка ВВ производится специальными составами. Во всех случаях ВВ и СВ должны быть разделены между собой. При перевозке ВВ в голове или в хвосте поезда устанавливаются световые сигналы. Запрещается вести взрывные работы ближе 30 м от складов ВВ, раздаточных камер при наличии в них ВВ.

6. Источники электроснабжения

Основным источником электроснабжения подземного рудника является подстанция 110/6 кВ. Резервный источник электроснабжения – дизель-генератор мощностью 1000 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 – 30 кВт и трансформаторная подстанция мощностью 160 кВт, питающая насосы водоотлива 0,4 кВ – 2×30 кВт, компрессор для снабжения воздухом, камеры-убежища.

7. Генеральный план поверхности

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

ПРИЛОЖЕНИЕ В

8. Экономическая часть

Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения проводятся горно - проходческие, очистные и транспортные работы. Вывозка руды и породы на поверхность осуществляются по транспортному уклону 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

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 «Верхне-Андасайское». В непрерывном режиме работы рудника годовой рабочий день равен:

$$T_{год} = T_k - T_{празд} - T_{вых},$$

где T_k – календарных дней в году ($T_k = 365$ дней);
 $T_{празд}$ – праздничные дни в году ($T_{празд} = 12$ дней);
 $T_{вых}$ – выходные дни в году ($T_{вых} = 104$ дня).

$$T_{год} = 365 - 12 - 104 = 249 \text{ дней}$$

Продолжительность рабочей смены в сутки принимается в 2 смены по 12 часов в каждую смену. В зависимости от продолжительности очередного отпуска работника, оптимальное рабочее время рудника определяется по следующей формуле:

$$T_{год1} = (T_{год} - T_0) * K,$$

где K – коэффициент, не вышедший на работу в зависимости от отсутствия причинного работников ($K = 0,97$);
 T_0 – выходные дни ($T_0 = 36 \div 56$).
 $T_{год1} = (249 - 46) \cdot 0,97 = 198$ дней

Численность рабочих и служащих

Рассчитаем численность промышленно-производственных рабочих карьера (согласованная и списочная). Заработная плата за месяц определяется исходя из количества посещений рабочих, необходимого для выполнения объема работ, объема работ и количества сменных работ. В таблице представлены административно-управленческие расходы.

Административно-управленческие расходы

Наименование	Штатная численность сотрудников	Выплачиваемая ежемесячная заработная плата, тысяч. тенге	Годовой фонд заработной платы, тысяч. тенге
Директор	1	150	1 800
Главный инженер	1	120	1 440
Тех.старший инженер отдела	1	100	1 200
Начальник проектного отдела	1	100	1 200
Должность главного механика	1	90	1 080
Начальник участка	1	90	1 080
Горный мастер	6	100	7200
Машинисты	6	86	6192
Помощники машиниста	3	55	1980
Машинисты буровой установки	14	73	12264
Буровой установки – помощник машиниста	3	60	2160
Водитель автопогрузчика и рабочие	28	90	30240
Электромонтер	3	85	3060
Всего	69	1199	70896
Дополнительная заработная плата, 8%		95,92	5671,68
Расходы на социальное страхование, 11%		142,45	7798,56
Всего	69	1437,37	84366,24

Расчет амортизационных отчислений на основные фонды

Наименование работ и основных средств	Ед. изм.	Кол-во	Стоимость единицы, тенге	Сумма, тенге	Норма амортизации, %	Амортиз. Отчислен. Тг/т
Здания и сооружения						
Здание АБК	шт	1	143457000	143457000	10	358
Центральный склад	шт	1	28691400	28691400	18	129
склад ВМ	шт	1	22953120	22953120	18	103
Блок вспомогательных цехов	шт	1	85660625	85660625	18	403
Неучтенные сооружения 10%				28076214		
Итого по зданиям и сооружениям				308838360		993
Машины и оборудования						
Вентилятор ВОД40	шт	2	3545000	7090000	18	32
Погрузчик АСУ-2С	шт	22	70000000	140000000	18	630
Неучтенная техника 10%				40354800		
Итого по машинам и оборудованию				443902800		1816
Всего				496083160		1655

Себестоимость полезных ископаемых

Экономические элементы и затраты	затраты Общие, тыс. Тенге	Себестоимость 1т полезных ископаемых, тенге
Фонд оплаты труда работников	84366, 24	26,9
Социальный налог, 11 %	9280,3	2,96
Материалы	149910 0	478
Амортизационные отчисления	141440	45,1
Возмещение стоимости горно-подготовительных работ	105023 9,59	334,9
Расход энергии	325584	103,8
Расход топлива	420600	134,1
Ремонт и содержание основных фондов 10%	149910	47,8
Деятельность вспомогательных цехов, 10 %	368052	117,4
Затраты на охрану природы, экологию и рекультивацию, 1%	40484, 72	12,91
Прочие расходы, 10%	408895 ,67	130,4
Полная себестоимость продукции		1434,27

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной дипломной работе были проделаны работы по вскрытию и разработке подземным способом месторождения «Верхне-Андасайское». В геологической части приведено описание месторождения «Верхне-Андасайское», представлены основные характеристики рудных тел.

В специальной части проекта показаны исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды.

Принятые решения в дипломном проекте определяют ход горных работ и эффективность работы. Решения по проектированию проведены в соответствии с нормами и стандартами.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М.Н., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений. Учебник для ВУЗов- М.: «Недра», 1998.
2. Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы, 2002.
3. Валиев, Н. Г., Стряпунин В. В. Вскрытие и подготовка рудных месторождений. Изд-во УГГУ, 2012. - 146 с.
4. Раскильдинов Б.У. Системы подземной разработки рудных месторождений. – Алматы, «Республиканский издательский кабинет», 1997
5. Каражанов Д.Д. Расчет и выбор системы подземной разработки руд. - Алматы, КазНТУ, 1996.
6. Милехин Г.Г. Вскрытие и подготовка рудных месторождений / Учебное пособие, МГТУ, 2004.
7. <http://lib.kstu.kz/>

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат [7]

$$P = C_{y\partial} + E \cdot K_{y\partial} \rightarrow \min, \quad (2.6)$$

где $C_{y\partial}$ - удельные эксплуатационные затраты;

$K_{y\partial}$ - удельные капитальные затраты;

E - нормативный коэффициент.

1-й способ

Капитальные затраты

Проведение клетьевого ствола

$$K_{kc} = H_{kc} \cdot K_k \cdot n_{kc}, \quad (2.7)$$

где H_{kc} - глубина ствола, м;

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

n_{kc} - количество стволов.

$$K_{kc} = 450 \cdot 75000 \cdot 1 = 33750000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{vc} = H_{vc} \cdot K_v \cdot n_{vc}, \quad (2.8)$$

где K_v - стоимость проведения 1 п.м. ствола, тг/м;

$$K_{vc} = 415 \cdot 45000 \cdot 1 = 18675000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{kv} = \sum_{i=1}^n L_{kv} \cdot K_{kv}, \quad (2.9)$$

где L_{kv} - длина квершлага, м;

K_{kv} - стоимость проведения 1 п.м. квершлага, тг/м.

$$K_{kv} = 271 \cdot 5000 = 1355000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Kn.z = 9,3 + 3,24 \cdot A_2, \quad (2.10)$$

A_2 - Годовая производительность месторождения, т/год

$$Kn.z = 9,3 + 3,24 \cdot 0,04 = 950000 \text{ тг}$$

Сумма капитальных затрат по первому варианту вскрытия составляет 63 280 000 тенге

Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания клетового ствола шахты

$$C_{kc} = H_{kc} \cdot R_{kc} \cdot T, \quad (2.11)$$

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

T - срок службы выработки, лет.

$$C_{kc} = 450 \cdot 9000 \cdot 35 = 141750000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot R_{вс} \cdot T \cdot n_{вс}, \quad (2.12)$$

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

$n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов.

$$C_{вс} = 450 \cdot 8000 \cdot 35 \cdot 1 = 126000000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлага

$$C_{кв} = L_{ср.кв} \cdot R_{кв} \cdot t_{эм}, \quad (2.13)$$

где $L_{ср.кв}$ - длина квершлага, м;

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

$t_{эм}$ - срок службы выработки, лет;

$$C_{кв} = 271 \cdot 3000 \cdot 3 = 2439000 \text{ тг}$$

Стоимость подъема руды

$$C_{под} = H_{под} \cdot Q_{под} \cdot R_{под},$$

где $H_{под}$ - высота подъема, м;

$Q_{под}$ - объем поднимаемой руды, т;

$R_{под}$ - стоимость подъёма, тг/м

$$C_{под} = 400 \cdot 800000 \cdot 0,0008 = 256000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T, \quad (2.14)$$

где A_2 - годовая производительность рудника, млн.т;
T-срок службы рудника, лет.

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 0,04) \cdot 35 = 5838000 \text{ тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по первому варианту вскрытия составляет 276 283 000 тенге.

2-ой способ

Капитальные затраты

Проведение вентиляционных стволов

$$K_{вс} = H_{вс} \cdot K_{в} \cdot n_{вс},$$

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

$$K_{вс} = 415 \cdot 45000 \cdot 1 = 18675000 \text{ тг}$$

Проведение наклонного съезда

$$K_{н.с.} = L_{н.с.} \cdot K_{н.с.}, \quad (2.15)$$

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

$K_{н.с.}$ - стоимость проведения 1 п.м. наклонного съезда, тг/м.

$$K_{н.с.} = 3000 \cdot 7000 = 21000000 \text{ тг}$$

Проведение заездов

$$K_з = \sum_{i=1}^n L_з \cdot K_з, \quad (2.16)$$

где $L_{кв}$ - длина квершлага, м;

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

$$K_{кв} = 3000 \cdot 5000 = 15000000 \text{ тг}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$K_{п.з} = 9,3 + 3,24 \cdot A_2 ,$$

A_2 - Годовая производительность месторождения , т/год

$$K_{п.з} = 9,3 + 3,24 \cdot 40000 = 129609 \text{ тг}$$

Сумма капитальных затрат по второму варианту вскрытия составляет 54804609 тенге

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

$$C_{вс} = H_{вс} \cdot R_{вс} \cdot T \cdot n_{вс} ,$$

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

$n_{вс}$ - количество вентиляционных стволов.

$$C_{вс} = 450 \cdot 8000 \cdot 35 \cdot 1 = 126000000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания наклонного съезда

$$C_{нс} = H_{нс} \cdot R_{нс} \cdot T , \tag{2.17}$$

$$C_{нс} = 450 \cdot 3500 \cdot 35 = 55125000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания заездов

$$C_{кв} = 2L_{ср.з} \cdot R_{кв} \cdot t_{эм} , \tag{2.18}$$

$$C_{кв} = 2 \cdot 15 \cdot 3000 \cdot 3 = 270000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot A_2) \cdot T ,$$

где A_2 - годовая производительность рудника, млн.т;

Т-срок службы рудника, лет.

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot 0,04) \cdot 35 = 5838000 \text{тг}$$

Сумма эксплуатационных затрат по второму варианту вскрытия составляет 187233000 тенге

Приведённые затраты

$$П = \frac{C}{Q} + E \cdot \frac{K}{Q} \quad (2.19)$$

где С - эксплуатационные затраты, тг;

К – капитальные затраты, тг; Е – нормативны коэффициент (банковская ставка);

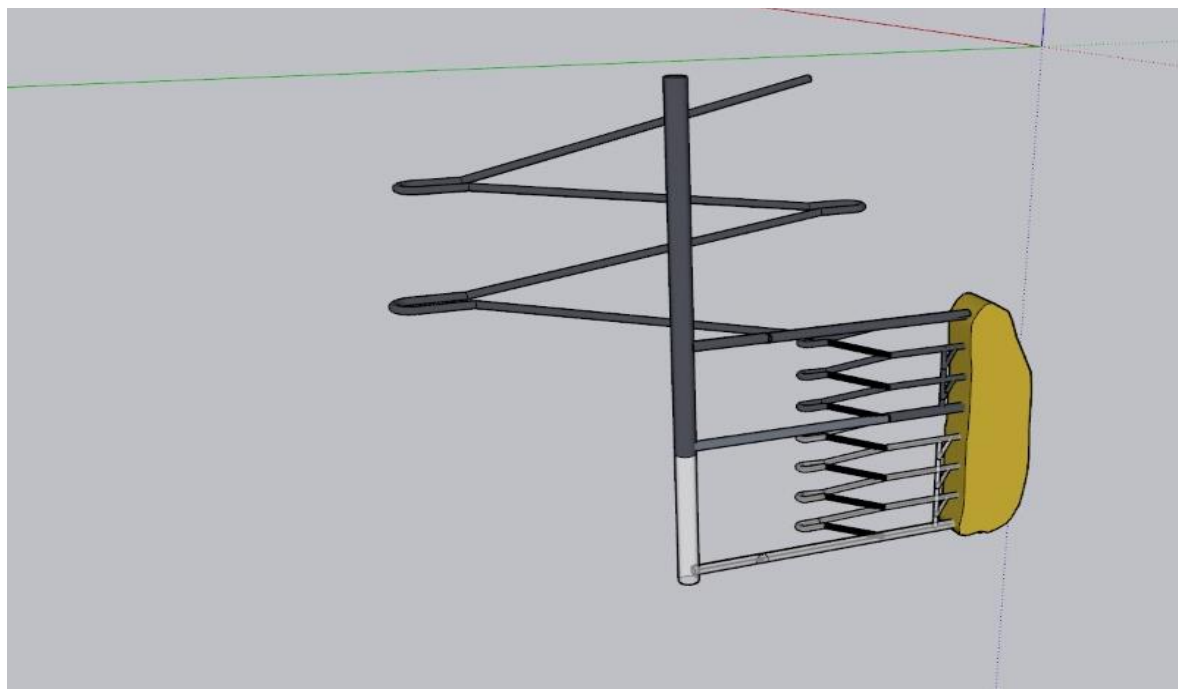
Q - производственные запасы рудника, т.

1) Вскрытие вертикальными стволами со стороны весячего бока

$$П = \frac{276\,283\,000}{1093120} + 0,15 \cdot \frac{63\,280\,000}{1093120} = 262 \text{тг/т}$$

2) Вскрытие наклонными съездами со стороны лежачего бока

$$П = \frac{187233000}{1093120} + 0,15 \cdot \frac{54804609}{1093120} = 178 \text{тг/т}$$



ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Система разработки с магазинированием

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{з.р.} = 50 \text{ т/смену}$$

Удельный расход подготовительно-нарезных выработок

$$P_{ннв} = \frac{6}{1000} \text{ м/т}$$

Полная рудничная себестоимость

$$C_d = 1500 \text{ тг/т}$$

Определяем коэффициент извлечения руды

$$K_{и} = 1 - K_{п}, \quad (3.1)$$

где $K_{п}$ - коэффициент потерь.

$$K_{и} = 1 - 0,04 = 0,96$$

Коэффициент изменения качества рудной массы при добыче

$$K_{к} = 1 - K_{р}, \quad (3.2)$$

где $K_{р}$ - коэффициент разубоживания руды.

$$K_{к} = 1 - 0,07 = 0,93$$

Извлекаемая ценность конечного продукта из 1 т рудной массы

$$Ц = 0,01 \cdot C_y \cdot K_k \cdot C_o \cdot I_{п} \cdot I_{м} \quad (3.3)$$

где C_y – содержание полезных компонентов в балансовых запасах, %;

C_o – оптовая цена конечного продукта, тг/т;

$I_{п}$ – коэффициент извлечения при переработке;

$I_{м}$ – коэффициент извлечения при металлургическом переделе.

$$Ц = 0,01 \cdot 4,8 \cdot 0,93 \cdot 124000 \cdot 0,88 \cdot 0,93 = 4530,14 \text{ тг/т}$$

Суммарные технологические затраты на получение конечного продукта из 1 т руды

$$C_{ДПП} = (C_{Д} + C_{Т} + C_{П}) + \frac{\alpha_{усл.м} \cdot K_{К} \cdot I_{П}}{\alpha_{к}} \cdot (C_{ТК} + C_{ПК}), \quad (3.4)$$

где $C_{Т}$ – себестоимость транспорта руды до обогатительной фабрики, тг/т;

$C_{П}$ – себестоимость обогащения руды, тг/т;

$\alpha_{усл.м}$ – содержание полезных компонентов в балансовых запасах в переводе на условный металл, %;

$\alpha_{к}$ – содержание полезных компонентов в концентрате, %;

$C_{ТК}$ – себестоимость транспорта концентрата, тг/т;

$C_{ПК}$ – себестоимость металлургического передела концентрата, тг.

$$C_{ДПП} = (1500 + 160 + 900) + \frac{4,8 \cdot 0,93 \cdot 0,88}{60} \cdot (300 + 11000) = 3299,83 \text{ тг/т}$$

Ожидаемая прибыль из 1 т руды

$$Pr = Ц - C_{ДПП}, \quad (3.5)$$

$$\dot{\text{д}} = 4530,14 - 3299,83 = 1230,31 \text{ д\$/д}$$

Относительная рентабельность

$$P = \frac{Ц - C_{ДПП}}{C_{ДПП}} \cdot 100, \quad (3.6)$$

$$P = \frac{4530,14 - 3299,83}{3299,83} \cdot 100 = 37,3\%$$

Система разработки с селективной выемкой

Производительность труда забойного рабочего

$$П_{з.р.} = 24 \text{ т/смену}$$

Удельный расход подготовительно-нарезных выработок

$$П_{нв} = \frac{8}{1000} \text{ м/т}$$

Полная рудничная себестоимость

$$C_d = 1700 \text{ тг/т}$$

Определяем коэффициент извлечения руды

$$K_{и} = 1 - K_{п},$$

$$K_{и} = 1 - 0,03 = 0,97$$

Коэффициент изменения качества рудной массы при добыче

$$K_{к} = 1 - K_{р},$$

$$K_{к} = 1 - 0,05 = 0,95$$

Извлекаемая ценность конечного продукта из 1 т рудной массы

$$Ц = 0,01 \cdot C_y \cdot K_k \cdot C_o \cdot I_{п} \cdot I_{м}$$

$$Ц = 0,01 \cdot 4,8 \cdot 0,95 \cdot 124000 \cdot 0,88 \cdot 0,93 = 4627,56 \text{ тг/т}$$

Суммарные технологические затраты на получение конечного продукта из 1 т руды

$$C_{дпп} = (C_d + C_T + C_{п}) + \frac{\alpha_{усл.м} \cdot K_k \cdot I_{п}}{\alpha_k} \cdot (C_{тк} + C_{пк}),$$

$$C_{дпп} = (1800 + 160 + 900) + \frac{4,8 \cdot 0,95 \cdot 0,88}{60} \cdot (300 + 11000) = 3615,74 \text{ тг/т}$$

Ожидаемая прибыль из 1 т руды

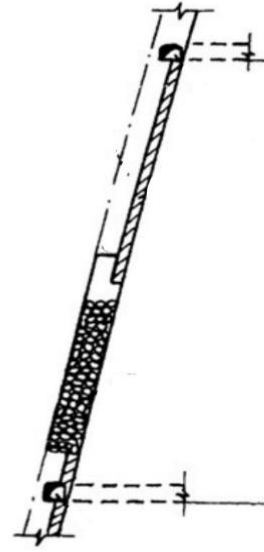
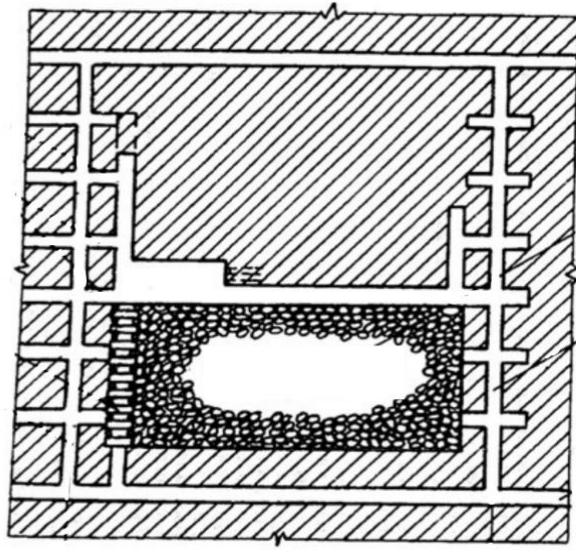
$$Пр = Ц - C_{дпп},$$

$$\dot{\delta} = 4627,56 - 3615,74 = 1011,82 \text{ ðã/ð}$$

Относительная рентабельность

$$P = \frac{\ddot{O} - C_{\ddot{A}\ddot{O}\ddot{I}}}{\tilde{N}_{\ddot{A}\ddot{O}\ddot{I}}} \cdot 100,$$

$$P = \frac{4627,56 - 3615,74}{3615,74} \cdot 100 = 28\%$$



ПРИЛОЖЕНИЕ В

Генеральный план поверхности

