

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени

К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Балкибеков Алишер Турарович

**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА**

к дипломной работе

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

по специальности 5В070700 - «Горное дело»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени  
К.И. Сатпаева

Кафедра «Горное дело»

Балкибеков Алишер Турарович

**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

Балкибеков А.Т

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  
Зав. кафедрой «Горное дело»  
к.т.н., доцент  
\_\_\_\_\_ К.Б Рысбеков  
«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020г

**ЗАДАНИЕ**  
на выполнение дипломной работы

Студенту Балкибекову Алишеру Тураровичу

Тема : Проект разработки золоторудного месторождения «Верхне-Андасайское»

Специальная часть: Отработка маломощных участков месторождения «Верхне-Андасайское»

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

Срок сдачи законченной работы «25» апреля 2020 г.

Исходные данные дипломной работы:

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

Краткое содержание дипломной работы:

- а) Краткая геология месторождения
- б) Горная часть
- в) Специальная часть
- г) Источники электроснабжения
- д) Генеральный план поверхности
- е) Охрана труда
- ж) Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): *этажная система разработки с диагональными слоевыми выработками*

Рекомендуемая основная литература :

1. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. – Алма-Ата: Наука , 1969 г.
2. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. – Москва: Недра, 1978

## ГРАФИК

подготовки дипломной работы

Наименование разделов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Краткая геология месторождения	06.01.2020 - 10.01.2020	
Горная часть	10.01.2020 - 15.01.2020	
Специальная часть	03.02.2020 - 07.02.2020	
Источники электроснабжения	16.03.2020 - 20.03.2020	
Генеральный план поверхности	24.03.2020 - 01.04.2020	
Охрана труда	06.04.2020 - 10.04.2020	
Экономическая часть	13.04.2020 - 17.04.2020	

### Подписи

консультантов и нормоконтроллера 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	
Источники электроснабжения	д.т.н. Юсупов Х.А.	20.03.2020	
Генеральный план поверхности	д.т.н. Юсупов Х.А.	01.04.2020	
Охрана труда	д.т.н. Юсупов Х.А.	10.04.2020	
Экономическая часть	д.т.н. Юсупов Х.А.	17.04.2020	

Научный руководитель \_\_\_\_\_ Юсупов Х.А.

Задание принял к исполнению студент \_\_\_\_\_ Балкибеков А.Т

Дата " \_\_\_\_ " \_\_\_\_\_ 2020г.

## **АНДАТПА**

Дипломдық жұмыс кіріспеден, сегіз бөлімнен, қорытындыдан және пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Оның ішінде кен орнының геологиялық сипаттамалары туралы ақпарат берілген, шахтаның негізгі параметрлері анықталған, кен орнын үнемді жолмен аршу себебімен есептеулер жүргізілді және кен орнын игеретін жүйе таңдалған. Жобаның ерекше бөлігі «Верхне-Андасай» кен орнын селективті даму жүйесін жетілдіруге бағытталған.

## **АННОТАЦИЯ**

Дипломная работа состоит из введения, восьми разделов, заключения и списка использованной литературы. В ней дается информация о геологической характеристике месторождения, определены основные параметры рудника, приведены расчеты по выбору экономической схемы вскрытия и системы разработки месторождения.

Специальная часть проекта посвящена совершенствованию селективной системы разработки в условиях месторождения «Верхне-Андасайское»

## **ABSTRACT**

The diploma work consists of introduction, eight sections, conclusion and list of references. It provides information on the geological characteristics of the deposit, determines the main parameters of the mine, provides calculations for choosing an economical discovery scheme and field development system. A special part of the project is devoted to improving the selective development system in the conditions of the «Verkhne-Andasayskoye» field.

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1. Общие сведения о месторождении «Верхне-Андасайское»	8
1.1 Геология месторождения «Верхне-Андасайское»	8
1.2. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения «Верхне-Андасайское»	8
2. Запасы месторождения	11
2.1 Состояние запасов по месторождению «Верхне-Андасайское»	11
3. Горная часть	11
3.1 Определение запасов месторождения «Верхне-Андасайское»	12
3.2 Определение основных параметров рудника	12
3.3 Определение годовой производительности месторождения «Верхне-Андасайское»	13
3.4 Выбор способа вскрытия месторождения	15
3.5 Выбор и сравнительная оценка систем разработки	16
3.6 Расчет параметров шпуровой отбойки	17
4. Специальная часть	19
4.1 Опыт отработки маломощных рудных залежей	19
4.2 Предлагаемая технология	20
5. Электрификация	23
5.1 Характеристика электрических нагрузок рудника	23
5.2 Источники электроснабжения	23
6. Генеральный план поверхности	24
7. Охрана труда	26
7.1 Борьба с пылью и газами	26
7.2 Охрана окружающей среды	26
7.3 Охрана недр	27
8. Экономическая часть	29
8.1 Организация и управление производством	29
8.2 Организация управления	29
8.3 Численность трудящихся	29
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	35
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	36
ПРИЛОЖЕНИЕ А	37
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	43
ПРИЛОЖЕНИЕ В	47
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	50

## **ВВЕДЕНИЕ**

Ввиду интенсивной отработки месторождений со сложными горно-геологическими условиями, то есть, снижения содержания полезного компонента, уменьшается мощность рудного тела. Отработка таких месторождений ведется различными системами разработки, применение которых сопровождается повышенным разубоживанием руды, достигающих в отдельных случаях до 500-600%. Маломощные залежи обрабатывают с магазинированием, с распорной крепью. Имеются ряд исследований по совершенствованию технологии отработки маломощных рудных тел [1,2,3], однако так как применяемая система разработки и предлагаемая технология не дают желаемых результатов мною предлагается технология отработки маломощных рудных тел.

## **1. Общие сведения о месторождения «Верхне-Андасайское»**

### **1.1 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.

Проходимость 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 порфиритов. Группа сложности: III. Запасы по категории C2 около 2 т, среднее содержание золота в руде 30 гр на тонну.

### **1.2. Краткая горно-геологическая характеристика месторождения «Верхне-Андайское»**

Верхне-Андасайское месторождение располагается на границе Чуйской впадины и юго-западного крыла Чу-Балхашского антиклинория. Главной структурой, определившей геологическое строение района и металлогению, является Жалаир-Найманская зона глубинных разломов, падающая на северо-восток под углом 70-80 градусов. По характеру перемещений и элементам залегания эта зона классифицируется как сбросо-сдвиг. Ее заложение произошло в конце кембрия - начале ордовика в связи с образованием глубинного Жалаир-Найманского прогиба типа интрагеосинклинали. Площадь рудного поля располагается в северо-восточном борту Жалаир-Найманской металлогенической зоны и охватывает территорию распространения разнообразных нижнесредних палеозойских комплексов терригенных пород.

Главным признаком перспективности района на обнаружение новых месторождений золота является наличие уже имеющихся здесь месторождений: Светинское, Кокпар, Верхне-Андасайское, Жартас. 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, алевролиты, конгломераты дуланкаринской свиты верхнего ордовика и вулканогенно-



осадочные толщи девона.

Площадь Верхне-Андасайского месторождения представляет собой эндо и экзоконтактные зоны западной оконечности Жельтауского гранитного массива. Площадь пересечена северо-западными и северо-восточными разломами. Северо-западные разломы являются ответвлениями глубинных разломов Жалаир-Найманской зоны. Северо-восточные нарушения пересекают всю площадь, по ним происходят все основные подвижки блоков. Кроме того, отмечаются более мелкие разломы северо-западного и меридионального направлений, к которым тяготеют неоцененные ореолы золота. Протяженность этих нарушений, как и прочих оперяющих основные разломы тектонических трещин, составляет не более 1-1,2 км. К одной из северо-западных дизъюнктивных структур и приурочены месторождение Верхне-Андасайское и рудопоявление Березитовое.

Разведанная протяженность продуктивной части жил составляет 450м. Расстояние между жилами составляет не более 10м, к юго-востоку сокращается до 3м. С этими жилами, названными Северная и Южная, а также вновь открытой жилой Широтная, и связано месторождение Верхне-Андасайское. Морфоструктурные особенности Северной и Южной жил идентичны, морфоструктурные особенности Широтной жилы изучены недостаточно. Истинная мощность Северной и Южной жил в блоках прироста запасов составляет 0,307м и 0,106м, соответственно, истинная мощность Широтной жилы на данной стадии изучения составляет 1,0м.

По классификации золоторудных месторождений, института геологических наук имени К. И. Сатпаева, месторождение Верхне-Андасайское относится к золотосульфидно-кварцевой рудной формации, золотосульфидно-кварцевому (золотокварцевому) геолого-промышленному типу. Рудовмещающей стратифицированной толщей является вулканогенно-терригенная толща. Для месторождения характерна диорит-гранодиоритовая парагенетическая ассоциация магматических пород. Рудные метасоматиты представлены березитами. Рудовмещающими структурами являются системы сдвиговых сколовых и отрывных нарушений. Разведанный вертикальный размах оруденения составляет 220м. Главная минеральная ассоциация кварц-пиритовая.

По морфоструктурным особенностям и согласно группировке месторождений по сложности геологического строения месторождение Верхне-Андасайское отнесено к III группе, как месторождение, представленное средними жилами (протяженностью до 1000м) жилами изменчивой мощности (от нескольких сантиметров до первых метров) и очень сложного строения.

Месторождение Верхне-Андасайское по запасам мелкое, по содержанию золота богатое (27,04г/т), представлено двумя субпараллельными кварцевыми жилами мощностью 0,5-10см с рудной оторочкой березитов до 10-50см. Руда хорошо отличается по цвету, наличию рудных минералов (сульфидов). Контакты жил с вмещающими породами четкие. Протяженность каждой жилы 700м, рудной части 450м. Расстояние между жилами варьируется от 6м до 10м,

в продольной проекции они также сближены и находятся практически в одной плоскости. Средние мощности жил по приросту запасов уменьшаются в сравнении с первым подсчетом запасов и составляют, соответственно: 0,307м и 0, 106м. Специальных работ на испытания физико-механических свойств пород и руд при проведении оценки для прироста запасов не проводилось.

По физико-механическим свойствам руда и порода близок друг другу. По крепости руда относится к крепкой категории, порода – к средней. Породы лежачего и висячего боков аналогичны по крепости и физическому состоянию. Руда массивная, не склонна к отслоению от вмещающей породы. Водопоглощение небольшое (1,4-2,3), влажность - низкая 0,42-0,64%. Объемная масса руды и породы составляет 2,7 г/см<sup>3</sup>. Руда и порода нерадиоактивны, не склонны к самовозгоранию, спучиваемости, слёживаемости. Выбросов отравляющих и взрывоопасных газов не ожидается. Крутое падение (до вертикального) жил и их небольшая мощность (до 1,0м) благоприятствует проходке горных выработок и сохранению их физического состояния при отработке.

## 2. Запасы месторождения

### 2.1 Состояние запасов по месторождению «Верхне-Андасайское»

К блокам прироста запасов категории  $C_2$  отнесены запасы, разведанные шестью скважинами. При оконтуривании блоков прироста запасов категории  $C_2$  допускались интерполяция (контур проводился на половинном расстоянии между кондиционным и не кондиционным сечениями) и экстраполяция (контур проводился на расстоянии 40м от кондиционных сечений).

К блокам прогнозных ресурсов категории  $P_1$  отнесены ресурсы примыкающие к блокам более высоких категорий (Северная и Южная Жилы) и вскрытые редкой сетью канав и двумя колонковыми скважинами (Широтная жила). Контуры блоков прогнозных ресурсов категории  $P_1$  (Северная и Южная жилы) проводились с учетом склонения рудного столба и экстраполяцией до 40м от кондиционных сечений. Контур блока прогнозных ресурсов категории  $P_1$  (Широтная жила) проведен с учетом интерполяции на середине расстояния от поверхности (некондиционные сечения в канавах) до кондиционных сечений в скважинах и экстраполирован до 40м вниз от кондиционных сечений в скважинах.

Верхние контуры блоков VI-1- $C_2$ , VI-2- $C_2$  примыкают к блоку IV-7- $C_2$ , запасы по которому утверждены ранее. То есть, прогнозные ресурсы категории  $P_1$  блока VII- $P^1$  в результате проведенных геологоразведочных работ переведены в балансовые запасы категории  $C_2$  блоков VI-1- $C_2$ , VI-2- $C_2$ . Так же прогнозные ресурсы категории  $P_1$  блока V- $P^1$  переведены в балансовые запасы категории  $C_2$  блоков V-1- $C_2$ , V-2- $C_2$ , V-3- $C_2$ .

Всего на месторождении выделено 3 рудных тела. Изученная протяженность рудных тел составляет 400-450м. Морфология рудных тел простая: истинные мощности варьируют от 0,106м (Южная жила) до 1,0м (Широтная жила), углы падения крутые: от 77 градусов до вертикальных. Средние содержания золота в рудных телах изменяются в очень широких пределах: от 2,8 г/т до 321,8 г/т, преобладают высокие содержания. Средние содержания серебра в рудных телах невысокие: от 2,9 г/т до 12,87 г/т. Распределение золота на месторождении весьма неравномерно. Максимальная глубина подсечения рудных тел скважинами 200м. Это указывает на большой размах оруденения и реальную возможность перевода прогнозных ресурсов в балансовые запасы категории  $C_2$ .

### 3. Горная часть

#### 3.1 Определение запасов месторождения «Верхне-Андасайское»

Балансовые запасы определяем по формуле

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot m \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma \quad (3.1)$$

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

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

$m$  – средняя мощность рудного тела, м;

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

$$L_{\text{пад}} = H_{\text{р}} + \frac{h_{\text{н}}}{\sin 60^\circ} \quad (3.2)$$

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

$h_{\text{н}}$  – мощность наносов, м;

$$L_{\text{пад}} = 400 + \frac{15}{0.85} = 488 \text{ м}$$

$$Q_{\text{б}} = L_{\text{пр}} \cdot m \cdot L_{\text{пад}} \cdot \gamma = 1000 \text{ м} \cdot 0,8 \cdot 488 \cdot 2,8 = 1093120 \text{ т.}$$

Рассчитаем извлекаемые запасы

$$Q_{\text{ии}} = Q_{\text{б}} \cdot \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}}, \quad (3.3)$$

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

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

$$Q_{\text{ии}} = 1093120 \cdot \frac{1 - 0,15}{1 - 0,08} = 1009947,83 \approx 1009948 \text{ т}$$

#### 3.2 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 400 м 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]

$$x = \frac{K_z \cdot m}{ctg\beta + ctg\gamma} \quad (3.4)$$

где  $K_z$  - граничный коэффициент вскрыши;  
 $m$  – мощность рудной залежи, м;  
 $\beta, \gamma$  - углы откоса бортов карьера со стороны лежачего и висячего боков карьера.

Граничный коэффициент вскрыши

$$K_z = \frac{(C_n - C_o)}{C_s}, \quad (3.5)$$

где  $C_n$  - себестоимость добычи руды подземным способом, тг/т;  
 $C_o$  - себестоимость руды при открытом способе разработки, тг/т;  
 $C_s$  - себестоимость вскрышных работ, тг/т.

$$K_z = \frac{(4200 - 1800)}{550} = 4,4$$

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

$$x = \frac{4,4 \cdot 0,8}{0,7 + 0,7} = 2,5 \text{ м}$$

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.

### **3.3 Определение годовой производительности месторождения «Верхне Андасайское»**

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 течение всего периода его эксплуатации.

## Определение годовой производственной мощности рудника [5]

$$A_r = V \cdot \frac{S \cdot \gamma \cdot K_{II}}{K_K} \cdot K_1 \cdot K_2, \quad (3.6)$$

где  $V$  – среднее годовое понижения уровня выемки, м/год  
 $S$ - средняя величина рудной площади, м<sup>2</sup>;  
 $\gamma$  -удельный вес руды, т/м<sup>3</sup>;  
 $K_{II}$  – 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.

$$A = 16 \cdot \frac{760 \cdot 2,8 \cdot 0,92}{0,82} \cdot 1,1 \cdot 0,9 = 37818 \approx 38000 \quad \text{т/год}$$

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

$$T = t_{стр} + t_{расч} + t_{зат}, \quad (3.7)$$

где  $t_{стр}, t_{зат}$  - время строительства и затухания рудника;  
 $t_{расч}$  - расчётный срок существования рудника.

$$t_{расч} = \frac{Q_{геол}}{A_r}, \quad (3.8)$$

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

$$t_{расч} = \frac{1093120}{38000} \approx 28 \text{ лет}$$

По формуле определяем срок существования рудника

$$T = 4 + 28 + 3 = 35 \text{ лет}$$

### 3.4 Выбор способа вскрытия месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможными являются следующие варианты [6]:

- 1) вскрытие вертикальными стволами со стороны лежачего 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.

Критерием сравнительной оценки служит минимум приведенных затрат [7]

Все расчёты приведены в Приложении А и занесены в таблицу 1.

Таблица 1 - Техничко-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. Выбранный вариант вскрытия приведён в приложении А.

### 3.5 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[8]

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) Этажная система разработки с диагональными слоевыми выработками

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

Все расчёты приведены в Приложении Б и сведены в таблице 2.

Таблица 2 - Техничко-экономические показатели вариантов систем разработки

Наименование	Показатели	
	Вариант 1	Вариант2
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 – этажной системе разработки с диагональными слоевыми выработками

### 3.6 Расчет параметров шпуровой отбойки

Удельный расход ВВ определяется по формуле [9] :

$$q = q_0 k_1 k_m \quad (3.9)$$

где  $q_0$  - теоретический удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$k_1$  - 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:

$$W = d \sqrt{0,785 \Delta k_3 / m q} \quad (3.10)$$

где  $d$  - диаметр шпура, м;

$\Delta$  - плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;

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

$m$  - коэффициент сближения зарядов;

При электрическом взрывании -  $m = 1 \div 1,5$ , при огневом -  $m = 1,2 \div 1,5$ ;

$q$  - удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>.

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

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 отрабатывать выемочный блок на всю мощность, чтобы создать оптимальное рабочее пространство. При предлагаемой технологии требуются 72 шпура длиной 2м, а расход ВВ составит 138кг.

$$Q_{\text{сл1}} = 34 \cdot 0,6 \cdot 4,8 \cdot 2,7 = 265 \text{ т}$$

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

$$Q_{\text{сл}} = Q_{\text{сл1}} \cdot 10 = 2650 \text{ т}$$

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

$$\mathcal{E}_{\text{ВВ}} = (Q_{\text{ВВ1}} - Q_{\text{ВВ2}}) \cdot C_{\text{ВВ}} \quad (3.11)$$

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

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_{\text{ВВ}}}{Q_{\text{сл}}}$$

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

## 4. Специальная часть

### 4.1 Опыт отработки маломощных рудных залежей

Разработка крутопадающих месторождений из-за неравномерности распределения полезных ископаемых в недрах, изменчивости элементов залегания, разнообразия физико-механических свойств пород и руд характеризуется многогоризонтной и выборочной отработкой запасов, и многообразием применяемых систем разработки.[10,11] Их разработка осуществляется системами с открытым выработанным пространством, магазинированием руды, закладкой выработанного пространства и обрушением. При разработке на больших глубинах наблюдается тенденция перехода на системы разработки с закладкой очистного пространства (горизонтальные,наклонные слои) с применением высокопроизводительного самоходного оборудования.

Для повышения эффективности и безопасности выемки запасов применялись комбинированные системы разработки с восходящей слоевой выемкой и магазинированием руды; с магазинированием руды и временной предохранительной крепью; с подэтажным магазинированием руды и креплением временной предохранительной крепью; подэтажными штреками и магазинированием руды; магазинированием руды с восходящей слоевой выемкой, шпуровой и скважинной отбойкой; с магазинированием руды и срубовым креплением; с креплением срубовой крепью; слоевым обрушением; с магазинированием руды и подвесной предохранительной крепью. Перечисленные технологии, также, как и системы с закладкой выработанного пространства, характеризуются повышенной трудоемкостью, высокой себестоимостью добычи руды. В настоящее время сохраняется большой удельный вес систем разработки с открытым выработанным пространством и с магазинированием руды. Этими системами добывается около 50% всех руд жильных месторождений. По сравнению с системами разработки с закладкой эти системы более производительны и менее трудоемки. Однако вопросы определения параметров этих технологий решены недостаточно полно, особенно для условий разработки сложных тектонически нарушенных и высоконапряженных массивов горных пород на больших глубинах (400-600 м и более). На участках с повышенными гравитационно тектоническими напряжениями, интенсивной трещиноватостью отмечаются случаи неустойчивого состояния подрабатываемых массивов в виде разрушения и обрушения отдельных участков целиков, кровли горных выработок и камер. Все это отрицательно влияет на безопасность труда работающих и эффективность выемки запасов. На участках с пониженным напряженным состоянием, не сильно нарушенными трещинами могут оставаться целики больших объемов – до 15-40% запасов блока. Поэтому потери руды часто достигают необоснованно больших значений – до 20-40% запасов блока,

разубоживание – до 90%, особенно при отработке ценных руд. Для уменьшения разубоживания руды, расхода ВВ и снижения трудоемкости работ, мною предлагается усовершенствованная технология отработки тонких рудных тел.

## 4.2 Предлагаемая технология

Сущность предлагаемой мною технологии [12] разработки крутопадающих маломощных жил заключается в том, что рудная залежь, подготовленная этажным способом разбивают на отдельные выемочные блоки (Рис.1). Подготовка блока к очистной выемке включает: проведение этажных вентиляционного и откаточного штреков(1), а также двух отрезных штреков(2) и фланговых восстающих выработок(3). После проведения между штреками восстающих выработок, ограничивающих блок по простиранию, в центре последнего обычным способом проходят рудоспуск(4) на всю высоту блока с оставлением надштрекового целика(5).

Каждый блок, по высоте делится на выемочные слои с проведением диагональных буровых выработок(6). Диагональные буровые выработки наклонены в сторону рудоспуска с углом наклона  $45^\circ$ . Данный угол необходим для беспрепятственного выпуска руды в рудоспуск, таким образом, чтобы наклон его стенки имел угол естественного откоса для свободного перемещения отбитой руды в сторону рудоспуска, исключая возможность засорения. Расстояние между диагональными выработками совпадает с длиной встречных шпуров с учетом пробивного расстояния. При этом жилу преимущественно отбивают из диагонального выработка короткими шпурами(7). Так же проводится дополнительный рудоспуск (8), который связывает скреперный и откаточный штреки. На рисунке 2, под номером (9) показана золотоносная жила. Короткие шпуры (2м) позволяют снизить разубоживание руды при отбойке, тем самым, улучшить ее качество и обеспечить полноту выемки. Опубликованная статья по данной системе разработки приведена в приложении В.

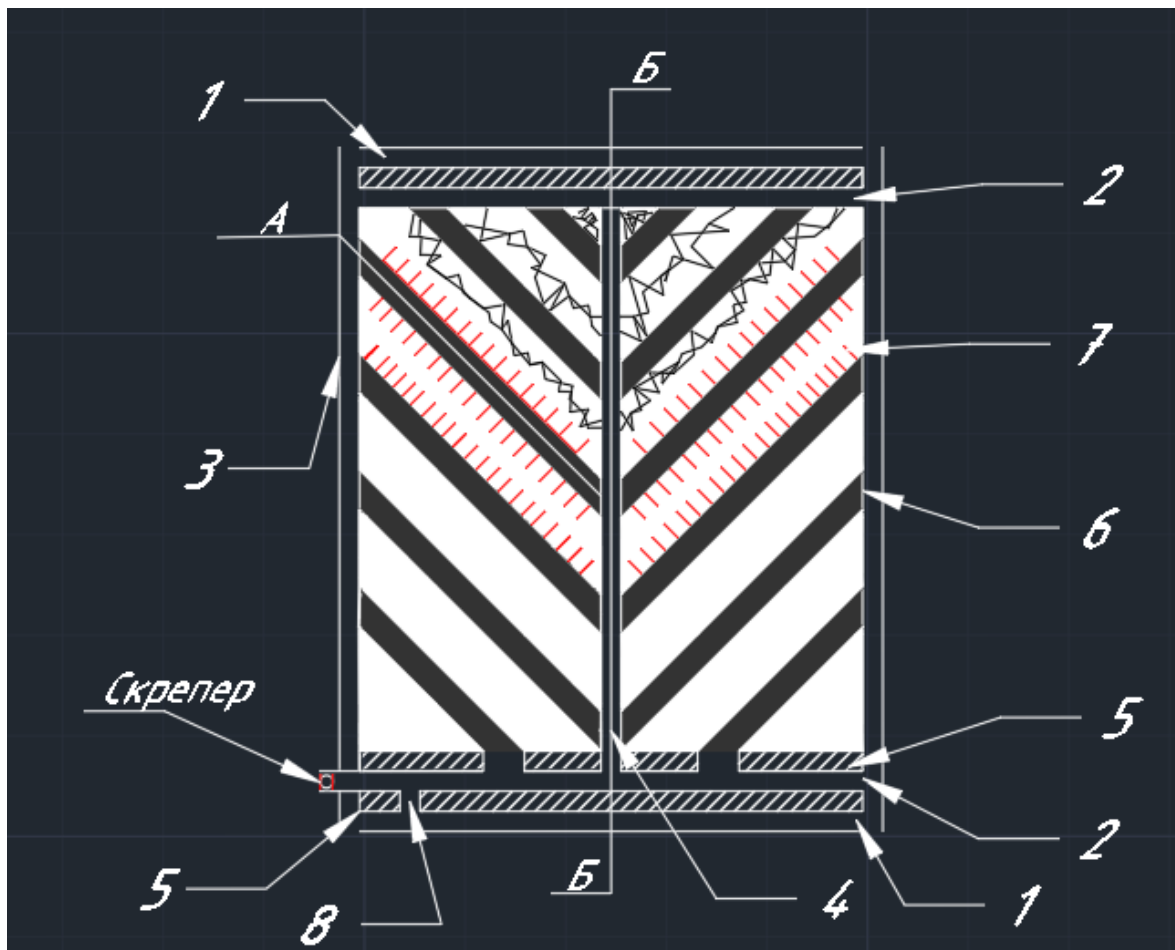
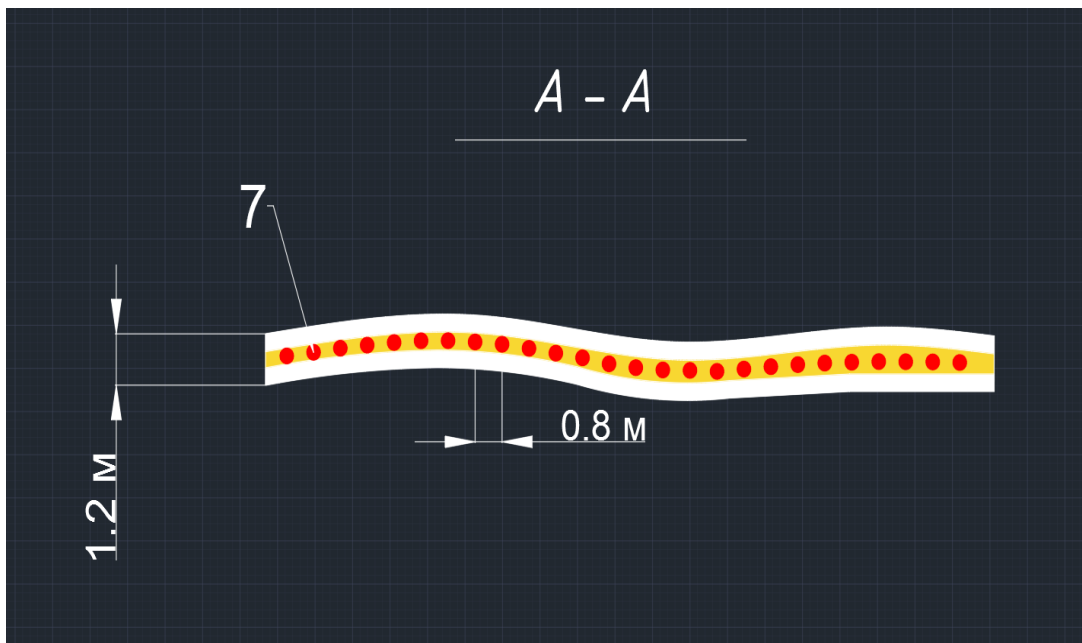


Рис 1 – Этажная система разработки с диагональными слоевыми выработками



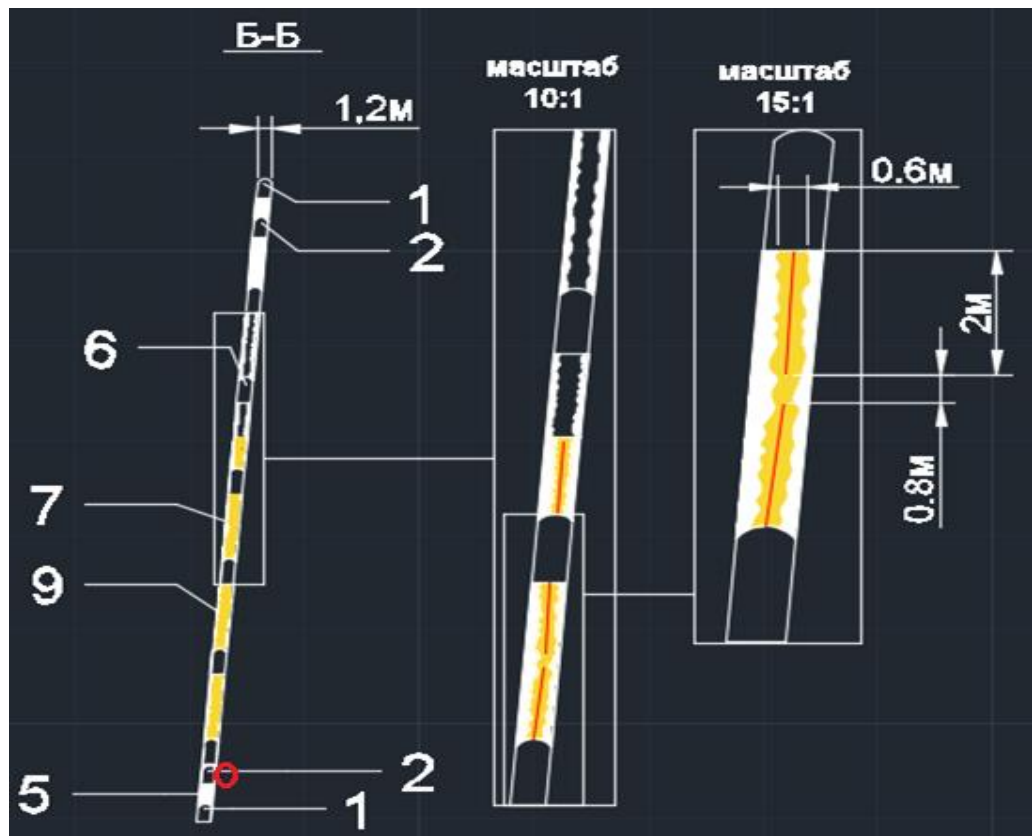


Рис 2– Этажная система разработки с диагональными слоевыми выработками

## **5. Электрификация**

### **5.1 Характеристика электрических нагрузок рудника**

Приемниками электрической энергии подземного рудника месторождения «Верхне-Андасайское» являются: Подземный рудник: двигатели переменного тока 6 кВ вентиляторов главного проветривания и насосов главного водоотлива; двигатели 0,4 кВ компрессоров и насосов водоотлива; двигатели 0,4 кВ буровых станков для геологоразведочных работ, 0,4 кВ вентиляторов местного проветривания; электрокалориферы; 127 В -освещение подземных выработок. Работа предприятия – круглосуточная в три смены. Все основные объекты: подземный рудник работает в 3 смены по 7 часов (305 дней в году), объекты поверхностного комплекса - 2 смены по 8 часов; объекты вспомогательного назначения – в одну смену.

### **5.2 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.

## 6. 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.



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

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

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

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

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

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

## **7. ОХРАНА ТРУДА**

### **7.1 Борьба с пылью и газами**

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

Источниками пылеобразования являются:

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

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

Контроль за запыленностью в шахте осуществляется пылевентиляционной службой. Предельно допустимая концентрация пыли в шахте должна быть не более 2 мг/м<sup>3</sup> воздуха. С поверхности воздух должен поступать с запыленностью не более 0,6 мг/м<sup>3</sup>.

### **7.2 Охрана окружающей среды**

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

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

В настоящее время одним из основных экологически вредных производств является добыча и переработка полезных ископаемых, т.к. эти производства наносят огромный вред земельным ресурсам (стволы, карьеры, непогашенные горные выработки), атмосфере (выбросы отравляющих веществ при сжигании угля), гидросфере (сбросы в водоемы отходов производства из

обогачительных фабрик, медьзавода и т.д.). Поэтому нужно особое внимание уделять экологической обстановке на этих предприятиях.

### 7.3 Охрана недр

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

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

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

Пользователи недр должны обеспечить:

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

При разработке месторождений основное значение имеет правильный выбор системы разработки.

Основными направлениями по комплексному использованию недр являются:

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

Основными мероприятиями по снижению потерь и разубоживания являются:

1. Вовлечение в повторную отработку ранее оставленных запасов руд.

2. Выбор местоположения панельных и барьерных целиков при проектировании отработки новых залежей, приурочивая их к менее богатым по содержанию металла зонам.

3. Сокращение площадей оставления рудной корки за счет совершенствования технологии отбойки руды.

## 8 Экономическая часть

### 8.1 Организация и управление производством

При подземном способе отработки месторождения проводятся горно - проходческих, очистных и транспортных работ. Вывозка руды и породы на поверхность осуществляется 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.

### 8.2 Организация управления

Руководство производством обеспечивается как линейным персоналом начальник участка (рудника), старший мастер, мастер, старший электромеханик, электромеханик так и функциональным аппаратом специалистов геолог, маркшейдер, нормировщик - экономист.

Линейный персонал рудника осуществляет оперативное руководство рабочими в сменах и непосредственный контроль за ведением технологических процессов производства. В подчинении сменных мастеров и механика находится коллективы бригад рабочих.

Режим работы рудника приведен в таблице 3.

Таблица 3 - Режим работы, цехов и служб предприятия, занятых в технологии добычи и транспортировки руды

Наименование	Подземный рудник	
	Основные горно-транспортные работы	Вспомогательные работы
Число рабочих дней в году	305	250
Число рабочих дней в неделю	6	5
Количество смен в сутки	1-3	1-3
Продолжительность смены, час	7	7

### 8.3 Численность трудящихся

Явочная численность рабочих рудника определена по данным технологических частей настоящего проекта в соответствии с объемами работ, режимом работы и производительностью оборудования.

Штатное расписание трудящихся на подземных работах приведено в таблице 4. Фонд оплаты труда приведен в таблице 13.3.

Таблица 4 – Штатная расстановка трудящихся на подземных работах

Профессия и должность	Категория/ Разряд	В том числе по сменам			Итого явочный состав	Итого списоч. Состав
		1	2	3		
		Начальник участка (рудника)	ИТР	1		
Ст. мастер участка	ИТР	1			1	1
Горный мастер	ИТР	1	1	1	3	3
Участковый геолог	ИТР	2			2	2
Участковый маркшейдер	ИТР	2			2	2
Ст. электромеханик рудника	ИТР	1			1	1
Электромеханик	ИТР	1			1	1
Нормировщик экономист	ИТР	2			2	2
<b>Итого:</b>		<b>11</b>	<b>1</b>	<b>1</b>	<b>13</b>	<b>13</b>
<b>Забойные рабочие:</b>						
Бурильщики (шпуров и скважин)	6	1	1	1	3	3
Машинист ПНБ	6	2	2	2	6	6
Взрывники	5	2	2	2	6	6
Дежурные электрослесари	5	1	1	1	3	3
<b>Итого:</b>		<b>6</b>	<b>6</b>	<b>6</b>	<b>18</b>	<b>18</b>
<b>Прочие подземные рабочие</b>						
Машинист насосных установок	4	1	1	1	3	3
Слесарь-ремонтник	5	1	1	1	3	3
Газоэлектросварщик (подз.)	5	1			1	1
Горнорабочий	3	3	3	3	9	9
<b>Итого:</b>		<b>6</b>	<b>5</b>	<b>5</b>	<b>16</b>	<b>16</b>
<b>Поверхностные рабочие</b>						
Электрослесарь (слесарь) деж. И по рем. Оборудования	5	2	2	2	6	6
Газоэлектросварщик	4	1	1		2	2
<b>Итого:</b>		<b>9</b>	<b>8</b>	<b>8</b>	<b>8</b>	<b>8</b>
<b>Всего по руднику</b>		<b>27</b>	<b>15</b>	<b>16</b>	<b>55</b>	<b>55</b>

Таблица 5 – Фонд оплаты труда трудящихся на подземных работах

Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Раз-ряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Начальник участка (рудника)	1		130000	130000	130000	1560000
Старший мастер участка	1		95000	95000	95000	1140000
Горный мастер	3		85000	85000	255000	3060000
Участковый геолог	2		80000	80000	160000	2880000
Участковый маркшейдер	2		74000	74000	148000	1776000
Ст. электромеханик рудника	1		68000	68000	68000	816000
Электромеханик	1		60000	60000	60000	720000
Нормировщик экономист	2		55000	55000	110000	660000
<b>Итого:</b>	<b>13</b>				<b>1026000</b>	<b>11052000</b>
Наименование участка, службы, вида работ, профессий, должностей	Числ.	Раз-ряд	Оклад, тар. ставка	З/плата на одного рабочего	Месячный ФЗП	Годовой ФЗП
Забойные рабочие:						
Машинист ПНБ	6	6	54000	54000	324000	3888000
Бурильщики	3	6	77000	77000	231000	2772000
Взрывники	6	5	52000	52000	312000	3744000
Дежурные эл.слесари	3	5	47000	47000	141000	1692000
<b>Итого:</b>	<b>18</b>				<b>1008000</b>	<b>12096000</b>
<b>Прочие подземные рабочие</b>						
Машинист насосных установок	3	4	44000	44000	132000	1584000
Слесарь-ремонтник	3	5	42000	42000	126000	1512000
Газо-эл.сварщик (подз.)	1	5	40000	40000	40000	480000
Горнорабочий	9	3	39500	39500	355500	4266000
<b>Итого:</b>	<b>16</b>				<b>653500</b>	<b>7842000</b>
<b>Поверхностные рабочие</b>						
Электрослесарь (слесарь) дежурный и по ремонту оборудования	6	5	38000	38000	228000	2736000
Газоэлектросварщик	2	4	36000	36000	72000	864000
<b>Итого:</b>	<b>8</b>				<b>300000</b>	<b>3600000</b>
<b>Всего по руднику</b>	<b>55</b>				<b>2987500</b>	<b>34590000</b>
<b>Всего по руднику + неучтённые (10%)</b>						<b>38049000</b>

Себестоимость 1 т руды по элементу «Заработная плата»

$$C_{\text{ФЗП}} = \frac{\Phi_{\text{общ}}^{\text{год}}}{A_{\text{год}}}, \quad (8.1)$$

где  $\Phi_{\text{общ}}^{\text{год}}$  - годовой фонд заработной платы, тг.

$$C_{\text{ФЗП}} = \frac{38049000}{38000} = 1001 \text{ тг} / \text{т},$$

Расчет расхода нормируемых материалов на очистные работы приведены в таблице 6.

Таблица 6 - Расчет расхода нормируемых материалов на добычу руды

Наименование материалов	Ед. изм.	Норма расхода на 1 т	Цена на ед., тенге	Сумма на 1 т, тенге	При достижении проектной мощности
Взрывчатые вещества	кг	0,67	149	100	4000000
Инициаторы	штг	0,37	27	10	400000
Детонирующий шнур	м	1	37,6	37,6	1504000
Буровая сталь	т	0,0004	1 000	0,4	16000
Жировая смазка	кг	0,04	250	10	400000
Солярка 30л на 100км	л		193		7720000
<b>Неучтённые материалы (10%)</b>					<b>1404000</b>
<b>Итого</b>					<b>15444000</b>

Себестоимость 1 т руды по элементу «Материалы»

$$C_M = \frac{15444000}{38000} = 406 \text{ тг} / \text{т}$$

Расчет потребности электроэнергии по руднику приведен в таблице 7.

Таблица 7 – Расчет потребности в электроэнергии по руднику



Потребители	Количество, шт	В том числе рабочих, шт	Годовой расход электроэнергии, кВт.ч
<b>1. Подземный участок</b>			
Насос ЦНС-105-98 (гор. -200 м)	2	1	102846
Насос ЦНС-105-98 (гор. -250 м)	2	1	102846
Насос ЦНС-105-98 (гор.-300 м)	2	1	102846
Освещение выработок 12-15%			19215
<b>Итого подземный участок</b>			<b>327753</b>
<b>2. Поверхностные объекты</b>			
Вентилятор ВОД40	2	2	2 042280
<b>Итого поверхностные потребители</b>			<b>2042280</b>
<b>Неучтённые (10%)</b>			<b>237000</b>
<b>Всего</b>			<b>2607036</b>

Таблица 9 – 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
<b>Здания и сооружения</b>						
<b>Здание АБК</b>	шт	1	143457000	143457000	10	358
<b>Центральный склад</b>	шт	1	28691400	28691400	18	129
<b>склад ВМ</b>	шт	1	22953120	22953120	18	103
<b>Блок вспомогательных цехов</b>	шт	1	85660625	85660625	18	403
<b>Неучтенные сооружения 10%</b>				28076214		
<b>Итого по зданиям и сооружениям</b>				<b>308838360</b>		<b>993</b>
<b>Машины и оборудования</b>						
Вентилятор ВОД40	шт	2	3545000	7090000	18	32
Погрузчик АСУ-2С	шт	2	70000000	140000000	18	630
Автосамосвал Minetruck МТ2010	шт	3	85000000	255000000	18	1147,5

Неучтенная техника 10%				40354800		
<b>Итого по машинам и оборудованию</b>				<b>443902800</b>		<b>1809,5</b>
<b>Всего</b>				<b>751283160</b>		<b>2802,5</b>

Таблица 10 – Калькуляция себестоимости добычи

Наименование статей затрат	Сумма на 1 тонну, тенге
1. Заработная плата	1001
2. Электроэнергия	65
3. Материалы	406
4. Амортизация	2802,5
<b>Итого</b>	<b>4274,5</b>
Непредвиденные затраты 6%	256,4
Налоги, сборы, платежи 2%	85,4
<b>Всего на 1 тонну</b>	<b>4616,3</b>

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе дано решение проблемы отработки маломощных жильных месторождений системой разработки с проходкой диагональных выработок и с отбойкой руды встречными шпурами.

В данном дипломном проекте на основе необходимых расчетов выбран метод разработки, способ вскрытия и принята основная система разработки месторождения полезных ископаемых на примере месторождения Верхне-Андасайское. В начале дипломной работы были определены основные параметры как производительность, срок службы рудника. Используя общепринятую методику способа вскрытия, был выбран наиболее эффективный способ. В специальной части была предложена наиболее выгодная система разработки. Запроектирован генеральный план поверхности и в завершении сведены технико-экономические показатели работы проектируемого рудника, откуда наглядно видны рентабельность предприятия и предполагаемая прибыль

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- [1] Г.П. Необутов, Д.Н. Петров, Е.В. Никулин. - Оценка изменения тенденций развития технологии разработки жильных месторождений – Институт горного г. Якутск. 2010г.
- [2] Д.Е. Махно, Е.Л. Сосновская. - Перспективные направления совершенствования геотехнологий крутопадающих жил на больших глубинах. Вестник ИрГТУ №12, 2011г.
- [3] И.А. Курочка, М.С. Стефунько. - Особенности применяемых систем разработки в условиях жильных месторождений Камчатки. – Московский государственный горный университет. 2012г.
- [4] Боголюбов Б.П., Терпигорев А.М., Справочник по горнорудному делу. 1960г
- [5] Справочник по горнорудному делу. Под ред. В.А.Гребенюка Ю Я.С.Пыжьянова ,И.Е.Ерофеева. – М.: Недра, 1983г.
- [6] Байконуров О. А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы , 1969г.
- [7] <http://lib.kstu.kz>.
- [8] Жигалов М.Л., Ярунин С.А. «Технология, механизация и организация подземных горных работ» - М.: Недра, 1990г.
- [9] <https://works.doklad.ru/view/ZtZtVFMb7bI/all.html>
- [10] Сабянин. Геоэкологические аспекты подземной разработки жильных Г.В. месторождений. Институт проблем комплексного освоения РАН. 2014г.
- [11] В.В. Глотов. Технология разработки мелких жильных месторождений. Читинский государственный университет. 2015г.
- [12] A. Balkibekov, B.Toktaruly, K. Yusupov. “The technology of mining thin vein ore bodies”. 2nd INTERNATIONAL SCIENTIFIC AND TECHNICAL INTERNET CONFERENCE “INNOVATIVE DEVELOPMENT OF RESOURCE-SAVING TECHNOLOGIES OF MINERAL MINING AND PROCESSING” PETROȘANI, ROMANIA. NOVEMBER 15, 2019

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

$$П = C_{y\partial} + E \cdot K_{y\partial} \rightarrow \min ,$$

где  $C_{y\partial}$  - удельные эксплуатационные затраты;  
 $K_{y\partial}$  - удельные капитальные затраты;  
Е - нормативный коэффициент.

### 1-й способ

#### *Капитальные затраты*

Проведение клетьевого ствола

$$K_{kc} = H_{kc} \cdot K_k \cdot n_{kc}$$

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

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

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

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

Проведение квершлагов

$$K_{\text{кв}} = \sum_{i=1}^n L_{\text{кв}} \cdot K_{\text{кв}} ,$$

где  $L_{\text{кв}}$  - длина квершлага, м;

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

## Продолжение приложения А

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

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Kn.з = 9,3 + 3,24 \cdot A_2 ,$$

$A_2$  - Годовая производительность месторождения , т/год

$$Kn.з = 9,3 + 3,24 \cdot 0.04 = 950000 \text{ тг}$$

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

### Эксплуатационные расходы

Стоимость поддержания клетового ствола шахты

$$C_{\text{кв}} = H_{\text{кв}} \cdot R_{\text{кв}} \cdot T ,$$

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

$T$  - срок службы выработки, лет.

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

Стоимость поддержания вентиляционных стволов шахты

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

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

$n_{\text{вс}}$  - количество вентиляционных стволов.

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

Стоимость поддержания квершлагов

$$C_{\text{кв}} = 2L_{\text{ср.кв}} \cdot R_{\text{кв}} \cdot t_{\text{эп}} ,$$

где  $L_{\text{ср.кв}}$  - длина квершлага, м;

## Продолжение приложения А

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

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

Стоимость подъёма руды

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

где  $H_{под}$  - высота подъёма, м;

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

$R_{под}$  - стоимость подъёма, тг/м

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

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

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;

$T$  - 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;

## Продолжение приложения А

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

Проведение наклонного съезда

$$K_{Н.С.} = L_{н.с.} \cdot K_{н.с.} ,$$

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

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

$$K_{вс} = 3000 \cdot 7000 = 21000000 \text{тг}$$

Проведение заездов

$$Kз = \sum_{i=1}^n Lз \cdot Kз ,$$

где  $L_{кв}$  - длина квершлага, м;

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

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

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*



## Продолжение приложения А

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

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

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

Стоимость поддержания заездов

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

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

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;

$T$  - 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

## Продолжение приложения А

$$\Pi = \frac{C}{Q} + E \cdot \frac{K}{Q}$$

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 лежачего бока

$$\Pi = \frac{278500000}{1093120} + 0,15 \cdot \frac{53909000}{1093120} = 262 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие наклонными съездами со стороны лежачего бока

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

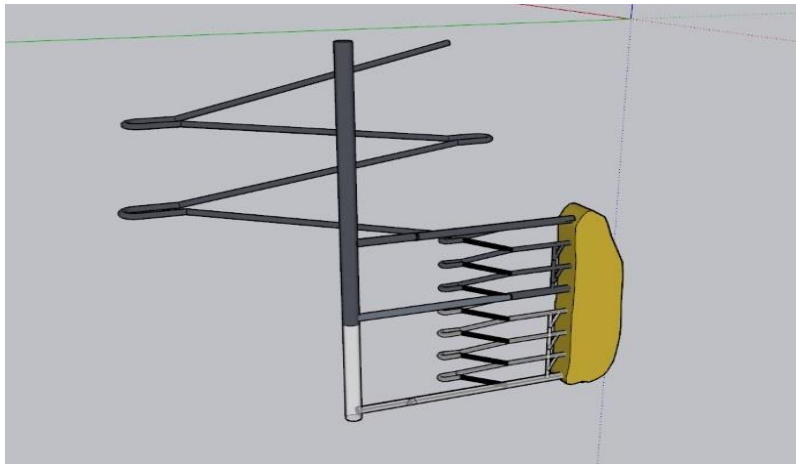


Рис А.1 – Схема вскрытия

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

*Система разработки с магазинированием*

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{з.р.} = 50 \text{т/смену}$$

Удельный расход подготовительно-нарезных выработок

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

Полная рудничная себестоимость

$$C_d = 1500 \text{тг/т}$$

Определяем коэффициент извлечения руды

$$K_{и} = 1 - K_{п},$$

где  $K_{п}$  - коэффициент потерь.

$$K_{и} = 1 - 0,04 = 0,96$$

Коэффициент изменения качества рудной массы при добыче

$$K_{к} = 1 - K_{р}$$

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

$$K_{к} = 1 - 0,07 = 0,93$$

Извлекаемая ценность конечного продукта из 1 т рудной массы

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

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

$C_o$  – оптовая цена конечного продукта, тг/т;

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

## Продолжение приложения Б

$I_M$  – 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

$$C_{ДТП} = (C_D + C_T + C_{II}) + \frac{\alpha_{\text{усл.м}} \cdot K_K \cdot I_{II}}{\alpha_K} \cdot (C_{TK} + C_{ПК}),$$

где  $C_T$  – себестоимость транспорта руды до обогатительной фабрики, тг/т;

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

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

$\alpha_K$  – содержание полезных компонентов в концентрате, %;

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

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

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

Ожидаемая прибыль из 1 т руды

$$Pr = Ц - C_{ДТП},$$

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

Относительная рентабельность

$$P = \frac{Ц - C_{ДТП}}{C_{ДТП}} \cdot 100,$$

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

## Продолжение приложения Б

*Система разработки с диагональными выработками*

Производительность труда забойного рабочего

$$P_{з.р.} = 24 \text{т/смену}$$

Удельный расход подготовительно-нарезных выработок

$$P_{нне} = \frac{8}{1000} \text{м/т}$$

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

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

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

Суммарные технологические затраты на получение конечного продукта из 1 т руды

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

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

Ожидаемая прибыль из 1 т руды

$$Pr = Ц - C_{дтп},$$

## Продолжение приложения Б

$$\dot{I} = 4627,56 - 3615,74 = 1011,82 \text{ руб./год}$$

Относительная рентабельность

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

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

## **ПРИЛОЖЕНИЕ В**

### **UDC 622.2**

**K. YUSUPOV**, Doctor of Engineering Sciences, professor, KazNRTU after K. I. Satpayev, Kazakhstan

**B.TOKTARULY**, Master of mining, teacher, KazNRTU after K. I. Satpayev, Kazakhstan

**A. BALKIBEKOV**, Student, KazNRTU after K. I. Satpayev, Kazakhstan

### **THE TECHNOLOGY OF MINING THIN VEIN ORE BODIES**

Due to the fact that with intensive development of deposits with favorable mining and geological conditions over the past 20-25 years, more and more deposits remain with complex mining and geological conditions. That is, the content of the useful component decreases, the power of the ore body decreases. The development of such deposits is carried out by various development systems, the use of which is accompanied by an increase in the cost of extraction and contamination of ore, which in some cases reaches up to 500-600%. Thin deposits work out with the shrinkage system or stull-set system. There are a number of studies to improve the technology for the development of thin ore bodies [1,2,3], however, since the applied development system and the proposed technology do not give the desired results, we offer the technology of mining thin vein ore bodies. The object of study is the Verkhne-Andasayskoye gold deposit in the Republic of Kazakhstan. The Verkhne-Andasayskoye field is located on the border of the Chuy Depression and the southwestern wing of the Chu-Balkhash anticlinorium. The main structure that determined the geological structure of the region and metallogeny is the Jalair-Naiman zone of deep faults, falling to the northeast at an angle of 70-80 degrees. The Verkhne-Andasayskoye deposit belongs to the gold-sulfide-quartz ore form, the gold-

## Продолжение приложения В

sulfide-quartz (gold quartz) geological and industrial type. This deposit is small in reserves and rich in gold content (27.04 g/t). The power of the ore body ranges from 2 cm to a meter. Ore and rock are close to each other in physical and mechanical properties. By strength, ore belongs to the strong (III) category, the breed - to medium (IV). Water absorption is small (1.4-2.3), humidity is low 0.42-0.64%. Ore and rock are 60 non-radioactive, not prone to spontaneous combustion. The Verkhne - Andasayskoye field - is mined using the underground method, characterized by the presence of thin rake veins; a large fortress (14-18 according to M.M. Protodyakonov) and rock stability. The project, for the development of the deposit, provides for a mining system with ore shrinkage with breaking-out out in bulk with scraper haulage. To reduce contamination of ore, the consumption of explosives and reduce the complexity of work, proposed advanced technology for mining thin ore bodies. The essence of our proposed technology for the development thin rake vein is that the ore deposit prepared by the floor method is divided into mine section. Preparing the block for an actual mining includes: carrying out floor ventilation and haul roadway, as well as two shrink drift and flank rising workings. After conducting uprising workings between the drifts, which limit the block along stretch, in the center of the latter, mill hole is mined in the usual way to the entire height of the block, leaving the drift pillar. Each block, in height, is divided into working floor with diagonal drilling workings. The diagonal workings are tilted towards mill hole with an inclination angle of 45 °. This angle is necessary for the unimpeded release of ore into the mill hole, so that the inclination of its wall has an angle of repose for the free movement of the beaten ore towards the mill hole, eliminating the possibility of clogging. The distance between the diagonal workings coincides with the length of the oncoming holstaking into account the breakdown distance. The ore is beaten by oncoming holes up to 2 m long, drilled from diagonal drillings. An additional ore launch is also carried out, which connects the scraper and haul drifts. All this can reduce contamination of ore during breaking, thereby improving its quality and



## Продолжение приложения В

ensuring the completeness of excavation. Our studies obtained the dependence of ore dilution on the distance between the diagonal drilling workings, the width of the working space and the height of the ore body, which will allow you to choose the parameters of the development system, taking into account the height of the ore body. With the right choice of development system 61 parameters, the proposed technology will reduce the amount of ore dilution to 35%.

### *References*

**G.P. Neobutov, D.N. Petrov, E.V. Nikulin** .Otsenka izmeneniya tendentsiy razvitiya tekhnologii razrabotki zhil'nykh mestorozhdeniy.Yakutsk: Institut gornogo dela. 2010.

**D.E. Makhno, E.L. Sosnovskaya.** Perspektivnyye napravleniya sovershenstvovaniya geotekhnologiy krutopadayushchikh zhil na bol'shikh glubinakh. Vestnik IrGTU №12, 2011

**I.A. Kurochka, M.S. Stefunko.** Osobennosti primenyayemykh sistem razrabotki v usloviyakh zhil'nykh mestorozhdeniy Kamchatki. Moskovskiy gosudarstvennyy gornyy universitet. 2012

## ПРИЛОЖЕНИЕ Г

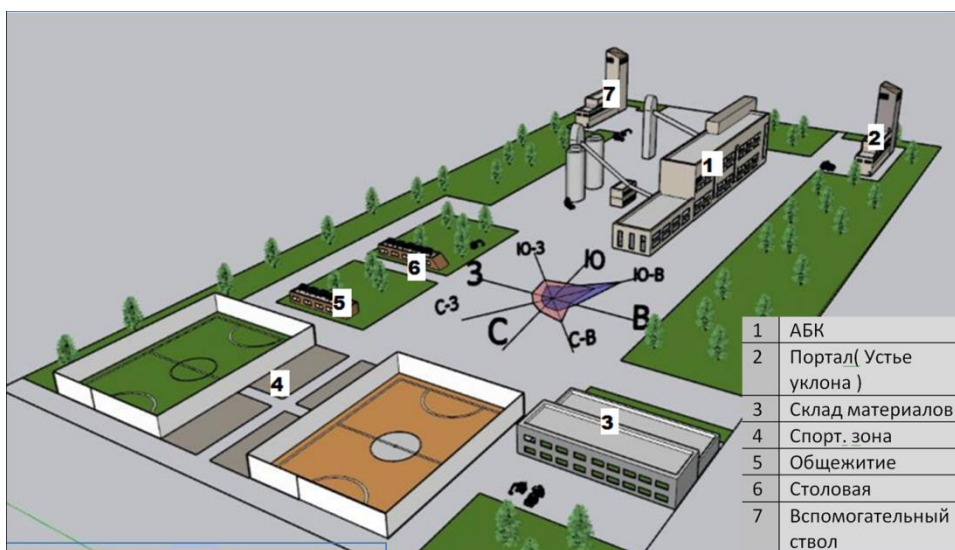


Рис Г.1 – Генеральный план поверхности