

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»

Тулювгалиев Аскар Серикович

«Проект подземной разработки месторождения Акбакай»

**ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

Специальность 5В070700 – «Горное дело»

Алматы 2020 г.

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. Б. Рысбеков

«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020г.

## **ДИПЛОМНАЯ РАБОТА**

На тему: «Проект подземной разработки месторождения Акбакай»

По специальности 5В070700 - Горное дело

Выполнил:

Тулуювгалиев А. С.

Научный руководитель  
Доктор технических наук

\_\_\_\_\_ Юсупов Х.А.

«\_\_\_» \_\_\_\_\_ 2020г.

Алматы 2020 г.

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

**УТВЕРЖДАЮ**

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

\_\_\_\_\_ Рысбеков К.Б.  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2020 г.

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение дипломного проекта (работы)**

Студенту Тулювгалиеву Аскару Сериковичу

Тема: «Проект подземной разработки месторождения Акбакай»

Утверждена приказом по университету № \_\_\_\_ от " \_\_\_\_ " \_\_\_\_\_

Срок сдачи законченного проекта (работы) « \_\_ » \_\_\_\_\_

Исходные данные к дипломному проекту (работе): Пакет геологической информации по месторождению Акбакай, тексты и графические материалы, фондовая и периодическая литература

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

Вскрытие месторождения, система разработки, рудничный транспорт, рудничный подъем, водоотлив, энергоснабжение горного предприятия, рудничная аэрология, охрана труда, охрана недр и окружающей среды, генеральный план поверхности рудника, экономика и организация производства, специальная часть - снижение разубоживания руды при системе разработки с обрушением

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей): Геологическая карта месторождения, схема вскрытия, система разработки, рудничный двор, генеральный план

Рекомендуемая основная литература: Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений, Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений, Требования к промышленной безопасности при взрывных работах, Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых в Республике Казахстан, СанПиН № 310 РК «Об утверждении санитарно-эпидемиологических правил и норм» от 29.06.2005г, СТ КазННТУ-09-2017.

## ГРАФИК

### подготовки дипломного проекта (работы)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Вскрытие месторождения, система разработки месторождения		
Специальная часть		
Рудничный транспорт, рудничный подъем, водоотлив, энергоснабжение горного предприятия		
Рудничная аэрология, генеральный план поверхности рудника		
Охрана труда, охрана недр и окружающей среды		
экономика и организация производства		

## Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект (работа)  
с указанием разделов проекта (работы)

Наименования разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Горная часть			
Специальная часть.			
Электромеханическая часть			
Рудничная аэрология			
Охрана труда, Охрана недр и окружающей среды			
Генеральный план поверхности рудника			
Экономика и организация производства			
Нормоконтроль			

Заведующий кафедрой \_\_\_\_\_ К. Б. Рысбеков  
(подпись)

Научный руководитель \_\_\_\_\_ Юсупов Х.А  
(подпись)

Задание принял к исполнению студент \_\_\_\_\_ Тулювгалиев А.С  
(подпись)

Дата " \_\_\_\_ " \_\_\_\_\_ 2020г.

## **АННОТАЦИЯ**

Дипломный проект посвящен подземной разработке месторождения «Акбакай». В проекте приведены расчеты основных параметров рудника, выбраны способ вскрытия, система разработки. В специальной части проекта рассмотрены вопросы по снижению разубоживания руды при системе разработки с обрушением вмещающих пород. В заключении приведены технико-экономические показатели настоящего проекта.

## АНДАТПА

Дипломдық жоба Ақбақай кен орнын жер асты игеруге арналған. Жоба шахтаның негізгі параметрлерін есептеуді қамтамасыз етеді, автоцепция әдісі, өңдеу жүйесі тандалған. Жобаның ерекше бөлігінде негізгі жыныстардың құлауымен өңдеу жүйесінде кеннің сұйылтылуын азайтуға арналған сұрақтар қарастырылған. Қорытындылай келе, осы жобаның техникалық-экономикалық көрсеткіштері келтірілген.

## **THE SUMMARY**

The graduation project is devoted to the underground development of the Akbakay field. The project provides calculations of the main parameters of the mine, an autopsy method, development system are selected. In a special part of the project, questions considered to reduce ore dilution in the development system with collapse of the host rocks. In conclusion, the technical and economic indicators of this project are given.

## СОДЕРЖАНИЕ

	Стр
ВВЕДЕНИЕ.....	9
1 Геология.....	10
1.1 Общие сведения о месторождении.....	10
1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения «Акбакай» .....	10
1.3 Морфология рудных тел месторождения «Акбакай».....	11
1.4 Гидрогеологические условия разработки Восточного фланга месторождения «Акбакай».....	12
1.5 Подсчет запасов.....	12
2 Горная часть.....	13
2.1 Основные параметры рудника.....	13
2.2 Вскрытие месторождения.....	13
2.3 Система разработки.....	15
2.3.1 Выбор системы разработки по методике академика О.А. Байконурова.....	15
2.3.2 Описание системы разработки с магазинированием руды.....	16
3 Специальная часть .....	18
4 Электромеханическая часть .....	24
4.1 Рудничный транспорт .....	24
4.2 Рудничный подъем .....	24
4.3 Водоотлив .....	25
4.4 Энергоснабжение горного предприятия .....	26
5 Рудничная аэрология .....	27
5.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника .....	27
6 Охрана труда .....	28
7 Охрана недр и окружающей среды .....	31
8 Генеральный план поверхности рудника .....	33
9 Экономика и организация производства .....	35
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	36
Список использованной литературы.....	37
Приложение А	
Приложение Б	
Приложение В	
Приложение Г	
Приложение Д	

### ВЕДОМОСТЬ ЧЕРТЕЖЕЙ

№	Наименование	Лист	Листов	Примечание
1	Геологическая карта месторождения	1	5	
2	Схема вскрытия	2	5	
3	Система разработки	3	5	
4	Рудничный двор	4	5	
5	Генеральный план	5	5	



## **ВВЕДЕНИЕ**

Настоящий проект выполнен на основании задания на проектирование.

Проектом на основании технико-экономического расчета обоснован подземный способ отработки.

Основными вскрывающими выработками являются ствол РЭШ-2 и стволом «Вентиляционный», квершлагги рудных горизонтов.

Производительность подземного рудника по горным возможностям рассчитана на добычу 150 тыс. тонн руды в год.

Выбранный вариант системы разработки с магазинированием руды соответствует горнотехническим условиям месторождения и позволяет обеспечить безопасные условия ведения горных работ, полноту выемки запасов.

На всех технологических процессах проходческих и очистных работ предусматривается использование высокопроизводительного оборудования. В целях оздоровления атмосферного воздуха в шахте погрузочно-доставочные машины при доставке руды передвигаются от электропривода.

Проектом предусмотрены санитарно-гигиенические мероприятия, предложены меры по безопасному ведению горных работ и охраны недр.

# **1 ГЕОЛОГИЯ**

## **1.1 Общие сведения о месторождении**

Месторождение «Акбакай» и его восточный фланг находятся на территории Мойынкумского района Жамбылской области в 450 км от города Алматы, в 106 км. к северу от железнодорожной станции Кияхты и в 90 км от районного центра- села Мойынкум.

Климат района резко-континентальный с засушливым летом и продолжительной зимой. Годовая температура воздуха изменяется от - 20С зимой и до + 40-45° С летом при среднегодовой температуре от + 5° С до +8° С. Годовое количество осадков колеблется от 200 до 300 мм, которые преимущественно выпадают осенью, зимой и весной.

Для района характерны сильные юго-западные ветры, со скоростью до 15 м/сек, которые довольно часто являются причиной сильных холодов.

Поверхностные водотоки на территории Акбакай-Кенгирского рудного поля отсутствуют. В качестве технической воды используются рудничные воды, а обеспечение питьевой водой поселка Акбакай осуществляется за счет подземных трещинных вод месторождения Бескемпир (4 км северо-восточнее месторождения «Акбакай»).

Снабжение электроэнергией осуществляется линией электропередач 110 кВ, протягивающийся из поселка Кумузек (80 км).

## **1.2 Геологическое строение рудного поля месторождения «Акбакай»**

Главнейшими элементами геологического строения Акбакайского рудного поля являются:

1) вмещающие породы диорит-гранодиоритового состава, являющиеся компетентными породами, как для выдержанного трещинообразования, так и для гидротермально-метасоматического рудообразования;

2) проявление в несколько этапов трещинных разрывных структур 2 и 4 систем;

3) внедрение по трещинам разновозрастных дайковых образований;

4) проявление вдоль трещинных структур (зон) многостадийного гидротермального процесса с золотоотложением.

В возрастной последовательности в составе близширотного дайкового пояса выделяются:

1. Дайки Кызылжартасского комплекса, представленные микродиоритами, диоритовыми порфиритами и кварцевыми диоритовыми порфиритами. Эти дайки имеют развитие в пределах Кызылжартасского массива, вблизи гранитов Жельтау они метаморфизированы.

2. Дайки постверхнедевонского дайкового комплекса:
- гранодиорит-порфиры и гранит-порфиры;
  - лампрофиры (спессартиты, керсантиты, единиты) и диабазовые порфириты, эти дайки пространственно тесно связаны с рудными телами;
  - лампрофиры вариолитовой структуры, также тесно связаны с рудными телами, по возрасту являются внутрирудными.

В заключении необходимо отметить, что в указанном выше блоке пород Кызылжартасского массива с Акбакайским дайковым поясом связано рудное поле месторождения «Акбакай», а южнее Бескемпирского разлома с описанным дайковым поясом связаны рудные поля месторождений «Бескемпир», «Карьерное» и, кроме того, ряда рудопроявлений (Клитинское и др.).

### 1.3 Морфология рудных тел месторождения «Акбакай»

Все известные в пределах Акбакайского дайкового пояса рудные тела представляют собой классический пример жильных месторождений, залегающих в интрузиве. Выделяются крутопадающие и наклонные жилы. Рудные тела контролируются дайками лампрофиров и диоритовых порфиритов, локализуясь в их контактах или внутри даек, реже отходят на небольшое расстояние от них. Все жилы имеют северное падение, углы падения составляют 60-70° и 75-80° для крутых и 40-50° для наклонных.

Кварцевые жилы месторождения «Акбакай» выполняют субширотные трещины и контролируются дайками лампрофирового состава. Всего на месторождении разведано 10 жил с балансовыми рудами промышленных категорий: «Главная», «Фроловская», «Тукеновская», «Октябрьская», «Юбилейная-60», «Пологая-1», «Пологая-6», «Глубинная», «Южная-1», «Южная-2». К крутопадающим можно отнести жилы «Главную» и «Фроловскую», имеющих углы падения 75-80°. Жилы «Тукеновская», «Октябрьская», «Южная» в основном имеют крутые углы падения в диапазоне 60-70°, однако на отдельных участках выполаживаются до 45-50°. Жилы «Юбилейная-60», «Глубинная», «Пологая-1» и «Пологая-6» имеют преимущественно углы падения 45-60°. Морфологическая характеристика представлена в таблице № 1.1 (Приложение А)

В геологических границах сосредоточены практически все повышенные концентрации золота. Вне их слабо гидротермально измененные породы содержат, как правило, до 1,0 г/т золота.

В целом морфологию рудных тел можно охарактеризовать как достаточно простую, но изменчивую по мощности. Повышенные мощности наблюдаются на небольших по протяженности отрезках жил и в местах сопряжения жил. Очень редкие случаи выдающихся мощностей (до 9,0 м)

устанавливаются, в основном, при малоамплитудных дизъюнктивных нарушениях, образующих «сдвоение» жилы в поперечном сечении.

#### **1.4 Гидрогеологические условия разработки Восточного фланга месторождения «Акбакай»**

Гидрогеологические условия территории восточного фланга являются простыми и сходными с месторождением «Акбакай». Воды трещинные с минерализацией 1,3-3 г/л сульфатно-хлоридно-натриево-кальциевые, очень жесткие - общая жесткость 7,8-27,2 мг/экв/л, при карбонатной жесткости 2,5-2,8 мг/экв/л. РН их равна 7,6-7,95. Обводненность слагающих пород незначительная. Водоприток при проходке шурфа 25 и штольни 1 не превышали 3-5 м<sup>3</sup>/час. Фактический водоприток в ствол существующей на «Акбакае» шахты из всех горизонтов на 2002 г. в среднем составляет 25 м<sup>3</sup>/час. Фильтрационные свойства пород низкие, средний коэффициент фильтрации составляет 0,17 л/сут.

#### **1.5 Подсчет запасов**

Проведенный подсчет запасов балансовых руд категории С<sub>2</sub> на восточном фланге месторождения Акбакай определяет перспективы рудника. Прирост запасов продляет срок его существования при достигнутой производительности на 7-8 лет.

Несмотря на снижение качества руд по содержанию золота, по сравнению с оставшимися на государственном балансе, вновь разведанные запасы имеют близкие параметры к фактически отработываемыми рудником за последние 2 года.

Проведем подсчет суммарных длин рудных штреков по жиле Пологая-6 и по жиле Фроловская.

Разведочные работы позволили достаточно уверенно отстроить и геометризовать жильные тела восточного фланга и выделить собственно рудные тела, отвечающие требованиям кондиций.

Запасы жилы Пологая-6 на восточном фланге месторождения Акбакай, включающие три рассматриваемых блока равны 6,87тонн.

## 2 Горная часть

### 2.1 Основные параметры рудника

Основным вопросом является определение оптимальных параметров рудника : годовая производственная мощность, размеры шахтного поля и срок службы рудника. Эти параметры взаимосвязаны и обеспечивают ритмичность и рентабельность работ в течении всего периода эксплуатации рудника.

Определение годовой производительности рудника, срока существования рудника, оптимальной высоты этажа приведены в приложении Б.1

Принята производственная мощность рудника  $A = 150$  тыс.т в год.

Срок службы рудника составит 17 лет.

С учетом геологических и горнотехнических факторов принимаем высоту этажа равной  $H_э = 50$  метров.

### 2.2 Вскрытие месторождения

Рассматривались три варианта вскрытия восточного фланга месторождения «Акбакай», которые выбирались с учетом увязки с существующей схемой вскрытия месторождения «Акбакай» :

**I вариант** – вскрытие осуществляется основными вскрывающими выработками - стволом РЭШ-2 (Разведочно-эксплуатационная шахта № 2) (восточном и стволом «Вентиляционный»). Основной ствол РЭШ-2 проходится ( $S_{пр} = 19.63$  м<sup>2</sup>,  $d_{ств} = 4.5$  м, глубина 520,5 м) в центре восточного фланга между жилами «Пологая-6» и «Фроловская» за зоной сдвижения от этих жил. РЭШ-2 до горизонта 296 м используется для спуска-подъема людей и грузов, выдачи руды и породы и подачи свежего воздуха, ниже горизонта 296 м ствол используется для спуска-подъема людей и подачи свежего воздуха (выдача руды и породы ниже горизонта 296 м производится через ствол Главный существующего рудника Акбакай). Ствол «Вентиляционный» проходится прямоугольным сечением,  $S_{пр} = 8.3$  м<sup>2</sup>, глубиной 160 м, он используется как запасной механизированный выход и для выдачи отработанного воздуха. Ствол «Вентиляционный» расположен на восточном фланге жилы «Пологая-6» за зоной сдвижения, его месторасположение выбрано из учета наименьшей суммы длин квершлагов к жиле «Пологая-6».

**II вариант** - вскрытие восточного фланга осуществляется следующими основными вскрывающими выработками - стволом «Восточный» и стволом РЭШ-2. Основной ствол «Восточный» проходится до горизонта -44 м на восточном фланге жилы «Пологая-6» за зоной сдвижения, его объемные параметры и назначение соответствуют стволу РЭШ-2 в I варианте. Ствол РЭШ-2 проходится в том же самом месте, как и в I варианте, его объемные

параметры и назначение соответствуют стволу «Вентиляционный» в I варианте;

**III вариант** - вскрытие осуществляется стволом «Центральный» и стволом «Вентиляционный». Основной ствол «Центральный» проходится в лежачем боку жилы Фроловской за зоной сдвижения от ее отработки, его объемные параметры и назначение соответствуют стволу РЭШ-2 в I варианте. Ствол «Вентиляционный» проходится, как и в I варианте с соответствующими параметрами и назначением.

Сравнение вариантов вскрытия по объемам горно-капитальных работ (ГКР) приведено в таблице Б.2.1 (Приложение Б.2), в объемы ГКР не включены выработки одинаковые для всех вариантов.

Анализ сравниваемых вариантов вскрытия показывает, что наиболее предпочтительным вариантом вскрытия является I вариант - вскрытие стволом РЭШ-2 и стволом «Вентиляционный», II и III варианты более трудоемки и требуют больших капитальных вложений в строительство. Поэтому для дальнейших расчетов принимаем I вариант.

Критерием сравнительной оценки служат минимум приведенных затрат

$$П = C_{уд} + E_n \cdot K_{уд} \rightarrow \min \quad (2.1)$$

где  $C_{уд}$  - удельные эксплуатационные расходы;

$K_{уд}$  - удельные капитальные затраты;

$E_n = 1/T_o$  - нормативный коэффициент

$T_o$  - срок окупаемости капитальных вложений. Для горнорудной промышленности  $T_o = 7$  лет.

Для данных двух вариантов необходимо рассчитать технико-экономические показатели.

Горно-капитальные работы:

- проектом предусмотрены: проходка ствола РЭШ-2 до горизонта 296 м, с сопряжениями на горизонтах 400, 350 и 296 м, а также квершлаг и камерные выработки на горизонтах 400 и 296 м (приложение Б.2).

- дополнительные ГКР, необходимые для вскрытия запасов восточного фланга месторождения «Акбакай» (табл. 2.2 Приложение Б.3).

В таблицах 2.3 и 2.4 (Приложение Б.3) приведены расчетные показатели технологических параметров отбойки и основные ее технико-экономические показатели. В качестве способа образования врубной полости принят прямой призматический вруб.

## **2.3 Система разработки**

### **2.3.1 Выбор системы разработки по методике академика О.А. Байконурова**

В настоящее время известно большое количество методик, посвященных выбору систем рудных месторождений, многие из которых глубоко проанализированы в работе академика О.А.Байконурова. В данной работе рассмотрены методики, которые оказали влияние на дальнейшее развитие горной науки, на её существенный раздел «Выбор системы разработки».

Выбор системы разработки все исследователи делят на два этапа. Система разработки предусмотрена для отработки маломощных участков месторождения, поэтому я сравниваю следующие 3 системы разработки:

1. Система разработки с распорной крепью;
2. Система разработки со скреперованием руды в слое и с закладкой вмещающими породами.
3. Система разработки с магазинированием руды.

Систему подэтажного обрушения можно применять для отработки крутопадающих рудных тел мощностью более 3м при неустойчивых и средней устойчивости бедных рудах, залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды. Сближенные и весьма сближенные маломощные рудные тела при этой системе в отработку вовлекаются валовым способом с включением безрудного междупластия и показатели извлечения отбитой руды значительно ухудшаются (разубоживание составляет 35-40% и более), что не оправдано по экономическим критериям и по технологии переработки смешанных руд различной сортности. Кроме того, в зону возможного обрушения частично попадают запасы барит-свинцовой руды.

Система разработки с магазинированием руды применяется для отработки крутопадающих залежей мощностью до 3м, а система подэтажных ортов не имеет ограничение по мощности.

По способу управления горным давлением принятый класс систем разработки разделяется на системы с открытым выработанным пространством и с закладкой. В соответствии с правилами безопасности системы с открытым выработанным пространством можно применять при устойчивых и весьма устойчивых рудах и вмещающих породах, обеспечивающих при определенных размерах элементов применяемых систем и сроках отработки участков или блоков сохранность выработанного пространства и безопасность работ. По горно-геологическим и горнотехническим условиям проектируемой части месторождения (руды и вмещающие породы средней устойчивости, а на 24 участках распространения коры выветривания – неустойчивые, близость расположения бортов карьера, наличие сближенных и многоярусных рудных

тел) не обеспечивается сохранность выработанного пространства и тем самым безопасность работ на весь срок отработки.

После предварительного отбора по постоянным и переменным факторам систем разработок, приемлемых в конкретных геологических и горнотехнических условиях, провели сравнительную оценку отобранных систем и выбрали среди них три наиболее рациональные:

- система разработки с магазинированием руды;
- система разработки с распорной крепью;
- система разработки со скреперованием руды в слое и с закладкой вмещающими породами.

Сравнение осуществлялось по совокупности технико-экономических показателей, принимаемых в качестве критериев. Одновременный учет множества критериев обеспечит получение наиболее объективного решения, чем при сравнении систем только по одному критерию.

Алгоритм выбора системы разработки:

1. Выбираем критерии оптимальности. Выбранные критерии представлены в таблице Б.4.1

По показателю наименьшей норме вектора выбрана оптимальным система разработки. В данном случае наилучшей нормой вектора является  $R_1 = 0,67$ , которой соответствует системе разработки с магазинированием руды.(приложение Б.4.2)

Результате расчетов выбора системы разработки по методике академика О.А. Байконурова приведены в приложении Б.4.1

Недостатками выбранной системы разработки являются высокие потери и разубоживание, не возможность управления качеством руды, частые зависания руды в дучках и т.д.

### **2.3.2 Описание системы разработки с магазинированием руды**

Система разработки с магазинированием руды блоками можно применить для отработки крутопадающих рудных тел, залегающих во вмещающих породах средней устойчивости. Руда должна быть устойчивой, не склонной к слеживаемости и окислению.

Высота блока ограничена высотой рудного горизонта, принятой по 48м. Блок располагается по простиранию рудных тел и длина из условия обнажения пород всячего бока составляет 50м. Блок по высоте от отработанного и заложенного блока верхнего горизонта разделяется сплошным временным целиком (потолочиной) толщиной 5-6м, рассчитанным на поддержание веса закладочного массива.

Очистной блок по длине ограничивается блоковыми восстающими: с одной стороны материально-ходовым восстающим, а с другой стороны – вентиляционно-ходовым восстающим.

Схемой подготовки предусматривается проведение от нижнего доставочного штрека рудного горизонта погрузочных заездов до рудного тела и



вентиляционного штрека от верхнего сборно-вентиляционного штрека горизонта. Погрузочные заезды сбиваются между собой вентиляционной сбойкой. Исходя из устойчивости руд и вмещающих пород расстояние между осями погрузочных заездов принято 12,5м.

Нарезные выработки по I варианту включают проведение разрезного орта по простиранию рудного тела и блоковых восстающих, из которых через 4-4,5м по вертикали нарезаются короткие сбойки для сообщения с магазинами и проветривания очистных забоев.

Подготовительными выработками являются погрузочный заезд и доставочный штрек, проходимые с откаточного штрека рудного горизонта, и орт скрепирования отбитой руды, располагаемый параллельно простиранию рудного тела.

### 3 Специальная часть. Снижение разубоживания руды при системе разработки с обрушением

Потребность в добыче цветных металлов все более возрастает, а запасы легкодоступных и обогащаемых видов полезных ископаемых истощаются. Для увеличения объема добычи ценных и благородных металлов все чаще приходится привлекать новые запасы, которые находятся в более неудобных условиях, сопровождающиеся худшими горно-геологическими и горнотехническими условиями разработки месторождений, снижением качества полезных ископаемых.

Известно, что применяемые системы разработки с обрушением, сопровождаются большими объемами примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые оказывают отрицательное влияние на технико-экономические показатели горного предприятия.

В связи с этим были поставлены следующие основные задачи:

- сбор и анализ информации, для выявления геологических и технологических факторов на уровень разубоживания;
- сравнительный анализ различного уровня и видов потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых по эксплуатационным блокам месторождения;
- рассмотрение методов и средств борьбы с разубоживанием полезных ископаемых при добыче.

Проектные потери и разубоживания руды определяются в соответствии с требованиями проекта разработки Акбакайского месторождения.

Основными источниками потерь руды являются потери от неполноты отбойки руды на контактах рудного тела с вмещающими породами.

Основным источником разубоживания руды является прихват боковых пород при выемке жил. При этом рекомендуется мощность прихвата боковых пород для крутопадающих жил принимать равным 0,4 м, а для наклонных и пологопадающих жил – 0,3 м. Потери и разубоживания при отработке месторождения за 2001-2002 гг. составили (таблицу 3.1):

Таблица 3.1 - Потери и разубоживания руды

Месторождения	Потери		Разубоживание	
	план	факт	план	Факт
Акбакай	8,7	8,8	20,3	18,4
Светинское	4,0	4,0	10,0	10,9
Самородковое	4,5	4,5	12,7	16,3
Думан-Шуак	4,0	4,0	21,0	20,4
Пологая	12,9	12,9	8,5	13,9
Всего	8,8	8,3	19,5	18,0

Из анализа геологической характеристики следует, что контакты жил имеют сложное строение, четкие, неустойчивые, осложнены тектоническими

нарушениями, раздроблены, перемяты и склонны к самообрушению. По имеющейся информации величина потерь изменялась от 5-11 %, а разубоживания от 15-30 %. достигала до 40 %. В отдельных случаях достигала величины от 40 % до 65 %.

Основными причинами изменчивости потерь и разубоживания руды можно считать геологические, технологические и организационные факторы.

Геологические причины:

а) мощности жил носят изменчивый характер и колеблются от 0,5 до 3,0 м, а углы падения рудных тел от 60-85 градусов. При чем их изменчивость по простиранию и падению месторождения непредсказуемая;

б) жилы по простиранию и вкрест простирания осложнены тектоническими нарушениями различного характера;

в) геологический контур рудных тел имеет сложную конфигурацию, на контакте возможны смещения или разрывы жил из-за тектонических нарушений.

Технологические и организационные причины: конструктивные параметры блока, расстояние между выпускными воронками и размеров днища, схемы и параметров ведения буровзрывных работ, от организации выпуска и транспортирования руды, а также выбора методов оценки потерь и разубоживания руды по выемочным единицам.

### **Расчет разубоживания при отработке жил**

При отработке месторождения величина потерь составляет 6%, разубоживание колеблется в широких пределах: от 12% до 40%. Разубоживание руды определялось величиной подработки вмещающих пород, которая принималась равной для крутопадающих жил 0.4 метра, наклонных 0,3 м (с учетом выемки целиков при попутной добыче)

По данным непосредственного замера мощностей рудного тела  $m_p$  и ширины очистного пространства  $m_o$  определяют величину разубоживающих пород вследствие прирезки (прихвата) блоковых пород. В тех случаях, когда измеряют мощность рудного тела  $m_p$  и мощность прирезаемых пород  $m_e$ , разубоживание  $P$  (%) можно рассчитать по формуле

$$P = \frac{m_e \gamma_2}{m_p \gamma_1 + m_e \gamma_2} \cdot 100. \quad (3.1)$$

Частоту замеров  $m_o$ ,  $m_p$  и  $m_e$  принимают с учетом принятой технологии отработки (высоты обрабатываемых слоев) и в зависимости от конфигурации и сложности рудных залежей. Для получения достоверных данных о величине разубоживания указанного вида замеры мощностей по возможности должны производиться через  $m_o$ ,  $m_p$  и  $m_e$  и рассчитываться среднеарифметическим методом.

Расчет разубоживания, возникающего из-за прирезки неустойчивых

пород висячего бока рудного тела для образования свода естественного равновесия, производят для эксплуатационного блока (камеры или целика) при наличии пачки неустойчивых пород в висячем боку рудного тела. Для определения нормативного разубоживания из-за прирезки неустойчивых пород висячего бока рудного тела для образования свода естественного равновесия рассчитывают величину прирезки  $\Delta m$ , м, вмещающих пород в висячем боку по своду естественного равновесия

$$\Delta m = \frac{\pi \gamma_2 l \cos \alpha}{16K}, \quad (3.2)$$

где  $l$  – длина пролета камеры по короткой стороне, м;

$K$  – предел прочности на растяжение, мПа.

Количество разубоживающей массы,  $B_0$  (т), определяют по формуле

$$B_0 = V \gamma_2, \quad (3.3)$$

где  $V$  – объем сферы эллипсоида,  $m^3$ , который рассчитывают по формуле

$$V = \frac{\pi \gamma_2 l^3 H \operatorname{ctg} \alpha}{16K}. \quad (3.4)$$

### Определение разубоживания, возникающего при разворонке дучек

Нормативное разубоживание, возникающее при разворонке дучек, определяют в соответствии с типовой технологической схемой разворонки дучек. Количество разубоживающей массы  $B_d$ , т, определяют по формуле

$$B_d = V_{p.m} \gamma_2, \quad (3.5)$$

$$V_{p.m} = V_{p.d} + V_{d.n} + V_{б.ш}, \quad (3.6)$$

$$V_{p.d} = \frac{\pi}{3} \left( R_b R_{пр} + R_{осн}^2 + \frac{R_b + R_{пр}}{2} R_{осн} \right) H_d, \quad (3.7)$$

$$V_{d.n} = H_{ш} S_{d.n}, \quad (3.8)$$

$$V_{б.ш} = H_{ш} S_{ш}. \quad (3.9)$$

где  $V_{p.m}$  – объем разубоживающей массы,  $m^3$ ;

$V_{p.d}$  – объем разворонки дучки,  $m^3$ ;

$V_{d.n}$  – объем горной массы, извлеченной из дучки при подготовке бурового штрека,  $m^3$ ;

$V_{б.ш}$  – объем бурового штрека, м<sup>3</sup>;  
 $R_e$  – радиус дучки по восстанию, м;  
 $R_{np}$  – радиус дучки по простиранию, м;  
 $R_{осн}$  – радиус основания дучки, м;  
 $H_d$  – высота дучки, м;  
 $H_{ш}$  – высота бурового штрека, м;  
 $S_{d,n}$  – площадь сечения дучки, м<sup>2</sup>;  
 $S_{ш}$  – площадь сечения бурового штрека, м<sup>2</sup>.

### **Определение разубоживания, возникающего при совместной отбойке руды и прослоев вмещающих пород или некондиционных руд, не учтенных при подсчете запасов**

Если мощность породных прослоев или некондиционных руд превышает кондиции, то нормативную величину разубоживания, возникающего при совместной отбойке руды и прослоев вмещающих пород или некондиционных руд, не учтенных при подсчете запасов, %, определяют в расчете на эксплуатационный блок.

Количество разубоживающей массы определяют в расчете на эксплуатационный блок.

При сложной форме рудной залежи величину разубоживания  $P$  (%) следует рассчитывать путем деления определяемых по замеру отбитой и извлеченной частей балансовых запасов  $B_0$  к общему количеству извлеченной из блока рудной массы

$$P = \left( 1 - \frac{B_0}{D} \right) \cdot 100, \quad (3.10)$$

Определение ширины очистного пространства  $m_0$  производят путем обоснования его значения экономическим, аналитическим, вероятностно-статистическим методами для конкретных горно-геологических условий месторождения.

При сложных горно-геологических условиях допустимая ширина очистного пространства рекомендуется определять по формуле

$$m_0 = m_p + m_{\Delta B} + m_{\Delta L}, \quad (3.11)$$

где  $m_{\Delta B}$ ,  $m_{\Delta L}$  – нормы прихвата вмещающих пород со стороны висячего и лежащего боков рудного тела, м.

Для месторождения Акбакай значительное влияние на размеры потерь и разубоживания руды оказывают структурно-морфологические параметры рудных тел. К ним относятся изменчивость угла падения, азимута простирания, мощности, формы и контуры рудных тел, а также сложность строения геологических контактов. Многочисленными исследованиями установлено, что

на эффективность систем с обрушением руды и магазинированием руды оказывают мощность прихвата боковых пород.

В результате сбора, анализа и статистической обработки материалов по 16 эксплуатационным отработанным блокам по жилам Главная, Тукуновская, Пологая установлено, что оптимальные мощности прихвата боковых пород приходятся в пределах частоты  $p = 0,5$ . На основании установленных закономерностей между различными показателями определена аналитическая зависимость между мощностью жилы и шириной очистного пространства по формулам:

$$m = 0,62 m_p + 0,70 \quad \text{при} \quad 0 \leq m \leq 2,0 \text{ м}, \quad (21)$$

$$m = 0,83 m_p + 1,22 \quad \text{при} \quad m_p \geq 2,0 \text{ м} \quad (22)$$

где  $m_p$  – мощность жилы, м;

$m$  – мощность очистного пространства, м.

Пример расчета разубоживания в результате прирезки боковых пород для создания необходимой ширины очистного пространства приводится в таблице 3.2.

Таблица 3.2

№ пп	горизонт	жила	блок	$M_{ж}$	$M_o$	$M_{пр}$	$P_o$	$P_{пр}$
1	375	5	6	0,6	1,2	1,07		
2				0,9	1,3	1,26		
3				1,0	1,6	1,32		
4				0,8	1,2	1,20		
5				1,2	1,6	1,44		
6				1,2	1,6	1,44		
7				0,5	0,9	1,01		
8				1,1	1,5	1,38		
9				0,9	1,3	1,26		
10				1,1	1,6	1,38		
11				1,4	1,8	1,57		
12				1,5	1,9	1,63		
13				0,7	1,1	1,13		
14				0,3	0,7	0,89		
$\Sigma$				<b>13,2</b>	<b>19,3</b>	<b>17,98</b>		
				<b>0,94</b>	<b>1,38</b>	<b>1,28</b>	<b>31,88</b>	<b>26,56</b>

Из таблицы видно, что разница между

$$\Delta P = P_o - P_{пр} = 31,88 - 26,56 = 5,32 \text{ \%}.$$

Определение ширины очистного пространства и плановых значений

разубоживания при планировании горных работ с учетом минимальной выемочной мощности, которые по правилам техники безопасности составляют:

- а) для крутопадающих  $m_o = 0,6$  м;
- б) для пологопадающих  $m_o = 0,7$  м.

### **Вывод**

Для снижения величины разубоживания наиболее приемлемым условием является уменьшение выемочной мощности до минимальной допустимой ширины очистного пространства. После установления минимальной выемочной мощности ( $m_o \approx min$ ) составляется проект буровзрывных работ. В проекте указывается оптимальная глубина шпуров, их схема расположения в забое, конструкция заряда, вес и тип взрывного вещества, позволяющие минимально воздействовать на подрыв боковых пород.

## 4 Электромеханическая часть

### 4.1 Рудничный транспорт

В соответствии со схемой вскрытия, подготовки и системой разработки, по данным проектных организаций и производственной практики для транспортирования полезного ископаемого по главным магистральным выработкам принимаем электровозный транспорт.

Выбор типа электровоза и вагона производится на основе Правил безопасности, по данным проектных и научно-исследовательских институтов.

Выбор емкости вагонеток и электровоза осуществляется исходя из годовой производительности рудника и средневзвешенной длины откатки. Годовая производительность рудника

$$A_{\Gamma} = \sum_{i=1}^n A_i \cdot N_{pд} = 4 \times 115 \times 305 = 150000 \text{ т/год}, \quad (4.1)$$

где  $A_{\Gamma}$  - производительность 1-го погрузочного пунктов в сутки, т/сутки,  
 $N_{pд} = 305$  - количество рабочих дней в году,

Исходя из производительности рудника и средневзвешенной длины откатки принимаем вагон ВГ-2,2 с глухим неопрокидным кузовом и контактный электровоз К10М

Все расчеты электровозного транспорта приведены в Приложении В.1.

Пропускная способность околоствольного двора удовлетворяет условию годовой производственной мощности рудника.

Принимаем типовой околоствольный двор петлевого типа. В околоствольном дворе расположены два вагоноопрокидывателя для разгрузки руды и породы. Расстояние от скипового ствола до камер вагоноопрокидывателей рудной и породной веток составляет по 30 м соответственно. Для сбора воды в околоствольном дворе предусмотрены два водосборника. Ширина насосной камеры с учетом размещения оборудования 6м. Ширина камер вагоноопрокидывателей по 10 м каждая.

Так же в околоствольном дворе расположены электровозное депо, депо противопожарного поезда, медпункт, камера ожидания, посадочная площадка, туалет, диспетчерская.

Для прохождения составов после разгрузки на вагоноопрокидывателях предусмотрена объездная выработка.

### 4.2 Рудничный подъем

Исходя из расчетной производительности рудника 150 тыс. т руды в год в дипломном проекте принимается клетевой подъем для выдачи горной массы на



поверхность. Применение скипового подъема для выдачи руды в данном проекте не рассматривается в виду того что:

1. Применение скипового подъема экономически целесообразно только для рудников с производительностью свыше 800–1 000 тыс. т/год.

2. По сравнению с клетевым подъемом скиповой требует больших капитальных затрат на сооружение подземного дробильно-дозаторного комплекса и системы капитальных рудоспусков с разгрузочными и перепускными камерами.

3. Стоимость скипового комплекса превышает стоимость клетевого комплекса за счет отдельного строительства подземных бункеров руды и породы с разным уровнем разгрузки скипов с рудой и вагонеток с породой.

Принимаем клеть в зависимости от типа принятой вагонетки для транспортировки материалов и проверяется на обеспечение спуска подъема общего количества рабочих смены 30-40 минут. Клеть 2УКН 2,5–1 грузоподъемность - 3 т, масса – 2,76 т.

Расчеты по выбору клетки, канатов, подъемных машин приведены в Приложении В.2

По Госту принимаем подъемную машину ЗЦ–2×1,1

### 4.3 Водоотлив

Нормальный водоприток шахты

$$Q_{\text{норм}} = 70 \text{ м}^3/\text{час}$$

$$Q_{\text{max}} = 130 \text{ м}^3/\text{час}$$

Расчеты по выбору насосной установки и водоотводящего трубопровода приведены в Приложении В.3. Принимаем насос ЦНС – 105-98-490.

Нормативный суточный водоприток должен быть откачен насосом не более, чем за 20 часов, поэтому достаточно установить 3 насосных установки, из которых первая в работе, вторая – в резерве, а третья - в ремонте. Место расположения насосных установок и водосборников, а также их устройство, насосная камера и водосборник главного водоотлива располагаются в рудничном дворе вблизи ствола.

#### 4.4 Энергоснабжение горного предприятия

Снабжение электроэнергией поселка и ГОКа осуществляется линией электропередач 110 кВ, протягивающийся из поселка Кумузек (80 км).

Для потребляемой электроэнергии принимаем следующие уровни напряжения:

1. Внутренняя и питающая сеть 110 кВ и 6 кВ
2. Внутренняя и питающая и распределительная сеть 380В.
3. Стационарная осветительная сеть 127В.
4. Осветительная сеть в забое 24В.

Принимаем две участковые передвижные трансформаторные подстанции типа ТСШВП-160/6 0,4.

Номинальная мощность 160 кВА; потери  $R_{к.х} = 1330$  Вт;  $R_{к.з} = 2190$  Вт; номинальное напряжение  $U_k = 380/660$  В, напряжение холостого хода  $U_{х.х} = 400/690$  В.

## 5 Рудничная аэрология

### 5.1 Выбор способа и схемы проветривания рудника

Схема проветривания горных работ Акбакайского рудника определяется схемой вскрытия месторождения.

Свежий воздух подается по шахте «Вентиляционная».

Загрязненный воздух выдается по шахте «Воздуховыдающая». Шахта «РЭШ-2» ставится на подпор с подачей воздуха для проветривания скипового комплекса рудоспусков и породоспусков. В связи с большой глубиной разработки и большой протяженностью выработки и значительным разветвлением ветвей остальных выработок и значительной депрессией принимается фланговая схема проветривания всасывающий способ проветривания.

Расчеты по выбору вентилятора главного проветривания, калорифера приведены в Приложении Г.

Для подачи в шахту необходимого количества воздуха принимаем осевой вентилятор типа ВОД-21М

Характеристики вентилятора:

Производительность - 25-115, м<sup>3</sup>/с.

Диаметр рабочего колеса - 2500, мм.

Средневзвешенный КПД - 0,77.

Принимаем два вентилятора ВОД-21-М

Статическое давление в области промышленного использования - 90-320 кгс/м<sup>2</sup>.

Мощность двигателя - 70-500, кВт.

Двигатель типа СД-13-42-8

Для подогрева нагнетаемого под землю воздуха принимаем калорифер типа КФБ-14, S'k = 0,9 м<sup>2</sup>

## **6 Охрана труда**

### **6.1 Краткая характеристика месторождения**

Выработки проектируемого рудника проводится в породах крепостью  $f = 12-15$  по шкале проф. М.М. Протодяконова. Породы в большинстве своем устойчивые. Крепление стволов производится монолитным бетоном, горнокапитальных выработок - торкретбетоном в соответствии с паспортами крепления гидрогеологические условия благоприятные, нормальный водоприток на уровне 7 горизонта составляет  $320 \text{ м}^3/\text{час}$ . Месторождение не опасно по взрыву газа и пыли. Рудник относится к силикозоопасным.

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

- обрушение горных масс;
- действие горных ударов;
- выделение ядовитых газов из горной массы;
- действие электрического тока;
- падение людей в горные выработки;
- шумы и вибрация;
- некачественное освещение;
- некачественное водоснабжение.

Для предупреждения воздействия вышеперечисленных факторов в данном разделе проекта предусматриваются следующие мероприятия.

1. технические мероприятия;
2. санитарно-гигиенические;
3. противопожарные;
4. план ликвидации аварии.

### **6.2 Общие организационные мероприятия**

Все лица, вновь поступающие на работу или переводящиеся с одной специальности на другую должны пройти инструктаж по ОТ и ТБ в учебно-курсовом комбинате (УКК) в следующие сроки:

- для вновь поступающих на подземные работы 10 дней;
- для ранее работавших 5 дней;
- при переводе с одной специальности на другую 2 дня.

Также проводится инструктаж на рабочем месте. Через каждые 6 месяцев проводится инструктаж рабочих рудника по ТБ с занесением результатов в специальные книги.

Кроме того, каждый день при раздаче нарядов начальником участка проводится текущий инструктаж рабочих.

Для оперативной работы по технике безопасности на руднике организован отдел по охране труда, возглавляемый инженером по ОТ.

Организацией труда предусмотрено совмещение производственных профессий, поэтому рабочие очистных и подготовительных забоев проходят обучение в УКК по всем применяемым профессиям.

Все рабочие рудника должны быть ознакомлены с запасными выходами из горных выработок предусмотренными в плане ликвидации аварий, и правилами личного поведения во время аварий под расписку.

### **6.3 Технические мероприятия**

Вопросы техники безопасности непосредственно связаны с технологическими процессами и видами работ.

Для проектируемого рудника предусмотрены закрытые решетчатые перегородки с предупредительными надписями закрывающие доступ в горные выработки, представляющие опасность для людей. Все недействующие рудоспуски перекрываются сверху и снизу. Устья действующих стволов ограждаются с неработающей стороны металлической сеткой высотой 2,5 метра.

У стволов шахт на всех горизонтах устанавливаются решетки. Устье рудопускных отделений восстающих ограждаются решетками, а материально-ходовые - лядами.

Все движущиеся части и двигатели стационарных машин и установок ограждаются перилами высотой не менее 1 м. с надписями, предупреждающими об опасности.

В связи с большой протяженностью горно-капитальных выработок, предусмотрена перевозка рабочих до добычных участков в пассажирских вагонах типа ВП-18.

Перевозка ВМ производится в специальных вагонетках типа ВДВ, причем ВВ и СВ должны быть разделены между собой. При перевозке ВМ в голове и в хвосте поезда устанавливаются световые знаки.

### **6.4 Санитарно-гигиенические мероприятия**

Мероприятия по борьбе с рудничной пылью.

Бурение шпуров и скважин с промывкой их водой и доставкой соответствующих реагентов. Отбитая руда орошается.

В местах интенсивного пылеобразования (бункеры, дозаторы, пункты загрузки и разгрузки) устанавливаются водяные завесы или туманообразователи. Разгрузочные пункты в околоствольных дворах проветриваются обособленной струей свежего воздуха.

Одним из самых важных факторов, обеспечивающих нормальные условия работ является качественное проветривание горных выработок. Расчет вентиляции и калориферной установки произведен в разделе «Рудничная аэрология».

Камеры ГСМ, подземные склады ВМ, ремонтный пункт самоходного оборудования имеют обособленное проветривание.

С целью снижения вибрации предусмотрено применение виброгасящих кареток на буровых машинах и амортизирующих прокладок на подножных погрузомашинах.

Применяются следующие индивидуальные средства защиты от вибрации: рукавицы с двойной прокладкой на ладони, специальная обувь с прокладкой из пенопласта.

С целью снижения вредного влияния шума предусмотрено применение хвостовиков буров со втулкой из синтетического материала, глушителей шума ГШ-3 для вентиляторов местного проветривания, а также следующих ИСЗ: беруши, наушники.

Для условий Акбакайского месторождения применимы индивидуальные светильники типа СГУ-4 «Украина». Для защиты от рудничной пыли используются респираторы «Астра-2».

По санитарно-гигиеническим условиям рудник относится ко II классу.

Для таких производств необходимы: гардеробная для спецодежды и для домашней одежды, душевая, помещение для обеспыливания и стирки спецодежды, ламповая, респираторная, медпункт, столовая.

## **6.5 Противопожарная профилактика**

При проектировании размещения надшахтных зданий и сооружений на промплощадке учитывается направление господствующих ветров. Для предупреждения пожаров надшахтные здания и сооружения выполнены из огнеупорных материалов. Предусмотрена установка противопожарных ляд и дверей для избежание попадания дыма и продуктов горения в горные выработки.

В околоствольных дворах основных горизонтов предусмотрено размещение противопожарного поезда, который содержит в себе все необходимые средства для тушения пожаров.

В каждой камере, где возможно возгорание необходимо разместить противопожарный щит со средствами тушения огня, ящик с песком, огнетушители.

Воздушные магистрали имеют приспособление для переключения их на подачу воды. Проектом предусмотрена прокладка противопожарного трубопровода.

На поверхности в 150 м. от ствола шахты размещена насосная станция с противопожарным резервуаром.

## **7 Охрана недр и окружающей среды**

Настоящим проектом предусматриваются следующие вопросы в области охраны природы:

1. Охрана земель и почв
2. Охрана водоисточников
3. Охрана атмосферы
4. Охран недр.

### **7.1 Охрана земель и почв**

При планировании площади под предприятие учитывают его размер из минимального необходимого участка земли, менее плодородного и непригодного для использования в сельском хозяйстве. На территории промплощадки, при строительстве зданий и сооружений верхний плодородный слой почвы снимается, вывозится за зону строительства и складировается. Под хвостохранилище и отвалы отводятся минимальные площадь земли непригодного для сельхозработ, так как основная часть хвостов обогащается и пустые породы используются для закладки выработанного пространства. Также и складироваться отходы котельной, которая находится на территории промплощадки рудника.

### **7.2 Охрана водоисточников**

Шахтные воды рудника загрязнены механическими примесями, маслом, мазутом, в связи с этим предусматривается строительство станций нейтрализации для отработки и дальнейшего использования. На руднике предусмотрено оборотное водоснабжение очищенная вода используется и для приготовления закладочного материала на бетонозакладочном комплексе, на технические нужды цеха дробления и обогащения. Снабжения рудника водой пригодной для потребления осуществляется по промводопроводу. Воды из промводопровода используется только для снабжения питьевой водой и для нужд столовой.

### 7.3 Охрана атмосферы

Охрана атмосферы включает мероприятия, предотвращающие загрязнение атмосферы дымом котельной шахты, от газов, образовавшихся в результате взрыва зарядов скважин. Котельная должна быть расположена на значительном расстоянии от территорий промплощадки и оборудована фильтрами грубой очистки от дыма и сажи. Проектом предусматривается большой объем работ по пылеподавлению. Вокруг зданий и сооружений промплощадки высаживают кустарники и деревья. Ширина насаждения 30 метров.

Все автомобильные дороги заасфальтированы, в летнее время специально орошаются водой. Вся площадка, свободная от строений и дорог озеленяется насаждениями многолетних трав и разбивкой цветочных клумб.

Котельная, склады топлива, стволы размещаются с учетом розы ветров в грязной зоне промплощадки.

На подземных работах допускаются следующие нормы предельных концентраций газа и пыли:

Газы CO	0,0017%	(20 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
H <sub>2</sub> S	0,0017%	(10 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
SO <sub>2</sub>	0,00038%	(10 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
NO <sub>2</sub>	0,00016%	(5 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
Акролеины	0,00009%	(0,2 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
Альдегиды	0,00004%	(0,9 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
Аммиак	0,0025 %	(20 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )
Пыль, содержащая от 10 до 70% свободной (2 м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup> )		

### 7.4 Охрана недр

Охрана недр представляет собой систему мероприятий производственно-технического назначения, предусматривает систему разработки месторождения, обеспечивающих полное извлечение запасов руды, снижение потерь и разубоживания. На проектируемом руднике предусматривается применение системы с магазинированием.

Надшахтные копры рудника расположены за зоной сдвижения горных пород. Предусматривается постоянная доразведка месторождения строгое соблюдение и учет попутно добываемой руды, временно используемых полезных ископаемых.



## **8 Генеральный план поверхности рудника**

### **8.1 Общие сведения**

Поверхность современного рудника представляет собой комплекс зданий, сооружений и оборудования. Объемное планирование и конструктивные решения рудничных зданий и сооружений на поверхности рудника определяются требованиями строительных норм и правилами противопожарной безопасности, климатическими условиями, а также организацией строительства, обеспечивающей минимальные трудовые и материальные затраты и сохранение продолжительности строительства. Расположение зданий и сооружений на площадке рудника определяется:

- координацией отвалов с ориентацией их осей, являющихся одновременно разбивочными осями направляющих зданий и сооружений;
- технологической зависимостью между обслуживаемыми зданиями топографии месторождения, влияющей на расположение подъездных путей, связывающих с ними складов и погрузочных устройств очистных сооружений;
- требованиями противопожарных и санитарных норм и правилами технической безопасности, определяющими минимальное расстояние между зданиями.

Компактность генерального плана поверхности, плотность застройки площадки способствует сокращению длины транспортных путей и сетей коммунального обеспечения, снижение капитальных затрат на строительство. (Приложение Д)

### **8.2 Состав и назначение зданий и сооружений**

В состав зданий и сооружений поверхности рудника входят три основных блока (скипового ствола, вспомогательного ствола и Административно-бытового комбината). Блок главного ствола включает помещения технологического комплекса по приему руды и породы; блок вспомогательного ствола включает спуск и подъем людей, спуск леса, откатку и обмен вагонеток в клетях, помещения материального склада, металлической крепи, калориферные, а также здания подъемных машин и компрессорную. Для перехода рабочих из блока вспомогательного ствола в АБК предусматривается тоннель. Блок АБК включает в себя помещения по бытовому обслуживанию горняков. В состав блока входят шахтоуправление, АТС, медпункт, продснаб, баня, прачечная.

Климат района резко-континентальный с засушливым летом и продолжительной зимой. Годовая температура воздуха изменяется от  $-20^{\circ}\text{C}$  зимой и до  $+40-45^{\circ}\text{C}$  летом при среднегодовой температуре от  $+5^{\circ}\text{C}$  до  $+8^{\circ}\text{C}$ . Устойчивый снежный покров держится с декабря по февраль месяц, высота снежного покрова составляет 0,3-0,5 м, глубина промерзания почвы - до 1 м. Годовое количество осадков колеблется от 200 до 300 мм, которые преимущественно выпадают осенью, зимой и весной.

Для района характерны сильные юго-западные ветры, со скоростью до 15 м/сек, которые довольно часто являются причиной сильных холодов.

## 9 Экономика и организация производства

### 9.1 Организация управления рудником

Президент рудника осуществляет руководство всей производственной деятельностью предприятия и несет ответственность за выполнение программы и расход финансов. Первым заместителем его является вице-президент, который осуществляет производственно-техническую деятельность и АХЧ. Руководство отдельными сторонами производственной деятельности рудника осуществляется непосредственно их начальниками. Начальник участка отвечает за выполнения производственной программы по всем показателям, за сохранность машин и механизмов, и соблюдения ПТЭ и ПБ на своем участке.

Годовой режим работы рудника 305 рабочих дней в году, по 3 рабочих смены в сутках.

### 9.2 Экономика производства

Расчеты затрат на строительство и эксплуатацию проектируемого рудника сведены в таблицы и приведены в Приложении Е.

### 9.3 Техничко-экономические показатели работы проектируемого рудника

1. Производственная мощность рудника	- 150 тыс.т
2. Срок существования рудника	- 17 лет
3. Капитальные затраты на строительство рудника	- 45850000 тыс.тг
4. Удельные капитальные вложения	- 306 тг/т
5. Число рабочих смен в году	- 305 дн
6. Суточная производительность рудника,	- 56 т/сут
7. Штат работающих рудника, чел,	- 74
в том числе: рабочие	- 52
ИТР	- 22
8. Сменная производительность труда рабочего	- 18 т/чел.см
10. Среднемесячная заработная плата	- 82654 тг
11. Себестоимость 1 т руды	- 690 тг/т
12. Фондоотдача	- 18 тг/тг
13. Прибыль,	- 860 367 тыс.тг
14. Рентабельность	- 21,8%

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект составлен для месторождения «Акбакай».

Выбран подземный способ разработки. Параметры рудника: годовая производительность 150 тыс.т/год, срок службы рудника 17 лет.

Способ вскрытия для данного месторождения является вертикальный ствол в лежащем боку с групповыми квершлагами. Способ подготовки выбран по минимуму приведенных затрат. Методом сравнения вариантов по технико-экономическим показателям выбрана система разработки с магазинированием руды.

В соответствии с суточной добычей шахты принят клетевой подъем.

Учитывая максимально необходимое количество воздуха для проветривания, принят вентилятор ВОД-21Н.

В экономической части рассчитана себестоимость 1 т руды в целом по руднику по всем затратам 690 тг/т. Определена прибыль 860 млн. тг и рентабельность предприятия 21,8 %. Проект составлен с учетом всех требований, предъявляемых к вновь проектируемым предприятиям.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Юн Р.Б., Цой С.В. Основы проектирования рудников: Учебник для студентов ВУЗов. – Алматы: КазНТУ им. К. Сатпаева, 2006.
2. Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. /Под ред. А.М. Бейсебаева, М.Ж. Битимбаева, С.Ж. Даукеева. – Алматы: Информационно-презентационный центр МСК РК, 1997.
3. Инструкция по составлению дипломного проекта для студентов специальности 090200 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых». Кузьмин Е.В., Савич И.Н., Зенько Д.К., Пешкова М.Х. М.: МГГУ, 2003 г.
4. Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений. Алматы: Наука, 2002
5. Баязит Н.Х. Системы подземной разработки рудных месторождений: Учебник. – 2-е изд. – Алматы: КазНТУ им. К. Сатпаева, 2007.
6. Кузменко В.И. Горные транспортные машины, теория и расчеты. Альчевск, 2001г.
7. Основы аэрологии горных предприятий. Цой С., Цой Л.С. Алматы КазНТУ 2009г.
8. Требования к промышленной безопасности при взрывных работах. М.: 2009г.
9. Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных и рассыпных месторождений подземным способом. М: 2009 г.
10. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых в Республике Казахстан, Астана, 2007 г.
11. СанПиН № 310 РК «Об утверждении санитарно-эпидемиологических правил и норм» от 29.06.2005г.
12. СТ КазНТУ-09-2017

## Приложение А

Таблица А.1 - Морфологическая характеристика обнажающихся и слепых рудных тел месторождения Акбакай на четырех уровнях глубин (горизонтов)

Рудное тело	Горизонт 20м			Горизонт 100м		
	Длина, м	Ср.мощн., м	Угол падения, град.	Длина, м	Ср. мощн., м	Угол падения, град
Главная	500	1,22	75	550	1,41	80
Тукеновская	240	1,47	60	260	1,49	55
Октябрьская	220	2,30	65	130	0,64	65
Фроловская	200	0,89	80	220	0,84	75
Пологая-6	-	-	-	230	0,89	60
Пологая- 1	-	-	-	-	-	-
Юбилейная	-	-	-	-	-	-
Южная- 1	310	0,68	65	380	0,93	65
Глубинная	-	-	-	300	0,92	50
	Горизонт 180м			Горизонт 260м		
Главная	530	1,40	80	490	1,85	80
Тукеновская	250	1,82	65	110	1,15	65
Октябрьская	-	-	-	-	-	-
Фроловская	390	0,88	80	330	0,80	80
Пологая-6	360	1,47	50	290	1,02	55
Пологая- 1	370	1,43	45	170	1,34	55
Юбилейная	70	1,60	45	500	1,56	45
Южная- 1	-	-	-	-	-	-
Глубинная	370	0,81	50	130	1,22	4,5

Таблица А.1.2 - Подсчет запасов

Блок	Площ. м <sup>2</sup>	Мощн м	Объем м <sup>3</sup>	Руда, т	Содерж.,г/т		Запасы метал.,кг		
					Аи	Аg	Аи	Аg	
Зона Восточная- 1 (Пологая-6)									
I-C <sub>2</sub>	105139,4	1,19	125115,9	341566	6,1	-	2083,6	-	
II-C <sub>2</sub>	44299,9	1,54	68221,8	186246	9,8	-	1825,2	-	
III-C <sub>2</sub>	144988,2	1,39	201533,6	550187	5,4	-	2971,0	-	
Итого по зоне				1077999	6,4		6879,8	-	
Зона Восточная-2 (Пологая-6 бис)									
IV-C <sub>2</sub>	17808,4	1,24	22082,4	60235	5,4	-	325,5	-	
Всего по зонам Вост-1 Вост-2				1138284	6,3		7205,3		

## Приложение Б.1

### Определение годовой производительности рудника

Годовую производственную мощность рудника определяем по величине фронта очистной выемки исходя из условий развития очистных работ

$$A_r = V_n \times K_1 \times K_2 \times S \times \gamma(K_H/1-\rho) = 26 \times 1,3 \times 1,3 \times 803,7 \times 2,73(0,96/1- 0,0853) = 100\ 071 \approx 130000 \text{ т}, \quad (\text{Б.1.1})$$

где  $V_n$  – среднее годовое понижение очистной выемки по всей рудной площади, м;

$K_1, K_2$  – поправочные коэффициенты на угол падения и мощность рудного тела

$S$  – горизонтальная площадь рудного тела, м

Для дальнейших расчетов принята производственная мощность рудника  $A = 150$  тыс.т в год.

Число блоков, находящихся в одновременной очистной выемке

$$n_o = \frac{n \cdot w}{w + 1} = \frac{17 \cdot 1,2}{1,2 + 1} = 9, \quad (\text{Б.1.2})$$

где  $n$  – общее число блоков;

$w = 1,2$  – коэффициент опережения подготовительно-нарезных работ над очистными работами.

Общее число блоков в этаже

$$n = \frac{L_{np}}{50} = \frac{850}{50} = 17 \quad (\text{Б.1.3})$$

где 50 – длина одного блока для принимаемых систем разработки, м.

Средняя месячная производительность блока определяется с учетом среднегодового понижения очистной выемки по всей площади шахтного поля

$$P_6 = \frac{A_r}{12 \cdot \Pi_0} = \frac{150000}{12 \cdot 9} = 1400 \text{ т/мес.}, \quad (\text{Б.1.4})$$

## продолжение приложения Б.1

### Срок существования рудника

Принятая производственная мощность рудника должна быть увязана с запасами руды в шахтном поле с нормативным сроком его существования по формуле

$$T = \frac{Q_m}{A_r} = \frac{1758.067}{150} = 11,7 \text{ лет}, \quad (\text{Б.1.5})$$

где  $Q_m$  – промышленные запасы рудника.

Срок существования шахты сравниваем с минимально допустимым по условию

$$T_{\text{ф}} = \left[ \frac{Q_m \cdot K_u}{A_r \cdot K_k} + t_p + t_z \right] \geq [T] = \frac{1758067 \cdot 0,96}{150000 \cdot 0,92} + 3 + 2 = 17 > 11,7 \quad (\text{Б.1.6})$$

где  $K_u = 0,95$  – коэффициент извлечения полезного ископаемого из недр;  
 $K_k = 0,96$  – коэффициент изменения качества;  
 $t_p = 3-5$  – срок освоения проектной мощности рудника, лет;  
 $t_z = 2-3$  – срок затухания добычи, лет.

Таким образом, срок службы рудника составит 17 лет.

Исходя из того, что рудные тела простираются на 850 м рудное тело можно обрабатывать одним шахтным полем.

Длину шахтного поля принимаем равной длине рудного тела по простиранию,  $L = 850$  м.

### Определение оптимальной высоты этажа

$$H_3 = \frac{A_z \cdot W \cdot t_{\text{в.п.}} \cdot K_k}{S \cdot \gamma \cdot K_k}, \quad (\text{Б.1.7})$$

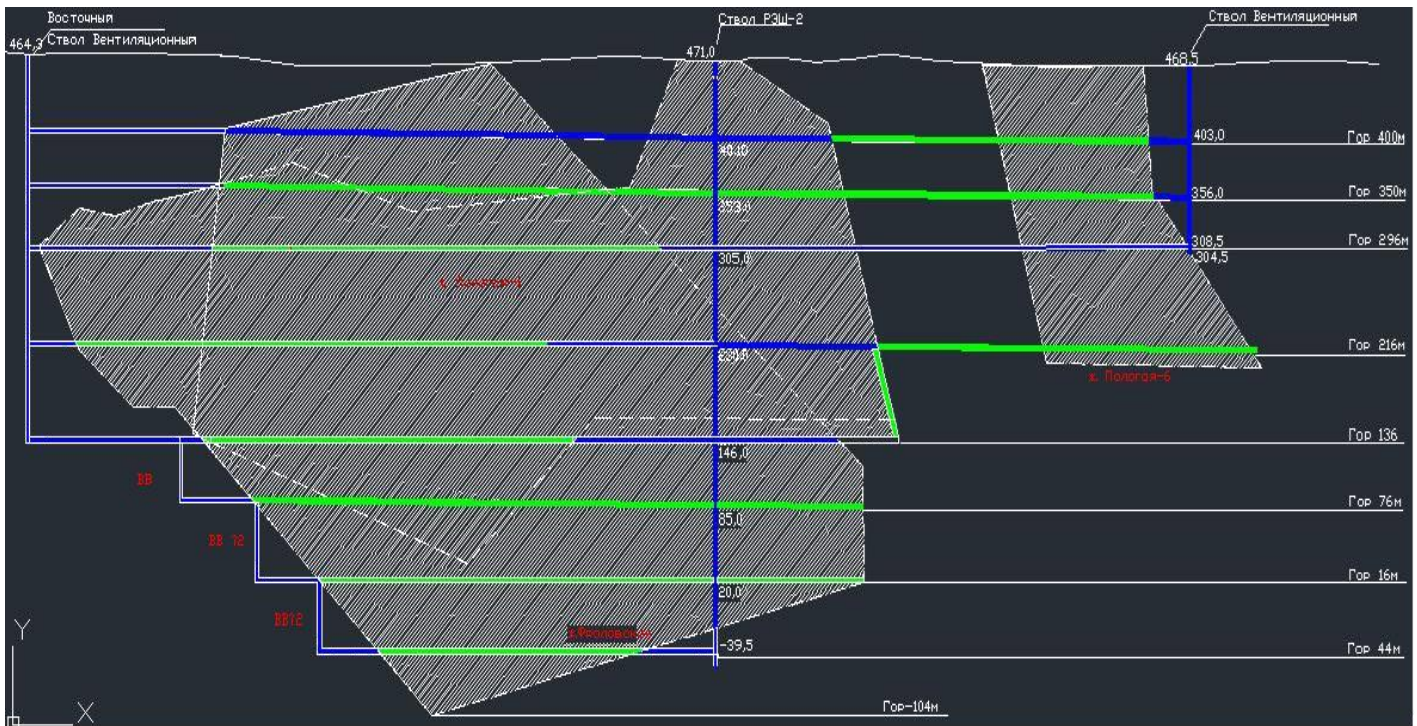
где  $W$  – коэффициент опережения выемки и подготовки следующего этажа.  $W = 1,15 \div 1,40$ ;

$t_{\text{в.п.}}$  – время затрачиваемое на вскрытие и подготовку следующего этажа.

Принимаем высоту этажа равной  $H_3 = 50$  метров.



## Приложение Б.2



### Приложение Б.3

Таблица Б.3.1 - Сравнение вариантов вскрытия по объемам горно-капитальных работ

Наименование выработок	I вариант			II вариант			III вариант		
	Длина, м	Сече- ние, м	Объем м <sup>3</sup>	Длина м	Сече- ние, м <sup>2</sup>	Объем м <sup>3</sup>	Длина, м	Сече- ние, м <sup>2</sup>	Объем м <sup>3</sup>
Квершлаг на гор. 400 м	270	6,54	1766	385	6,54	2518	600	6,54	3597
Квершлаг на гор. 350м	375	6,54	2452	445	6,54	2910	530	6,54	3466
Квершлаг на гор. 296 м	490	6,54	3205	540	6,54	3532	580	6,54	3794
Квершлаг на гор. 216м	416	6,54	2721	600	6,54	3924	540	6,54	3532
Квершлаг на гор. 136 м	940	6,54	6148	955	6,54	6246	1140	6,54	7456
Квершлаг на гор. 76 м	230	6,54	1504	505	6,54	3303	200	6,54	1308
Квершлаг на гор. 16 м	235	6,54	1537	485	6,54	3172	225	6,54	1472
Квершлаг на гор. -44 м	170	6,54	1112	465	6,54	3041	230	6,54	1504
Всего			20445			28646			26129

### Продолжение приложения Б.3

Таблица Б.3.2 - Дополнительные горно-капитальные работы

Наименование выработок	Длина, м	Сечение, м <sup>2</sup>	Объем, м <sup>3</sup>
Ствол РЭШ-2 с гор. 296 м до гор. - 44 м	344,5	19,63	6763
Сопряжение ствола с гор. 2 16, 136, 76, 16 и - 44 м		переменное	1847
Итого: ствол РЭШ-2			8610
Ствол «Вентиляционный» до гор. 296 м	160	8,3	1389
Сопряжение ствола с гор. 400, 350 и 296 м		переменное	171
Итого: ствол «Вентиляционный»			1560
Горизонт 400 м			
Кв-г от ж. «Пологая-6» к стволу «Вентиляционный»	40	6,54	262
Горизонт 350м			
Квершлаг от ствола РЭШ-2 на ж. «Пологая-6»	70	6,54	458
Околоствольный двор для ж. «Пологая-6»	46	переменное	534
Участковая насосная с водосборниками		переменное	339
Сопряжение квершлага и штрека ж. «Пологая-6»		переменное	209
Кв-г от ж. «Пологая-6» к стволу «Вентиляционный»	60	6,54	392
Горизонт 296м			
Кв-г от ж. «Пологая-6» к стволу «Вентиляционный»	90	6,54	589
Горизонт 216 м			
Квершлаг от ж. «Пологая-6» на ствол РЭШ-2	240	6,54	1570
Сопряжение квершлага и штрека ж. «Пологая-6»		переменное	209
Итого: гор. 216 м			2930
Горизонт 136 м			
Квершлаг от ж. «Пологая-6» на ствол РЭШ-2	490	6,54	3205
Полевой штрек по ж. «Полога-6»	220	6,54	1439
Итого: гор. 136 м			6148
Горизонт 76 м			
Полевой штрек от ж. «Пологая- 1» до ж. «Пологая-6»	270	6,54	1766
Итого: гор. 76 м			3270
Всего: ГКР,			33747
в т.ч.: ствол РЭШ-2;			8610
ствол «Вентиляционный»			1560
горизонтальные и камерные <sup>1</sup> выработки на гор. 400, 350, 296, 216, 136, 76, 16 и - 44м			23577

### Продолжение приложения Б.3

Таблица Б.3.3 - Техничко-экономические показатели

КИШ	Объем отбойки за цикл, м <sup>3</sup>	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>		Выход руды с 1 п.м. шпура, м <sup>3</sup> /м	Расход шпурометров, м/м <sup>3</sup>
		Патронир.	Гранулир.		
0,95	6,12	4,3	6.4	0,16	6,27

Таблица Б.3.4 - Объем горно-подготовительных и нарезных работ.

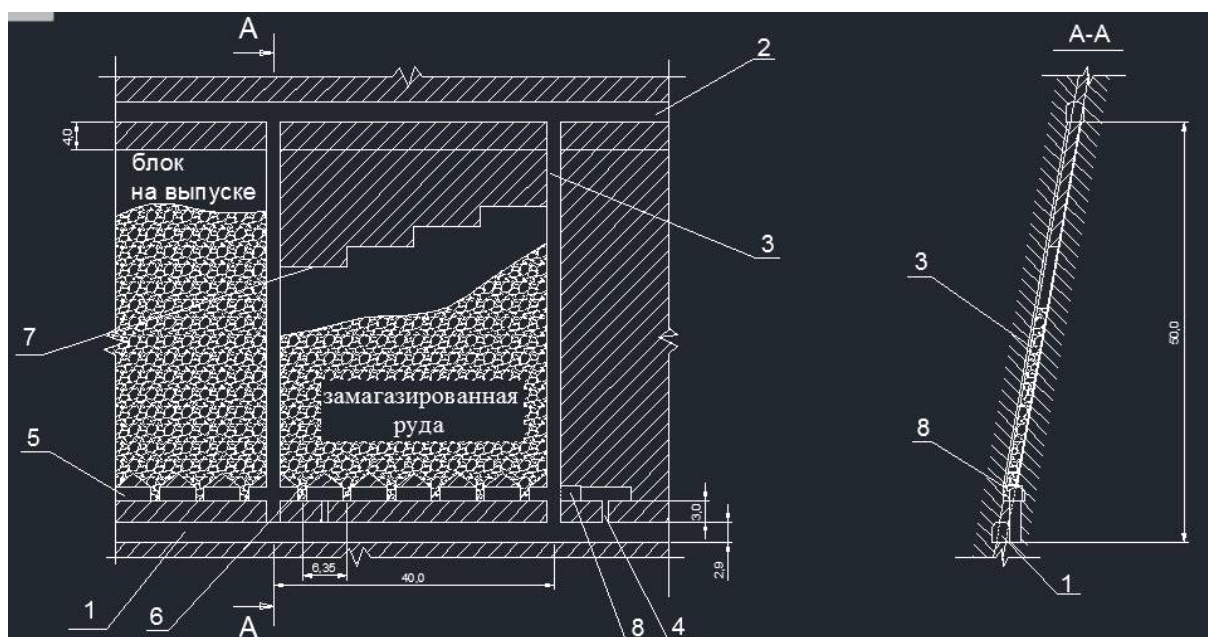
Наименование выработки	Число выработок	Размеры выработок				Объем		
		Высота, м	Ширина, м	Сечение, м <sup>2</sup>	Длина, м	По руде, м <sup>3</sup>	По породе, м <sup>3</sup>	Всего, м <sup>3</sup>
Подготовительные выработки								
Вент. штрек	1	2,0	1,8	3,36	40	134,4	-	134,4
Материально-ходовой восстающий	1		1,8	7,2	50	360	-	360
Погрузочная камера скреперной лебедки	25	2,15	2	4,3	3,01/ 75	290,2	32,3	322,5
Подсечной штрек	1	2,0	1,8	3,36	40	134,4	-	134,4
Итого:	-	-	-	-	205	919	32,3	456,9

## Приложение Б.4 - Критерии оптимальности

Таблица Б.4.1

К <sub>n</sub>	Критерии оптимальности	Системы разработки		
		Вар. 1	Вар. 2	Вар. 3
К <sub>1</sub>	Производительность труда рабочего по системе, т/см	90	50	35
К <sub>2</sub>	Себестоимость добычи, тг/т	3500	4000	5500
К <sub>3</sub>	Разубоживание, %	8	15	5
К <sub>4</sub>	Потери, %	10	12	8
К <sub>5</sub>	Промышленная ценность руды, тг	9900	12000	10 000
К <sub>6</sub>	Экономический ущерб от разубоживания, тг/т	860	950	895
К <sub>7</sub>	Экономический ущерб от потерь, тг/т	860	850	900
К <sub>8</sub>	Суммарные технологические затраты, тг	4400	5600	8450
К <sub>9</sub>	Рентабельность использования руды, тг	7850	7776	8560
К <sub>10</sub>	Коэффициент эффективности системы	5,72	4,6	3,1

Схема Б.4.2 Система разработки магазинирования руды блоками.



1. Откаточный штрек
2. Вентиляционный штрек
3. Материально-ходовые восстающие
4. Рудоспуски
5. Скреперный штрек
6. Выпускные выработки днища(разворонки)
7. Потолкоуступный забой
8. Скреперная камера

## Приложение В.1

### Выбор вида транспорта и типа подвижного состава

В соответствии со схемой вскрытия, подготовки и системой разработки, по данным проектных организаций и производственной практики для транспортирования полезного ископаемого по главным магистральным выработкам принимаем электровозный транспорт.

Выбор типа электровоза и вагона производится на основе Правил безопасности, по данным проектных и научно-исследовательских институтов.

Выбор емкости вагонеток и электровоза осуществляется исходя из годовой производительности рудника и средневзвешенной длины откатки. Годовая производительность рудника

$$A_{\Gamma} = \sum_{i=1}^n A_i \cdot N_{pд} = 4 \times 115 \times 305 = 150000 \text{ т/год}, \quad (\text{В.1.1})$$

где  $A_i$  - производительность  $i$ -го погрузочного пунктов в сутки, т/сутки,  
 $N_{pд} = 305$  - количество рабочих дней в году,

Расстояние от пунктов разгрузки до пунктов погрузки при движении в порожняковом направлении

$$L_{1n} = L_k \times L_n = 850 + 600 = 1450 \text{ м}$$

$$L_{2n} = L_k + L_{uu} - L_{sn} + L_{B1} + L_s = 850 + 750 - 55 + 70 + 10 = 1625 \text{ м}$$

$$L_{3n} = L_k + L_{uu} + L_{B1} - L_{sn} + L_{B2} + L_{B2} + L_s = 850 + 750 - 55 + 70 + 75 + 75 + 10 = 1775 \text{ м}$$

$$L_{4n} = L_k + L_{uu} + L_{B1} - L_{sn} + L_{B2} + L_{B3} + L_s = 850 + 750 - 55 + 70 + 75 + 75 + 10 = 1775 \text{ м}$$

где  $L_k = 850$  м - длина квершлага;

$L_m = 750$  м - длина штрека;

$L_{B1}$  - длина первого блока;

$L_{sn} = 55$  м - расстояние между полевыми ортами;

$L_{B2} = L_{B3}$  - длина второго и третьего блоков;

$L_s = 10$  м - расстояние от полевого орта до рудной залежи.

Расстояние от пунктов погрузки до пунктов разгрузки при движении в груженом направлении

$$L_{1\Gamma} = L_n + L_k = 600 + 850 = 1450 \text{ м}$$

$$L_{2\Gamma} = m + L_s + L_{B1} + L_{uu} + L_k = 15 + 10 + 70 + 750 + 850 = 1695 \text{ м}$$

$$L_{3\Gamma} = m + L_s + L_{B1} + L_{B2} + L_{uu} + L_k = 15 + 10 + 70 + 75 + 750 + 850 = 1770 \text{ м}$$

$$L_{4\Gamma} = m + L_s + L_{B1} + L_{B2} + L_{B3} + L_{uu} + L_k = 15 + 10 + 70 + 75 + 75 + 750 + 850 = 1845 \text{ м}$$

где  $L_n = 600$  м - расстояние от квершлага до погрузочного пункта №1,

$m = 15$  м - мощность рудного тела.

Расстояние транспортирования при движении в порожняковом направлении

$$L_n = \frac{\sum_{i=1}^n A_i \cdot L_{in}}{\sum_{i=1}^n A_i} = \frac{1152 \cdot 1600 + 1152 \cdot 1775 + 1152 \cdot 1850 + 1152 \cdot 1925}{4 \cdot 1152} = 1587,5 \text{ м} \quad (\text{В.1.2})$$

Расстояние транспортирования при движении в груженом направлении

$$L_n = \frac{\sum_{i=1}^n A_i \cdot L_{iГ}}{\sum_{i=1}^n A_i} = \frac{1152(1600 + 1865 + 1940 + 2015)}{4 \cdot 1152} = 1655 \text{ м} \quad (\text{В.1.3})$$

Средневзвешенная длина откатки

$$L = L_n + L_g/2 = 1587,5 + 1655/2 = 1621 \text{ м},$$

Исходя из производительности рудника и средневзвешенной длины откатки принимаем вагон ВГ-2,2 с глухим неопрокидным кузовом и контактный электровоз К10М

ВГ-2,2

Вместительность	- 2,2 м <sup>3</sup>
Колея	- 755 мм
Длина по буферам	- 2100 мм
Ширина	- 1350 мм
Высота	- 1250 мм
Масса тары	- 2,1 т

К10М

Сцепная масса	- 10 т
Напряжение	- 275 В
Количество двигателей	- 1
Мощность двигателей	- 46 кВт
Число секций	- 1

### Расчет электровозного транспорта

Фактическая грузоподъемность принятого вагона

$$G = V \cdot \gamma \cdot K_f = 2,2 \cdot 2,8 \cdot 0,95 = 6 \text{ т}, \quad (\text{В.1.4})$$

где  $\gamma$  - насыпная плотность руды, т/м<sup>3</sup>

Основное сопротивление движению груженого и порожнего состава

$$W_{\bar{a}\bar{d}} = 10,5 \cdot G^{-1/3} = 10,5 \cdot 12^{-1/3} = 4,6 \text{ н/кн}, \quad (\text{В.1.5})$$

$$W_{\bar{i}\bar{d}} = 10,5 \cdot G_0^{-1/3} = 10,5 \cdot 4,2^{-1/3} = 6,3 \text{ н/кн}, \quad (\text{В.1.6})$$

где  $G_0$  - масса тары вагона

Масса поезда

$$Q_{\bar{a}\bar{d}} = P_c \cdot n_c \left[ \frac{1000 \cdot \bar{a} \cdot \psi}{1000(1 + j_n)j_0 + (1,5W_{\bar{a}\bar{d}} + i)\bar{a}} - 1 \right] = 14 \cdot 1 \left[ \frac{1000 \cdot 9,8 \cdot 0,15}{1000(1 + 0,075)0,04 + (1,5 \cdot 4,6 + 3)9,8} - 1 \right], \text{ т}$$

$$Q_{zp} = 109,2 \text{ т} \quad (\text{В.1.7})$$

где  $n_c$  - число секций электровоза,  $n_c = 1$ ;

$\psi$  - коэффициент сцепления без подсыпки песка,  $\psi = 0,15$ ;

$j_0 = 0,04$  - ускорение при трогании поезда, м/с<sup>2</sup>;

$j_n = 0,075$  - коэффициент инерции вращающихся масс поезда;

$i = 3 \text{ ‰}$  - уклон пути.

Количество вагонов в составе

$$n = \frac{Q_{\bar{a}\bar{d}}}{G + G_0} = \frac{109,2}{12 + 4} \cong 7 \text{ вагонов}, \quad (\text{В.1.8})$$

Уточненная масса груженого состава

$$Q_{\bar{a}\bar{d}} = n(G_0 + G) = 7(4,2 + 12) = 113 \text{ т}, \quad (\text{В.1.9})$$

Порожнего состава

$$Q_i = n \cdot G_0 = 7 \cdot 4,2 = 29,4 \text{ т}, \quad (\text{В.1.10})$$

Полезная масса поезда

$$Q = n \cdot G = 7 \cdot 12 = 84 \text{ т}, \quad (\text{В.1.11})$$

Сила тяги на один двигатель в период установившегося движения груженого и порожнего составов



$$F_{\bar{a}\bar{d}} = \frac{\ddot{a}}{\ddot{i}_{\bar{a}\bar{a}} \cdot \ddot{i}_{\bar{N}}} (\mathcal{D}_{\bar{n}} \cdot \ddot{i}_{\bar{n}} + Q_{\bar{a}\bar{d}}) \cdot (W_{\bar{a}\bar{d}} - i) = \frac{9.8}{2 \cdot 1} (14 \cdot 1 + 113.4) \cdot (4.6 - 3) = 998.8 \text{ Н}, \quad (\text{В.1.12})$$

$$F_n = \frac{\ddot{a}}{\ddot{i}_{\bar{a}\bar{a}} \cdot \ddot{i}_{\bar{N}}} (\mathcal{D}_{\bar{n}} \cdot \ddot{i}_{\bar{n}} + Q_{\bar{a}\bar{d}}) \cdot (W_n + i) = \frac{9.8}{2 \cdot 1} (14 \cdot 1 + 29.4) \cdot (6.3 + 3) = 1977.7 \text{ Н}, \quad (\text{В.1.13})$$

Скорость груженого поезда

$$V_{\bar{a}\bar{d}} = 177 \frac{N_r}{F_{\bar{a}\bar{d}}} + 0.807 \cdot V_r = 177 \frac{46}{998} + 0.807 \cdot 3.23 = 9.2 \text{ м/с}, \quad (\text{В.1.14})$$

где  $N_r$  - мощность двигателя, кВт,

$V_r$  - скорость движения электровоза при часовом режиме, м/с.

Скорость порожнего поезда

$$V_{\text{II}} = 177 \cdot N_{\Gamma} / F_{\text{II}} + 0.807 \cdot V_{\Gamma}, \text{ м/с}$$

$$V_{\text{II}} = 177 \cdot 96 / 1977.7 + 0.807 \cdot 3.23 = 6.7 \text{ м/с} \quad (\text{В.1.15})$$

Тормозная сила электровоза при механических тормозах

$$B_{\Gamma} = 1000 \cdot \varrho \cdot P_c \cdot \psi_n, \text{ Н}$$

$$B_{\Gamma} = 1000 \cdot 9.8 \cdot 14 \cdot 0.24 = 24696 \text{ Н} \quad (\text{В.1.16})$$

Удельная тормозная сила груженого и порожнего поездов

$$b_{\text{IIр}} = B_{\Gamma} / P_c + Q_{\text{Iр}}, \text{ Н/т}$$

$$b_{\text{III}} = B_{\Gamma} / P_c + Q_n, \text{ Н/т}$$

$$b_{\text{IIр}} = 24696 / 14 + 113.4 = 193.8 \text{ Н/т}$$

$$b_{\text{III}} = 24696 / 14 + 29.4 = 569 \text{ Н/т} \quad (\text{В.1.17})$$

Тормозное замедление груженого и порожнего поездов

$$j_{\text{IIр}} = \frac{6 \cdot m_{\text{Iр}} + \rho(W_{\text{Iр}} - i)}{1000(1 + jn)}, \text{ м/с}^2$$

$$j_{\text{III}} = \frac{6 \cdot mn + \rho(Wn + i)}{1000(1 + jn)}, \text{ м/с}^2$$

$$j_{\text{IIр}} = \frac{193.8 + 9.8(4.6 - 3)}{1000(1 + 0.075)} = 0.19 \text{ м/с}^2$$

$$j_{\text{III}} = \frac{569 + 9.8(6.3 + 3)}{1000(1 + 0.075)} = 0.6 \text{ м/с}^2$$

Допустимая по торможению скорость груженого и порожнего поездов.

$$V_{гр} = j_{гр} \left( \sqrt{t_0^2 + \frac{2lm}{j_{гр}}} - t_0 \right), \text{ м/с}$$

$$V_{пн} = j_{пн} \left( \sqrt{t_0^2 + \frac{2lm}{j_{пн}}} - t_0 \right), \text{ м/с}$$

где  $t_0 = 3$  - предтормозное время;

$l = 40$  м - тормозной путь по ЕПБ.

$$V_{гр} = 0,19 \sqrt{\left( 3^2 + \frac{2 \cdot 40}{0,12} \right) - 3} = 2,8 \text{ м/с}$$

$$V_{пн} = 0,6 \sqrt{\left( 3^2 + \frac{2 \cdot 40}{0,38} \right) - 3} = 4,5 \text{ м/с}$$

Из полученных значений скорости по силе тяги и торможению принимается наименьшее:

$$V'_{гр} = V_{гр} = 2,8 \text{ м/с},$$

$$V'_{пн} = V_{пн} = 4,5 \text{ м/с}$$

Продолжительность рейса при  $L > 1000$  м

Средняя ходовая скорость груженого и порожнего поезда

$$V_{хгр} = 0,75 V'_{гр}, \text{ м/с},$$

$$V_{хпн} = 0,75 V'_{пн}, \text{ м/с},$$

$$V_{хгр} = 0,75 \cdot 2,8 = 2,1 \text{ м/с},$$

$$V_{хпн} = 0,75 \cdot 4,5 = 3,4 \text{ м/с}$$

Продолжительность движения груженого и порожнего поездов

$$T_{гр} = L/60 \cdot V_{хгр}, \text{ мин}$$

$$T_{пн} = L/60 \cdot V_{хпн}, \text{ мин}$$

$$T_{гр} = 1821/60 \cdot 2,1 = 14,5 \text{ мин}$$

$$T_{пн} = 1821/60 \cdot 3,4 = 8,9 \text{ мин}$$

Продолжительность движения в течение рейса

$$T_{ов} = T_{гр} + T_{пн} = 14,5 + 8,9 = 23,4 \text{ мин},$$

Время погрузки состава

$$t_n = t'_n \times n = 2 \times 7 = 14 \text{ мин},$$

где  $t'_n$  - время погрузки одного вагона,  $t'_n = 2$  мин для ВГ-2,2

Время разгрузки

$$T_{pz} = n \cdot t'_{pz} / Z, \text{ мин,}$$

где  $t'_{pz}$  - время разгрузки;

$Z$  - число одновременно разгружаемых вагонов. Для разгрузки принимаем опрокидыватель

$$T_{pz} = 7 \cdot 0,83 / 2 = 2,9 \text{ мин}$$

Полная продолжительность рейса

$$T_p = T_{\partial\epsilon} + t_n + t_{pz} + \theta, \text{ мин}$$

где  $\theta = 13$  мин - продолжительность маневра за 1 рейс

$$T_p = 23,4 + 14 + 4,9 + 13 = 55,3 \text{ мин}$$

Проверка двигателей на нагревание при движении груженого и порожнего составов

$$J_{zp} = J_r - \frac{J_r - J_{\partial l}}{F_r - F_{\partial l}} (F_r - F_{zp}), A$$

$$J_{zp} = 204 - \frac{204 - 85}{13500 - 3500} (13500 - 998,8) = 55,2 A$$

$$J_n = J_r - \frac{J_r - J_{\partial l}}{F_r - F_{\partial l}} (F_r - F_n), A$$

$$J_{zp} = 204 - \frac{204 - 85}{13500 - 3500} (13500 - 1977,7) = 66,9 A$$

эквивалентный ток

$$J_{\text{экв}} = \alpha \sqrt{\frac{1}{T_p} (J_{zp}^2 \cdot T_{zp} + J_n^2 \cdot T_n)}, A$$

$$J_{\text{экв}} = 1,5 \sqrt{\frac{1}{55,3} ((55,2)^2 \cdot 14,5 + (66,9)^2 \cdot 8,9)} = 61,5 A$$

$$J_{\text{экв}} = 61,5 < J_{\partial l} = 85 A$$

Количество и производительность электровозов.

Число возможных рейсов одного электровоза в течение смены.

$$J_r = (60 \times T_{cm}) / T_p = (60 \times 5,5) / 55,3 = 6 \text{ рейсов,} \quad (\text{B.1.35})$$

$T_{cm}$  - продолжительность работы электровоза в течение смены,  $T_{cm} = 5,5$  ч.

Необходимое число рейсов в смену

$$J_{zp} = (K \cdot K_n \cdot A_{cm}) / Q, \quad (\text{B.1.36})$$

где  $K$  - коэффициент неравномерности,  $K = 1,25$ ;

$K_n$  – коэффициент, учитывающий перевозку породы

$$J_{zp} = (1,25 \cdot 1,2 \cdot 1640) / 84 = 29 \text{ рейсов}$$

Суммарное необходимое число рейсов в течение смены

$$J_o = J_{zp} + J_l + J_m = 29 + 1 + 2 = 32 \text{ рейса,} \quad (\text{В.1.37})$$

где  $J_l = 1$  – число рейсов по перевозке людей;

$J_m = 2$  – число рейсов по перевозке материалов

Необходимое число рабочих электровозов:

$$N_o = \frac{J_o}{J_p},$$

$$N_o = \frac{32}{6} = 6$$

Инвентарное число электровозов

$$N_c = N_o + N_p = 6 + 1 = 7 \text{ электровозов,}$$

где  $N_p = 1$  - число электровозов в резерве.

Возможная среднесменная производительность электровоза по основному грузу.

$$A_o = \frac{J_p \cdot Q \cdot 1}{K}, \text{ т км/смену,}$$

$$A_o = \frac{6 \cdot 84 \cdot 1,821}{1,25} = 734,2 \text{ т км/смену}$$

Расчетная сменная производительность электровоза:

$$A'o = \frac{K_n \cdot A_{см} \cdot L}{N_o}, \text{ т км/смену,}$$

$$A'o = \frac{1,2 \cdot 1640 \cdot 1,821}{6} = 597,3 \text{ т км/смену}$$

Расчетный коэффициент использования электровоза за смену

$$K_{исп} = \frac{J_o}{J_p \cdot N_o},$$

$$K_{исп} = \frac{32}{6 \cdot 6} = 0,9$$

Инвентарное количество вагонов для перевозки руды и породы

$$N_v = K_v \cdot n(N_o + K_d),$$

$$N_v = 1,25 \cdot 7(6 + 0,0) = 53$$

## Электроснабжение транспорта

Средний поездной ток

$$J_{cp} = \frac{N_c}{T_{\partial в}} (N_{\partial} \cdot J_{cp} \cdot T_{cp} + N_{\partial} \cdot J_n \cdot T_n), A$$

$$J_{cp} = \frac{1}{23,4} (2 \cdot 55,2 \cdot 14,5 + 2 \cdot 66,9 \cdot 8,9) = 119,3 A$$

Максимальная мощность тяговой установки

$$P_{max} = \frac{1}{3} K_o U (J_{cp} + 2 \cdot J_{пуск}) N_{\partial} \cdot N_c \cdot 10^{-3},$$

где  $U = 275 В$  - напряжение на шинах тяговой подстанции;  
 $K_o = 0,7$  - коэффициент одновременности работы электровозов;  
 $J_{пуск} = 204 А$  - пусковой ток;

$$P_{max} = \frac{1}{3} 0,7 \cdot 275 (110,4 + 2 \cdot 204) 6 \cdot 1 \cdot 10^{-3} = 199,6 \text{ кВт}$$

Рабочая мощность тяговой подстанции

$$P_{тп} = P_{max} / K_{пер}, \text{ кВт}$$

где  $K_{пер}$  - коэффициент перегрузочной способности преобразовательного агрегата.

При  $N_{\partial} = 6$        $K_{пер} = 1,2$

$$P_{тп} = 199,6 / 1,2 = 166,3 \text{ кВт}$$

Расход энергии за один рейс

$$\mathcal{E}_p = \frac{\alpha \cdot U \cdot J_{cp} \cdot T_{\partial в} \cdot N_c}{60 \cdot 1000}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

$$\mathcal{E}_p = \frac{1,5 \cdot 275 \cdot 110,4 \cdot 23,4 \cdot 1}{60 \cdot 1000} = 17,8 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Расход энергии за смену на шинах центральной подземной подстанции.

$$\mathcal{E}_{с.м} = \frac{\mathcal{E}_p \cdot J_o}{\eta_{тп} \cdot \eta_c}, \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

$$\mathcal{E}_{с.м} = \frac{17,8 \cdot 32}{0,96 \cdot 0,95} = 624,6 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Удельный расход энергии

$$\begin{aligned} \text{Эуд} &= \frac{\text{Эсм}}{Kn \cdot A_{см} \cdot L_{э}}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/км} \\ \text{Эуд} &= \frac{624,6}{1,2 \cdot 1640 \cdot 1,821} = 0,174 \text{ кВт}\cdot\text{ч/км} \end{aligned}$$

### Околоствольный двор

Пропускная способность околоствольного двора по полезному ископаемому в сутки

$$A_{\partial c} = \frac{60 \cdot Q \cdot T_{\partial}}{K(1 + K')t'_{pz}}, \text{ т/сутки}$$

где  $Q$  - грузоподъемность поезда по полезному ископаемому (В1.11);

$T_{\partial}$  - время работы ОД в сутки;

$K = 1,6$  - коэффициент неравномерности работы ОД;

$K'$  - снижение количества выдаваемой породы к количеству выдаваемого полезного ископаемого,  $K' = 0$ , т.к. порода разгружается отдельным опрокидывателем;

$t'_{pz}$  - продолжительность разгрузки состава с учетом времени подхода очередного состава

$$t'_{pz} = \frac{84 \cdot 0,7}{12 \cdot 1} + \frac{60}{60 \cdot 1} = 4,9 + 1 = 5,9 \text{ мин}$$

$$A_{\partial c} = \frac{60 \cdot 84 \cdot 15}{16(1+0) \cdot 5,9} = 5496,78 \text{ т/сутки}$$

Пропускная способность околоствольного двора удовлетворяет условию годовой производственной мощности рудника.

Принимаем типовой околоствольный двор петлевого типа. В околоствольном дворе расположены два вагоноопрокидывателя для разгрузки руды и породы. Расстояние от скипового ствола до камер вагоноопрокидывателей рудной и породной веток составляет по 30 м соответственно. Для сбора воды в околоствольном дворе предусмотрены два водосборника. Ширина насосной камеры с учетом размещения оборудования бм. Ширина камер вагоноопрокидывателей по 10 м каждая.

Так же в околоствольном дворе расположены электровозное депо, депо противопожарного поезда, медпункт, камера ожидания, посадочная площадка, туалет, диспетчерская.

Для прохождения составов после разгрузки на вагонопрокидывателях предусмотрена объездная выработка.

## Приложение В.2

### Выбор подъемной клетки

Учитывая годовую производительность рудника, определяем часовую производительность клетевой подъемной установки

$$Q_z = C \cdot Q_{год} / B \cdot t = 1.3 \cdot 150000 / 305 \cdot 18 = 71.03 \text{ т/ч} \quad (\text{В.2.1})$$

где  $C$  – коэффициент резерва - 1,25: 1,4;  
 $B$  – число рабочих дней в году – 305;  
 $t$  – время работы подъема в сутки – 182.

Определяем грузоподъемность клетки

$$Q_{ф.гр.} = \beta \cdot V_{ср} \cdot \rho_n = V_{нф} \cdot \rho_n = 0,95 \cdot 1,2 \cdot 1,75 = 1,89 \text{ т} \quad (\text{В.2.2})$$

где  $\beta$  – коэффициент заполнения клетки – 0,95;  
 $V_{ср}$  – емкость вагонетки – 1,2 т;  
 $V_{нф}$  – полезная емкость вагонетки – 1,75.

Принимаем клеть в зависимости от типа принятой вагонетки для транспортировки материалов и проверяется на обеспечение спуска подъема общего количества рабочих смены 30-40 минут. Клеть 2УКН 2,5–1 грузоподъемность - 3 т, масса – 2,76 т. Общее количество людей, спускающихся в шахту, определяется по средней производительности труда подземного рабочего

$$A_{см} = 1,1 \cdot Q_{см} / A_{под} = 1,1 \cdot 327 / 16 = 22 \text{ человек} \quad (\text{В.2.3})$$

где  $Q_{см}$  – сменная производительность шахты;  
 $A_{под}$  – производительность подземного рабочего.

Число людей в клетке определяется по формуле

$$A_k = S / 0,2 = 2 / 0,2 = 10 \text{ человек} \quad (\text{3.2.4})$$

где  $S$  – площадь пола клетки.

Время на один рейс клетки определяется по травлению

$$T_u = 2 \cdot (A_n / v_{ср} + \theta) = 2 \cdot (650 / 7 + 15) = 215 \text{ с}, \quad (\text{В.2.5})$$

где  $v_{ср}$  – средняя скорость подъема 6-8 м/с;

$\theta$  – пауза на посадку и высадку людей:

$$\theta = A_k + 10 = 5 + 10 = 15 \quad (\text{В.2.6})$$

## продолжение приложения В.2

Требуемое число циклов на спуск и подъема людей

$$a = A_{см}/L_k = 22/5 = 4. \quad (\text{В.2.7})$$

Требуемое время на спуска-подъема всей смены

$$T = a \cdot T_u = 4 \cdot 215 = 860 \text{ с.} \quad (\text{В.2.8})$$

### Расчет и выбор канатов

Расчет головных канатов подъемной установки при глубине шахты 650 м производится по статическим нагрузкам с учетом собственной массы каната.

Концевая нагрузка на канат составляет

$$Q_o = Q_{ф.зр.} + Q_{кл} = 2 + 2,76 = 4,76 \text{ т,} \quad (\text{В.2.9})$$

где  $Q_{ф.зр.}$  – масса полезного ископаемого в клетях, т;

$Q_{кл}$  – масса клетки.

Расчетная масса 1 м головного каната определяется по формуле

$$m_{г.к} = 1/n, \quad (\text{В.2.10})$$

где  $[\sigma_{вр}] = (1600-2000) \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$  временное сопротивление разрыву материала проволок каната;

$n$  – число головных канатов;

$\rho$  – условная плотность каната  $\text{кг/м}^3$ ;

$P_o$  – для круглопрядных канатов;

$Z_{см}$  – статический коэффициент запаса прочности канатов принимаем 10 кратное.

Согласно по Госту 7669-80 принимаем канат  $\varnothing 26,5$ .

$$Z_{сп} = Q_z / Q_o + m\phi \cdot H_o \geq Z_{см н.б.} = 16718/4,76 + 2,98 \cdot 650$$

$$Z_{сп} = 8,6 \geq 7,5 \quad (\text{В.2.11})$$

Определяем коэффициент статической неуравновешенности

$$\delta = m\phi \cdot H_n / K \cdot Q_{зр} = 2,98 \cdot 650 / 1,15 \cdot 1278 = 1,3, \quad (\text{В.2.12})$$

где  $K$  – коэффициент шахтных сопротивлений, принимается равным 1,15.



### Выбор подъемных машин

Выбор подъемных машин производится по необходимому соотношению между диаметрами барабана (шкива трения) и выбранного каната: при глубине шахты 650 метров применяют подземные машины с цилиндрическим барабаном, по Госту принимаем подъемную машину ЗЦ–2×1,1  $D_{бар} = 2$  м.

Выбранную машину проверяем на соответствие ширине барабана. Необходимая ширина вивочной поверхности для размещения каната

$$B = ((H_n + 2 h_{рез}) / ПДб + 2 Пзр + h_{доз}) \cdot (d_n \cdot E), \quad (B.2.13)$$

$$B = ((650 + 30) / (3,14 \cdot 2,120) + 2 \cdot 2) (0,0265 + 0,003) = 3,19 \text{ м.}$$

Так, как полученное значение больше стандартной ширины барабана, принимаем подъемную машину с большим диаметром, по Госту 1814–72; Ц–3×2,2.

Определяем максимальное статическое натяжение канатов

$$S_{max} = g [K_p \cdot Q_{нр.ф.} \cdot Q_c + mxk \cdot H_n \cdot mnk \cdot h_{нр}], \quad (B.2.14)$$

$$S_{max} = 9,8 [1,15 \cdot 12,28 \cdot 6,4 + 2 \cdot 650 + 2,98 \cdot 0,3] = 13634,4 \text{ Н.}$$

Определим ориентировочную мощность двигателя

$$N_{op} = \beta \cdot K \cdot Q_{зр} \cdot H_n \cdot g / 1000 \cdot T \cdot h_p, \quad (B.2.15)$$

$$N_{op} = 1,4 \cdot 1,15 \cdot 1278 \cdot 650 \cdot 9,8 / 1000 \cdot 215 \cdot 0,85 = 62,37 \text{ кВт,}$$

где  $\beta$  - характеристика динамического режима;

$K$  – коэффициент шахтных сопротивлений;

$T$  – время на один цикл подъема;

$h_p$  – КПД редуктора – 0,85.

Стоимость израсходованной энергии с учетом платы за установленную мощность двигателя

$$C'_9 = (42262000 \cdot 0,17 \cdot 26,6) \cdot (1 \cdot 0,03) = 72239112 \text{ т/год.}$$

Себестоимость подъема 1 тонны руды по статье «Энергия»

$$C_9 = 72239112 / 300000 = 240 \text{ тенге/т.}$$

Определяем среднюю и максимальную скорость подъема

$$V_{зр} = H_n / T_u = 650 / 935,06 = 2 \text{ ш/с} \quad (B.2.16)$$

$$V_{max} = 1,3 \cdot V_{зр} = 1,3 \cdot 2 = 2,6 \text{ м/с} \quad (B.2.17)$$

Принимаем два электродвигателя АК – 13-59-4 мощность 1000 кВт.

### Приложение В.3

Шахтной водоотливной установки, основным элементом шахтной водоотливной установки является насос. Следовательно, ориентировочная производительность насоса равна

$$Q_n = 24 \cdot Q / 20 = 84 \text{ м}^3/\text{час} \quad (\text{В.3.1})$$

где  $24 \cdot Q$  – суточный нормативный приток воды.

Манометрический напор при работе

$$H_m = H_2 + h_{вс} + h_{рн} = 600 + 6,5 = 606,5 \quad (\text{В.3.2})$$

Ориентировочный напор  $H'$ , который должен создать насос при минимально необходимой производительности находится в пределах

$$H_2/0,85 > H' > A/0,95; 606,5/0,85 = 713 > H' > 643$$

Зная необходимую производительность насоса  $Q_n = 84 \text{ м}^3/\text{час}$  и ориентировочный манометрический напор 346 введем индивидуальную характеристику подбираем насос ЦНС – 105-98-490.

Необходимое число рабочих насосов

$$i = H'/H_k = 606,5/49 = 7,07 \approx 8 \quad (\text{В.3.3})$$

где  $H_k$  – напор, создаваемый одним рабочим насосом.

Нормативный суточный водоприток должен быть откачен насосом не более, чем за 20 часов, поэтому достаточно установить 3 насосных установки, из которых первая в работе, вторая – в резерве, а третья - в ремонте. Место расположения насосных установок и водосборников, а также их устройство, насосная камера и водосборник главного водоотлива располагаются в рудничном дворе вблизи ствола.

Объем водосборника

$$V_{вод} = 4 \cdot 90 = 360 \text{ м}^3$$

Насосная камера размещается в околоствольном дворе, соединяется с ним двумя ходками. Размеры камеры определяем исходя из габаритов насосов двигателей.

Длина насосной камеры

$$L = Z \cdot (l_m + l_n) + \alpha \cdot (Z + d) = 2 \cdot (0,675 + 1,35) + 1,5 \cdot (4 + 5) = 13,5 \text{ м} \quad (\text{В.3.4})$$

где  $Z$  – количество насосов;

$l_m$  – длина электродвигателя;  
 $l_n$  – длина насоса;  
 $d$  – расстояние между агрегатами.

### продолжение приложения В.3

Ширина насосной камеры определяется по формуле

$$B = v + v_p + v_k = 1,11 + 1,6 + 0,7 = 3,41 \text{ м}, \quad (\text{В.3.5})$$

где  $v$  – наибольшая ширина фундамента насосной камеры установки;  
 $v_p$  – расстояние от фундамента до стенки камеры со стороны всасывающих колодцев (зумпфа).

Высота насосной камеры  $H = 3,2$  м обоснование размеров и выбор элементов трубопроводной сети, внутренний диаметр нагнетательного трубопровода определяем исходя из технико-экономических показателей по формуле

$$d_n = \sqrt[4]{Q_n / h \cdot V_n \cdot 3600} = \sqrt[4]{105 / 3600 \cdot 3600} = 0,42 \quad (\text{В.3.6})$$

где  $Q_n$  – производительность насоса  $\text{м}^3$  (с);  
 $V_n$  – наивыгоднейшее давление воды в трубопроводе.

Принимаем стандартный трубопровод с внутренним диаметром 100 мм и толщиной стенок трубы 4 мм Гост 8731-74.

Определение работы режимов насосных установок.

Режим работы насосной установки определяется из точки пересечения характеристики насоса, который строится на основании паспортных данных, в том числе масштабе

$$H_{mp} = H_m \cdot R_m \cdot Q^2 = 606,5 \cdot 0,00019 \cdot 105 = 606,51 \quad (\text{В.3.7})$$

где  $H_m$  – характеристика сети;  
 $R_m$  – постоянное трубопровода;  
 $Q^2$  – производительность насоса.

$$R_m = (C_m + l_{\partial k}) / 3600^2 \cdot K^2 = (435 + 59,5) / 3600^2 \cdot 0,29 = 0,00019 \text{ м}^2/\text{час} \quad (\text{В.3.8})$$

$$L = l_1 + l_2 + l_3 + l_4 = 15 + 20 + 380 + 20 = 435 \text{ м}, \quad (\text{В.3.9})$$

где  $l_1$  – длина трубопровода от самого насоса;  
 $l_2$  – длина трубного хода;  
 $l_3$  – длина трубопровода по стволу;  
 $l_4$  – длина трубопровода на поверхности от устья до слива.

$$L_{\text{экв}} = \sum Z \cdot d / \kappa = 25 \cdot 0,1 / 0,042 = 50,5 \text{ м} \quad (\text{В.3.10})$$

где  $\Sigma Z$  – сумма коэффициентов местных сопротивлений;  
 $\kappa$  - коэффициент сопротивления трубы.

### продолжение приложения В.3

Характеристику строим, задаваясь разными значениями производительности насоса от 0 до  $1,5 Q_n$ :

Таблица В.3.1

$Q, \text{ м}^3/\text{ч}$	$0,5Q$	$0,75Q$	$Q$	$1,5Q$
$h_m \cdot QH^2$	0.55	1.12	2.09	4.86
$H_2 + h_m \cdot QH^2$	606	607.12	608.9	610.6

По рабочей точке получаем значение напора в подаче  $Q_d = 105$ ;  $n_d = 0,7$ ;  
 $H_d = 606,5$ .

Энергетический показатель насосной установки.

Определим необходимую мощность двигателя

$$N_{\text{дв}} = \rho \cdot q \cdot Q_p \cdot H_p / 3600 \cdot 1000 \cdot \eta_p, \quad (\text{В.3.11})$$

$$N_{\text{дв}} = 1020 \cdot 9,8 \cdot 100 \cdot 507 / 3600 \cdot 1000 \cdot 0,95 = 234 \text{ кВт}$$

где  $\rho$  - плотность воды  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;

$$\eta_p = 0,95.$$

Фактическое число часов насосной установки в сутки при нормальном притоке

$$T_n = Q_n \cdot n / Q_p = 9 \cdot 29 / 100 = 21,6 \quad (\text{В.3.12})$$

При увеличенном притоке

$$T_{\text{сдв}} = Q_{\text{max}} / Q_p = 92 - 24 / 100 = 22,08 \quad (\text{В.3.13})$$

Среднегодовой расход электроэнергии на водоотлив

$$E = N_{\text{дв}} / (n_{\text{ф}} \cdot \eta) \cdot (h \cdot t_H + h_2 \cdot t_{\text{max}}), \quad (\text{В.3.14})$$

$$E = 254 / (0,95 \cdot 0,97) \cdot (300 \cdot 21,06 + 65 \cdot 20,08) = 2150815 \text{ час/год}$$

где  $\eta$  - КПД сети;

$n$  – число дней.

## Приложение Г

### Расчет необходимого количества воздуха

Количество воздуха по числу людей

$$Q_{\text{оч}} = q_{\text{ч}} \cdot k \cdot N_{\text{л}}, \text{ м}^3/\text{мин},$$

$$Q_{\text{оч}} = 6 \cdot 1,2 \cdot 150 = 2520, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

$$Q_{\text{оч}} = 42, \text{ м}^3/\text{с}.$$

где  $q_{\text{ч}} = 6 \text{ м}^3/\text{мин}$ , норма подачи в забой свежего воздуха на 1 человека;

$N_{\text{л}}$  - наибольшее число людей, одновременно находящихся в очистном забое в смену.

Потребное количество воздуха по расходу ВВ.

Расчет производится по условию проветривания горных выработок после Взрывных работ:

Количество воздуха для проветривания выемочного блока после производства массового взрыва:

$$Q_{\text{ус.}} = \frac{40,3}{8} \cdot \sqrt{A_{\text{ВВ}} \cdot V_3}, \text{ м}^3/\text{с},$$

где  $t_m$  - время проветривания выемочного блока после массового взрыва, мин;

$A_{\text{ВВ}}$  - условный заряд ВВ, величина которого соответствует объему газовыделения в выработки блока после массового взрыва, кг;

$V_3$  - объем загазованных выработок определяется из выражения:

$$V_3 = V_{\text{исх}} + V_{\text{в.во.}} \cdot A_{\text{ВВ}}, \text{ м}^3,$$

где  $V_{\text{исх}}$  - объем выработок в сторону исходящей струи, считая от данного блока до земной поверхности,  $\text{м}^3$ ;

$V_{\text{в.во.}}$  - общая загазованность ВВ ( $V_{\text{в.во.}} = 0,9 \text{ м}^3/\text{кг}$ ).

Величина условного заряда  $A_{\text{ВВ}}$  определяется по формуле

$$A_{\text{ВВ}} = i \cdot A, \text{ кг},$$

где  $A$  - заряд ВВ, взрываемый в блоке при массовом взрыве, кг;

$i$  - коэффициент, учитывающий фактический объем газовыделения в выработки шахты в период проветривания после массового взрыва.

$$A_{\text{вв}} = 0,25 \cdot 1056,71 = 264,1, \text{ кг.}$$

$$V_{\text{в}} = 2200 + 0,9 \cdot 264,1 = 2437,6, \text{ м}^3.$$

$$Q_{\text{вс.}} = \frac{43,5}{2 \cdot 60} \cdot \sqrt{264,1 \cdot 2437,69} = 290,85, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Необходимое количество воздуха по выносу пыли:

$$Q_{\text{п}} = k \cdot \left( V_{\text{под}} \cdot \sum_{i=1}^n S_{\text{под},i} + V_{\text{оч.}} \cdot \sum_{i=1}^n S_{\text{оч},i} \right), \text{ м}^3/\text{с.},$$

где  $V_{\text{под}}$  - оптимальная по пылевому фактору скорость воздуха для подготовительных выработок, м/с;

$S_{\text{под},i}$  - суммарная площадь поперечных сечений подготовительных выработок, м<sup>2</sup>;

$V_{\text{оч.}}$  - оптимальная по пылевому фактору скорость воздуха для очистных выработок, м/с;

$S_{\text{оч},i}$  - суммарная площадь поперечных сечений очистных выработок, м<sup>2</sup>.

$$Q_{\text{п}} = 1,2 \cdot (0,6 \cdot 72 + 0,75 \cdot 31) = 79,74, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Расчет количества воздуха для проветривания нарезных и подготовительных выработок по выделению выхлопных газов при работе самоходного оборудования с ДВС.

$$Q_{\text{г}} = \frac{1}{60} \cdot \sum_{i=1}^n N_{\text{дв.}} \cdot (110 \cdot C_{\text{N}_2\text{O}_5} + 40 \cdot C_{\text{CO}}) \cdot k, \text{ м}^3/\text{с.},$$

где  $N_{\text{дв.}}$  - мощность двигателя машин одного типа, кВт;

$C_{\text{N}_2\text{O}_5}$ ,  $C_{\text{CO}}$  - концентрация окислов азота и окислов углерода соответственно, %;

$k$  - коэффициент резерва воздуха.

$$Q_{\text{г}} = \frac{1}{60} \cdot 110 \cdot 5 \cdot (110 \cdot 0,034 + 40 \cdot 0,033) \cdot 1,2 = 55,66, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Потребное количество воздуха по размерам среднесуточной добычи:

$$Q_{\text{ср.}} = \frac{1}{60} \cdot A_{\text{сут.}} \cdot q \cdot k, \text{ м}^3/\text{с.} \quad Q_{\text{ср.}} = \frac{1}{60} \cdot \frac{1500000}{305 \cdot 4,1} \cdot 2,1 \cdot 1,2 = 50,37, \text{ м}^3/\text{с.}$$

где  $A_{\text{сут.}}$  - суточная производительность рудника, м<sup>3</sup>/сут,

$q$  - количество воздуха подаваемого на 1 м<sup>3</sup> добычи руды.

Наибольшим является и принимается проектом к дальнейшему расчету количество воздуха по выносу пыли.

$$Q_{\text{п}} = 290,85 \text{ м}^3/\text{с}$$

### Расчет депрессии рудника

Производим подсчет депрессии рудника для отдельных выработок и для всего рудника

$$h_i = \frac{\alpha \cdot L_i \cdot P_i \cdot Q_i^2}{S_i^3}, \text{ кгс/м}^2,$$

где  $\alpha$  - коэффициент аэродинамических сопротивлений,  
 $L_i$  - длина выработки, м;  
 $P_i$  - периметр выработки, м;  
 $S_i$  - сечение выработки, м<sup>2</sup>,  
 $Q_i$  - расход выработки, м<sup>3</sup>/с.

### Выбор вентилятора главного проветривания

Расход воздуха главного вентилятора

$$Q_{\text{в}} = \frac{Q_{\text{ш}} \cdot 1,1}{2}, \text{ м}^3/\text{с}.$$

$$Q_{\text{в}} = \frac{290,9 \cdot 1,1}{2} = 159,9, \text{ м}^3/\text{с}.$$

Эквивалентное отверстие шахты

$$A_{\text{ш}} = \frac{0,38 \cdot Q_{\text{ш}}}{2 \cdot \sqrt{H_{\text{ш}}}}, \text{ м}^2.$$

$$A_{\text{ш}} = \frac{0,38 \cdot 290,9}{2 \cdot \sqrt{248}} = 3,50, \text{ м}^2.$$

Аэродинамическое сопротивление шахты

$$R_{\text{ш}} = \frac{h}{Q_{\text{ш}}^2}, \text{ с}^2/\text{м}^2.$$

$$R_{\text{ш}} = \frac{225,1}{290,9^2} = 0,0026, \text{ с}^2/\text{м}^2.$$

Диаметр рабочего колеса

$$D = \sqrt{\frac{A_{ш}}{0,44}}, \text{ м.}$$

$$D = \sqrt{\frac{2,25}{0,44}} = 2,26, \text{ м.}$$

Внутреннее сопротивление вентиляторной установки

$$R_{в.у.} = a \cdot \frac{\pi}{D^4}, \text{ кг с}^2/\text{м}^8.$$

где  $a$  - коэффициент для осевых вентиляторов.

$$R_{в.у.} = 0,05 \cdot \frac{3,1415}{2,26} = 0,0060, \text{ кг с}^2/\text{м}^8.$$

Производительность вентилятора

$$Q_{в} = \frac{1}{2} \cdot Q_{ш} \cdot \left(1 + \frac{B}{100}\right), \text{ м}^3/\text{с.}$$

где  $B$  - величина подсоса вентилятора.

$$Q_{в} = \frac{1}{2} \cdot 290,9 \cdot \left(1 + \frac{15}{100}\right) = 159,9, \text{ м}^3/\text{с.}$$

Расчетная депрессия ВГП

$$H_{в} = h_{ш} + R_{в.у.} \cdot Q_{в}^2$$

$$H_{в} = 225,1 + 0,006 \cdot 159,9^2 = 376,79$$

Ориентировочная мощность двигателя

$$N = \frac{Q_{в} \cdot H_{в}}{102 \cdot \eta_{в} \cdot \eta_{д} \cdot \eta_{п}}, \text{ кВт, } N = \frac{159,9 \cdot 376,79}{102 \cdot 0,77 \cdot 0,95 \cdot 0,98} = 257,36, \text{ кВт,}$$

где  $\eta_{в}$  - КПД вентилятора;

$\eta_{д}$  - КПД двигателя;

$\eta_{п}$  - КПД передачи от двигателя к вентилятору.

Таким образом, исходные данные для выбора вентилятора

$Q_{в} = 83,6 \text{ м}^3/\text{с.}$  - производительность,

$H_{ш} = 225,1$  - депрессия рудника.

По каталогу осевых вентиляторов принимаем вентилятор типа ВОД-21М



Характеристики вентилятора:

Производительность - 25-115, м<sup>3</sup>/с.

Диаметр рабочего колеса - 2500, мм.

Средневзвешенный КПД - 0,77.

Принимаем два вентилятора ВОД-21-М

Статическое давление в области промышленного использования - 90 -320 кгс/м<sup>2</sup>.

Мощность двигателя - 70-500, кВт.

Двигатель типа СД-13-42-8

Годовой расход энергии

$$E_r = N \cdot t_{\text{сут}} \cdot n_d, \text{ кВт/год.}$$

$$E_r = 300 \cdot 24 \cdot 305 = 2196000, \text{ кВт/год.}$$

### Расчет калориферной установки

Необходимое количество подогреваемого воздуха

$$Q_{\text{под}} = 3600 Q_{\text{вр}} \left[ \frac{t_{\text{см}} - t_{\text{под}}}{t_{\text{под}} - t_{\text{пор}}} \right]; \text{ кг/ч}$$

где  $\rho = 1,2$  кг/м-плотность воздуха;

$t_{\text{см}} = 2\text{с}$  - температура смешанного воздуха;

$t_{\text{под}} = 70^\circ\text{C}$  - температура подогреваемого воздуха;

$t_{\text{пор}} = 30^\circ\text{C}$  - температура воздуха зимой.

$$Q_{\text{под}} = 3600 \cdot 84 \cdot 1,2 \left| \frac{2 - (-30)}{70 - (-30)} \right| = 116121,6 \text{ кг}^2 / \text{ч}$$

Необходимая тепловая производительность калориферной установки

$$Lm = Q_{\text{под}}(t_{\text{под}} - t_{\text{пор}}) \times C_p = 116121,6 \times 100 \times 1,01 \times 10^3 = 117 \times 10^8 \text{ Дж/ч}$$

где  $C_p = 1,01 \times 10^3$  - уд. теплоемкость воздуха.

Необходимое главное сечение калорифера

$$Sk = \frac{Q_{\text{под}}}{3600 \cdot V} = \frac{116121,6}{3600 \cdot 10} = 3,2 \text{ м}^2$$

Принимаем калорифер типа КФБ-14,  $S'k = 0,9 \text{ м}^2$

Количество параллельно установленных калориферов

$$n = \frac{Sk}{S'k} = \frac{3,2}{0,9} = 3$$

Теплоотдача калориферов

$$Q_k = Fk \cdot K_k (T_{cp} - t_{пф}) = 3 \cdot 10,8(100 - 40) = 1944,0$$

где  $Fk = n \times S'k = 2,7 \text{ м}^2$  – сущ. поверхность подогрева;  
 $K_k = 10,8 \text{ ккал/м}^2 \text{ град}$  - коэффициент теплоотдачи;  
 $T_{cp} = 100 \text{ °С}$  - ср. температура теплоносителя;  
 $t_{пф} = 40 \text{ °С}$  - температура после подогрева.

Количество последовательно соединенных секций калориферов

$$m = \frac{Lm}{3600 \cdot Q_k \cdot K_s} = \frac{11,7 \cdot 10^9}{3600 \cdot 1944 \cdot 1,2} = 2$$

Расчетная производительность вентилятора калориферной установки

$$Q_v = \frac{Q_{под}}{3600 \cdot j} = \frac{116121,6}{3600 \cdot 1,2} = 26,8 \text{ м}^3/\text{с}$$

## Приложение Д

### Схема Д.1 Генеральный план.



#### Условные обозначения

	Постоянные здания и сооружения
	Временные здания
	ВЛ 6 кВ
	Хозяйственной и пожарный водопровод
	Трубопровод сжатого воздуха
	Линия связи

I	Промплощадка ствола РЕШ-2
1.1	Подъемная машина МПП- 17,5
1.2	Надшахтное здание шатрового типа (14x14 разнос ног) с приемной разгрузочным комплексом и бункерной эстакадой
1.3	Венткалориферная установка с вентилятором ВОД 21 М
1.4	Котельная. Компрессорно-блочная с котлами КСВ-2ЛЖ
1.5	ГСМ (25x2=50м3)
1.6	РУ 6 Кв и КТП-ВЭ-400-10/04-72У1 с ТМ-400/6 2 шт.
1.7	Склад ППМ с площадкой
1.8	Резервуар воды 50 м3 (2 шт.)
1.9	Венткалориферная на 15 м/с вентилятором ВЦ-15м
1.10	Группа проходческих лебедок
1.11	Группа проходческих лебедок
1.12	Группа проходческих лебедок
II	Площадка ствола Вентиляционный
2.1	Здание подъемной машины Ц 1,6 x 1,2
2.2	Надшахтное здание
2.3	КТП-ВЭ-160-10/04 с ТМ-160/6 (1 шт)
2.4	Резервуар воды 50 м3 (2 шт.)

## Приложение Е

Таблица Е.1 - Явочная численность рабочих по процессам

Наименование процесса	Q <sub>сут</sub>	Н <sub>выр</sub>	КН <sub>выр</sub>	Ч <sub>яв</sub> , чел
Проходческие работы				
Бурение	513	171		3
Погрузка и доставка	8208	1368		6
Крепление	27,3	3,9		7
Проходка восстающих	52,4	26,2		2
Очистные работы			1,1	
Бурение	191,8	43,6		4
Заряжание	968	440		2
Погрузка и доставка	2200	400		5
Крепление	83,82	25,4		3
Электровозная откатка	1074	97,6		10
<b>Всего</b>				<b>42</b>

### Капитальные затраты на строительство рудника

Таблица Е.2 - Капитальные затраты на горные работы

Наименование выработки	Общий объем работ п.м	Стоимость работы, тг	Общая стоимость работы, тг	Амортизационные отчисления				
				Потонная ставка тг/т		Норма год-ых амортиз. отчислений на реновацию		Сумма
				%	тыс.	%	тг/т	тенге
Ствол	1300	273213	355176900	3,2	5760	4	14207076	19967076
Вент. ствол	1300	273213	355176900	6,1	10980	4	14207076	25187076
Квершлаг	2200	21321	46906200	0,3	540	4,5	2110779	2650779
Штрек	1450	21321	30915450	1,1	1980	5	1545773	3525773
Околоствольный двор	880	1320	1161600	0,4	720	4,6	53434	773433,6
Насосная	460	1701	782460	0,3	540	4,8	37558	577558,1
Итого			790119510					52681695
Неучтенные работы (20% от учтенных)			158123902					10536339
Всего			948143412					63218034

### Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника

Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника показаны в таблице Д.3

**продолжение приложения Е**

Таблица Е.3 - Капитальные затраты на строительство производственных зданий и сооружений на поверхности рудника

<b>Наименование</b>	<b>Кол-во</b>	<b>Ст-ть ед, тг.</b>	<b>Общ. стоим. тг</b>	<b>норма</b>	<b>Сумма амортизации, тг.</b>
Вентилятор ВОД-21	2	3075000	6150000	6,4	393600
Двигатель СДС	2	375000	750000	6,4	48000
Аппаратура управления	1	300000	300000	6,4	19200
Калорифер	10	200000	2000000	10	200000
Итого:					660800
Монтаж, демонтаж 80%					528640
Всего:					1189440

**Капитальные затраты на приобретение оборудования**

Капитальные затраты на приобретение оборудования представлены в таблице Е.4.

Таблица Е.4 - Капитальные затраты на приобретение оборудования

<b>Наименование</b>	<b>Кол-во, шт</b>	<b>Стоимость одной единицы, тг</b>	<b>Общая стоимость, тг</b>	<b>Затраты на погашение</b>	
				<b>Норма амортизации, %</b>	<b>Амортизационные отчисления, тг</b>
ЛПС-3У	4	788325	3153300	30	945990
Ульба-400	1	1958552	1958552	16	313368
ТОРО-400	5	26648930	133244650	25	33311163
Лебедка ЛС-55	3	97800	293400	25	73350
Лебедка ШЛ	2	68980	137960	16,2	22350
Вагонно-опрокид	2	640210	1280420	16,5	211269
Электровоз К14	10	1028720	10287200	16,2	1913419
Вагонетки ВГ-4,5	74	215600	10287200	32,1	5121362
Двигатель СДС	2	424500	849000	12,0	101880
Подъемная Маш.	2	17479900	34959800	26,7	9334267
Скип	1	84000	84000	15,4	12936
Насосные уст-ки	2	8061000	16122000	24,3	3917646
СБУ	3	1984829	5954487	27,2	1619620
Вентилятор ВОД-21	2	2369829	4739658	27,2	1289187
Клеть	3	440000	1320000	27,8	366960
ЗП-3	2	520000	1040000	16,4	170560
					58725327
					11745065
					17617598
					88087991

### Сводный сметный расчет

Сводная смета затрат на строительство рудника показана в таблице Е.5.

Таблица Е.5 - Сводная смета затрат на строительство рудника

Статья расходов	Стоимость, тг	Приведенные затраты, тг/т
1 часть		
Быт. комбинат	63218034	42,15
Вентиляторная	5548334	3,70
Котельная	88087991	58,73
Калориферная	4714726	2,62
Итого по 1 части	161569086	107,20
2 часть		
Ж/д пути	685227	0,38
Слесарная мастерская	428267	0,23
Блок вспом. цехов	856534	0,47
Склад	2997870	1,66
ВГСВ	8565342	4,76
Подстанция	12848014	7,13
Асфальтовое шоссе	8565342	4,75
Мех. мастерские	34946596	19,38
Итого по 2 части	96741091	126,58
3 часть		
Участковый склад	723600	0,40
Участковый склад	659731	0,36
Ламповая	1206000	0,67
Лаборатория	84936	0,04
Столовая	2674267	1,47
Обогатительная фабрика	99415358	128,05
БЗК	24650313	13,69
Итого по 3 части	124065000	141,74
Всего	382375177	255
Неучтенные 20%	76475035	51
ИТОГО	458500000	3056

На основе общей суммы капитальных затрат на строительство рудника по генеральной смете определяются удельные капитальные затраты

$$K_{уд} = K_{общ} / A_r = 458500000 / 150000 = 3056 \text{ тг/т}, \quad (E.1)$$

где  $A_r$  – годовой объем добычи, т, 150000.

### Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

#### Заработная плата

Расчет годового фонда заработной платы представлен в таблице Е.6:  
**продолжение приложения Е**

Таблица Е.6 - Расчет фонда заработной платы

Вид работы и профессия рабочего	Разряд	Тариф, ставка, тг/см	Численность рабочих	Количество отработанных чел.смен в году	Годовой фонд прямой зарплаты, тг
Очистные работы					
Бурильщик	6	1350	12	3660	4941000
Помощник бурильщика	5	1230	12	3660	4501800
Скреперист	5	1230	9	2745	3376350
Водитель TORO-400	5	1230	24	7320	9003600
Взрывник	5	1230	6	1830	2250900
Крепильщик	4	1110	12	3660	4062600
Слесарь	4	1110	9	2745	3046950
Электрослесарь	4	1110	6	1830	2031300
Оператор зарядной установки	4	1110	3	915	1015650
ИТОГО					34230150
Подготовительно-нарезные работы					
Бурильщик	6	1230	12	3660	4501800
Взрывник	5	1230	12	3660	4501800
Скреперист	5	1230	12	3660	4501800
Водитель TORO-400	5	1230	12	3660	4501800
Электрослесарь	4	1110	6	1830	2031300
ИТОГО					20038500
Погрузочно-доставочные работы					
Водитель электровоза	4	1110	12	3660	4062600
Рабочий депо	3	990	6	1830	1811700
Электрослесарь	3	990	6	1830	1811700
Путевой рабочий	3	990	6	1830	1811700
ИТОГО					9497700
Вспомогательные процессы					
Электроснабжение	3	990	3	915	905850
Мех. Мастерские	3	990	13	3965	3925350
Вентиляция	3	990	15	4575	4529250
Фонд прямой зарплаты					73126800
Сдельный приработок 10%					7312680
Премия из фонда зарплаты 30%					21938040
Доплата 10%					7312680
Районный коэффициент 30 %					32907060
Социальные отчисления 21 %					23034942
Всего ФОТ рабочих					165632202

**продолжение приложения Е**

Заработная плата руководителей, специалистов и служащих по руднику определяется согласно штатному расписанию по отделам и службам, и представлено в таблице Е.7:

Таблица Е.7 - Заработная плата руководителей, специалистов и служащих рудника

№ п/п	Наименование должностей	Кол.	Месячный оклад тенге.	Годовой фонд з/п	При ФМП прем.	
					%	Сумма
1	Президент	1	150 000	1 800 000	15	2 070 000
2	Вице-президент	1	130 000	1 560 000	15	1 785 000
3	Зам. вице-през. по гор. работ	1	110 000	1 320 000	15	1 515 000
4	Зам. вице-през. по ТБ	1	90 000	1 080 000	10	1 188 000
5	Гл. маркшейдер	1	90 000	1 080 000	10	1 188 000
6	Участковый маркшейдер	4	75 000	3 600 000	10	3 960 000
7	Старший геолог	1	75 000	900 000	10	990 000
8	Участковый геолог	4	50 000	2 400 000	10	2 640 000
9	Гл. механик	1	110 000	1 560 000	10	1 410 000
10	Зам. гл. механика	1	75 000	900 000	10	990 000
11	Главный энергетик	1	110 000	1 320 000	10	1 452 000
12	Старший экономист	1	60 000	720 000	10	792 000
13	Экономист	1	45 000	540 000	10	594 000
14	Начальник участка	2	90 000	2 160 000	20	2 590 000
15	Зам начальника участка	2	70 000	1 680 000	15	1 880 000
16	Механик участка	2	65 000	1 560 000	15	1 735 000
17	Горный мастер	6	50 000	3 600 000	10	3 960 000
18	Начальник участка по БВР	1	60 000	720 000	10	792 000
19	Зам нач. участка по БВР	1	45 000	540 000	10	594 000
20	Механик подъема	1	50 000	600 000	10	660 000
21	Начальник участка ВШТ	1	90 000	1 080 000	20	1 385 000
22	Начальник ОТ и ЗП	1	60 000	720 000	10	792 000
23	Оператор диспетчера	1	50 000	600 000	10	660 000
24	Оператор гардероба	4	15 000	720 000	10	792 000
25	Уборщица	4	7 000	336 000	10	369 600
	<b>ИТОГО:</b>					<b>52 253 000</b>



### Затраты на материалы

Таблица Е.8 - Материалы (проходческие работы)

Наименование процессов	Общая стоимость материалов, тг
1. Твердые сплавы	17017800
2. Сталь буровая, кг.	27213000
3. ВВ, кг.	15048000
4. Шнур огнепроводный, шт.	4735500
5. Шнур детонирующий, п.м.	6465000
6. Капсюли детонаторы, п.м.	2923200
7. Взрывной провод	330750
8. Лесоматериалы, м	2193450
9. Шланги ЖБШ	16632000
10. Диз.топливо	2386320
11. Электродетонатор, п.м.	6450000
12. Сжатый воздух	3294000
13.Пром.вода	5400000
14 Рельсы, т.	630000
Итого	110719020
Неучтенных материалов, 10%	11071902
Всего	121790022

### Затраты на электроэнергию

Расчет годового расхода электроэнергии и годовой стоимости по двухставочному тарифу производится в разделе Электроснабжение.

Годовая стоимость энергии по двухставочному тарифу  $C_3 = 366779019$  тг/год.

Энерговооруженность труда 50,7 кВт/чел.

Очистная выемка 18122180 тг.

Подготовительные работы 2829573 тг.

Транспорт 15762523.

Подъем 94721638.

Вентиляция 52328356.

Компрессоры 116872533.

Освещение 3343108.

### Калькуляция себестоимости добычи полезных ископаемых

На основании проведенных выше экономических расчетов, рассчитывается себестоимость 1т полезного ископаемого в таблице Е.9:

**продолжение приложения Е**

Таблица Е.9 - Калькуляция себестоимости 1т добычи полезного ископаемого

Наименование процессов	Элементы себестоимости				Итого затрат	Затраты на 1 т руды
	з/п с начислениями	материалы	энергия	амортизация		
Очистная выемка	34230150	121790022	18122180	34592871	208735223	115,96
Подземный транспорт	57926820	12179000	4996462	7246050	82348332	45,75
Вентиляция	4529250	452925	19424000	1289187	25695362	14,28
Погашение горно-подготовительных работ	20038500			216204000	236242500	157,50
Ремонт и поддержание выработок					3465005	2,30
Услуги вспомогательных цехов					14350000	9,57
Поддержание основных производственных фондов					35420000	2,31
Затраты на охрану труда и экологию					51233000	34,16
Общерудничные расходы					15117960	10,08
Горно-капитальные работы					17312126	11,54
Итого производственная себестоимость					689919508	460
Внепроизводственные расходы					68991950	46
Отчисления и налоги					275967803	184
Всего полная себестоимость					1034879261	690

**Технико-экономические показатели работы рудника**

1) Стоимость товарной продукции

$$ТП = A_{год} \cdot C_{опт} = 150000 \cdot 64257 = 9638550000 \text{ тг}, \quad (\text{Е.2})$$

где  $A_{год}$  – годовая добыча рудника на момент полного освоения производственной мощности, т, 150000;

$C_{опт}$  – оптовая цена 1 т руды, тг.

2) Прибыль от реализации товарной продукции

$$Пр = ТП - C_{мп} = 9638550000 - 1034879260 = 8603670740 \text{ тг}, \quad (\text{Е.3})$$

где:  $C_{мп}$  – себестоимость товарной продукции, тг, 103487926.

3) Рентабельность производства

продолжение приложения Е

$$P_{\text{общ}} = \frac{Pr}{O\Phi - OBCн} \cdot 100\% = \frac{860367073}{45850000 - 6321803} \cdot 100 = 21,8\%, \quad (\text{E.4})$$

где: ОФ – стоимость основных фондов, тг, 458500000;  
ОБСн – стоимость нормируемых оборотных средств, тг, 63218034.

4) Фондоотдача

$$\Phi O = \frac{ТП}{O\Phi + OBCн} = \frac{9638550000}{458500000 + 63218034} = 18 \text{ тг/тг}, \quad (\text{E.5})$$

5) Среднемесячная заработная плата рабочего

$$ЗП = \frac{\Phi ЗП}{Ч_{\text{сп}} \cdot 12} = \frac{165632202}{52 \cdot 12} = 265436 \text{ тг}, \quad (\text{E.6})$$

где: ФЗП – годовой фонд заработной платы по проекту, тг, 165632202;  
Ч<sub>сп</sub> – списочная численность рабочих, чел;  
12 – число месяцев в году.

6) Сменная производительность труда рабочего по руднику

$$П_{\text{см}}^{\text{тр}} = \frac{A_{\text{сут}}}{Ч_{\text{яв}}} = \frac{4918}{42} = 117 \text{ т/чел.см}, \quad (\text{E.7})$$