

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

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Касымбек Коркем Жомартовна

Проект подземной разработки месторождения Шалкия

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6В07205 – «Горная инженерия»

Алматы 2024

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

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

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой «Горное дело»
д-р. техн. наук, профессор
Молдабаев С.К.
«03» 06 2024г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект подземной разработки месторождения Шалкия

6B07205 – «Горная инженерия»

Выполнил

Касымбек Коркем Жомартовна

Рецензент
Ассоц. профессор Международной
образовательной корпорации, к.т.н
Е.А. Ельжанов
«02» 06 2024г.

Научный руководитель
канд.техн.наук, ассоц.профессор
Д.К. Ахметканов
«31» 05 2024г.

Подпись Ельжанов
заверяю
HR департамент
«02» 06 2024г.

ДЕПАРТАМЕНТ
HR - DEPARTMENT

Алматы 2024

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

6B07205 – «Горная инженерия»



ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Касымбек Коркем Жомартовна

Тема: Проект подземной разработки месторождения Шалкия

Утверждена приказом по университету №548-П/О от «04» декабря 2023г.

Срок сдачи законченной дипломного проекта «31» 05 2024г.

Исходные данные к дипломному проекту: Угол падения рудного тела 45°. Средняя мощность руды 25 метров. Длина простирания 1000 метров. Длина падения 590 метров. Плотность рудного тела 3,0 т/м³. Угол борта карьера 55°.

Перечень подлежащих разработке вопросов, которые необходимо учитывать в дипломном проекте:

- основные параметры;
- выбор системы вскрытия, подготовки и выемки руды;
- вопросы безопасности жизнедеятельности и охраны труда;
- расчет экономической эффективности работы

Перечень чертежных материалов (обязательные рисунки должны быть точно показаны):

- схема вскрытия месторождения;
- система разработки месторождения

Рекомендуемая основная литература:

- zinc.kz/kz/
- А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов. Подземная разработка рудных месторождений. 2010г.
- Ребриков Д.Н., Боровков Ю.А. и др. Общие вопросы горного дела Издательский центр «Академия» (Москва). 2019г.
- Баязитов Н.Х. Подземная разработка и проектирование. 2013г.
- техничко-экономические показатели — Википедия (wikipedia.org)
- камерно-столбовая система разработки рудных месторождений (zinref.ru)
- Бегалинов А.В. «Технология строительства шахтных и подземных сооружений Том 2». 2019г.
- Кукин П.П. и др. Основы безопасности технологических процессов и производств. 2000г.
- Ефремова О.С. «Охрана труда». 2015г.
- Баязитов Н.Х. Производственная площадка и генеральный план земельного участка. 2019г.

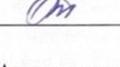
ГРАФИК

Подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геология месторождения	07.03.2024	
Основной раздел	11.04.2024	
Производственная площадка и план земельного участка	10.04.2024	
Охрана труда	13.05.2024	
Экономика и организация производства	17.05.2024	

Подписи

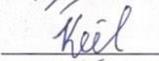
консультантов и нормоконтролера на законченный дипломный проект с указанием относящихся к ним разделов проекта

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты	Дата подписания	Подпись
Геология месторождения	к. т. н. ассоц. профессор Д.К. Ахметканов	07.03.2024	
Основной раздел	к. т. н. ассоц. профессор Д.К. Ахметканов	11.04.2024	
Производственная площадка и план земельного участка	к. т. н. ассоц. профессор Д.К. Ахметканов	10.04.2024	
Охрана труда	к. т. н. ассоц. профессор Д.К. Ахметканов	13.05.2024	
Экономика и организация производства	к. т. н. ассоц. профессор Д.К. Ахметканов	17.05.2024	
Нормоконтролер	Д.С. Мендекинова	20.05.2024	

Научный руководитель

 Д.К. Ахметканов

Задание принял к исполнению студент

 К.Ж. Касымбек

Дата

«26» 02 2024г.

АНДАТПА

Дипломдық жобада Қызылорда облысы, Жанақорған ауданы аумағындағы Қаратау тау жүйесінің етегінде орналасқан Шалқия қорғасын-мырыш кен орнын жерасты игеру жобасы әзірленген. Жоба кен орнының геологиялық жай-күйін, ашу және дайындық жұмыстарын игеру жүйесін таңдауды, вентиляцияны, өндірістік алаңдар мен жер үсті құрылыстарының жоспарын, экономикалық және қорғау бөлігін қамтиды. Тік шахта оқпанымен және қвершлагтармен кенді төнбе бетінен ашу әдісі және тік шахта оқпанымен және қвершлагтармен кенді қия ашу әдісі таңдалды. Аталған жобаның техникалық-экономикалық көрсеткіштері келтірілген. Сондай-ақ, минималды шығындармен және 1 тонна кеннің өзіндік құнымен оңтайлы кен өндіру анықталды.

АННОТАЦИЯ

Данный дипломный проект посвящен подземной разработке свинцово-цинкового месторождения Шалкия, расположенного на территории Жанакоганского района Кызылординской области, у юго-западного подножия Каратауских гор. Проект содержит краткую горно-геологическую характеристику месторождения, вскрытие и подготовительные работы, выбор системы разработки, вентиляцию, генеральный план месторождений, экономическую часть и охраны труда. Выбраны способ вскрытия вертикальным стволом со стороны лежачего бока этажными қвершлагами и способ с фланга месторождения с этажными қвершлагами. Приведены технико-экономические показатели данного проекта. Также выявили оптимальную добычу руды с минимальными затратами и себестоимость 1 т руды.

ANNOTATION

This diploma project is dedicated to the underground mining of the Shalkiya lead-zinc deposit, located in the territory of the Zhanakorgan district of the Kyzylorda region, at the South-Western footh of the Karatau Mountains. The project provides a brief mining and geological description of the deposit, opening and preparatory work, selection of the development system, ventilation, the general plan of the deposits, the economic part and labor protection. The method of opening with a vertical trunk from the side of the recumbent side with floor-mounted upslags and the method from the flank of the deposit with floor-mounted upslags were chosen. The technical and economic indicators of this project are given. They also revealed the optimal extraction of ore with minimal costs and the cost of 1 ton of ore.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1 Геология месторождения «Шалкия»	8
1.1 Описание месторождения «Шалкия»	8
1.2 Геологическое строение месторождения	9
2 Вскрытие и подготовка шахты	10
2.1 Определение способа разработки	10
2.2 Определить годовую производительность рудника и продолжительность его эксплуатации	11
3 Способы вскрытия шахты	13
3.1 Определение места ствола	14
4 Выбор системы разработки	16
4.1 Камерно-столбовая система разработки	18
4.2 Определение параметров взрывной отбойки	19
5 Рудничная аэрология	22
5.1 Способ и схема проветривания рудника	22
6 Безопасность и охрана труда	23
6.1 Факторный анализ опасных и вредных продуктов	23
6.2 Организационные меры	23
6.3 Технические меры	24
6.4 Порядок размещения подземных складов взрывчатых веществ	24
6.5 Противопожарные меры	24
6.6 Санитарно-гигиенические меры	25
7.1 Производственная площадка и генеральный план поверхности	26
7.2 Производственная площадка месторождения «Шалкия»	26
8 Экономическая часть	28
8.1 Режим работы шахты	28
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	
Приложение А	
Приложение Б	
Приложение В	

ВВЕДЕНИЕ

В наше время металлы являются одной из самых важных вещей в жизни человека. То есть, начиная от предметов быта человека и заканчивая домом, в котором он живет, даже мелочами, на которые мы не обращаем внимания. У нас все эти потребности называются народным хозяйством. Наиболее часто используемыми металлами в народной промышленности являются; свинец, железо, олово, медь и цинк. Ни одна отрасль народного хозяйства не может развиваться без металлов. Поэтому горнодобывающая промышленность является основной сырьевой базой металлургической промышленности. Поэтому разработка месторождений полезных ископаемых является ключевой отраслью горнодобывающей промышленности.

Одной из главных причин динамичного развития экономики страны является дальнейший рост производства цветных и других металлов. Для этого подземные работы должны быть усовершенствованы с применением новых технологий и проведены на широкой территории перед проведением комплексных и подготовительных работ. Месторождению Шалкия, открытому в 1963 году, принадлежит более 30% всех запасов цинка, которые будут разведаны в Республике Казахстан.

Дипломный проект посвящен теме проектной работы по изучению (вскрытия, подготовки, добычи) месторождения Шалкия. Выбор и подготовка системы, технические задания при вскрытии подземных работ, были определены на основе теории таких ученых, как О.А. Байконуров, С.К. Соголевский и М.И. Агошков. В данном проекте подземные работы рассчитываются исходя из горно-геологических условий, основных условий и технико-экономических показателей.

Доказанные мировые запасы цинка на Земле составляют около 1 900 млн. тонн. Выявленные и имеющиеся запасы для добычи составляют около 350 млн. тонн, в том числе месторождения цинка в 70 странах мира. Учитывая растущий спрос, на сегодняшний день население планеты обеспечено запасами цинковой руды уже более 40 лет. Наибольшие запасы цинковых руд находятся в России, Австралии, Казахстане, Канаде и Китае.

Австралия, Канада и Китай являются лидерами по добыче и экспорту этой руды. Крупнейшими потребителями (импортерами) цинка являются США, Тайвань и Германия.

1 Геология месторождения «Шалкия»

1.1 Описание месторождения «Шалкия»

Месторождение «Шалкия» было открыто в начале 1960-х годов и в соответствии с общими запасами руды в настоящее время является одним из основных источников сырья для цветной металлургии Республики Казахстан. Месторождение Шалкия расположено на хребте Каратау Жанакорганского района Кызылординской области. Географические координаты местоположения $44^{\circ}01'20''$ с.ш. и $67^{\circ}25'00''$ с.ш. Месторождение имеет хорошо развитую инфраструктуру, а Жанакорганский район расположен в 20 км от железнодорожной станции. Железная и асфальтированная дороги соединяют месторождение с центром района. В 165 км от месторождения Кентау находится горно-обогатительный комбинат «Ачполиметалл», принадлежащий АО «ШалкияЦинк». Через железную дорогу и автомобильные дороги соединяется с месторождением «Шалкия».

Территория месторождения расположена в северо-восточной части горного массива с абсолютной высотой до 400 м и средней высотой до 100 м. Юго-западная часть месторождения равнинная с невысокой вершиной, абсолютная высота 250-300 м, а средняя высота составляет всего 5-15 м. Климат в этом регионе резко континентальный, а температура будет довольно изменчивой и переменной. По данным метеостанции Аккум, самое теплое время – июль, средняя температура достигает $+40-46^{\circ}\text{C}$, а самый холодный месяц – январь – до -30°C .

Самыми дождливыми месяцами бывают май-апрель, а месяцами с малым количеством осадков - июль-август. Среднее количество осадков за год составляет 183 мм. Для района характерны сухие ветры, дующие в северо-восточном и юго-западном направлениях, которые иногда могут превращаться в пыльную метель на несколько дней.

Почва района – мелкокарбонатный серозем и пустынно-степной серозем. На некоторых участках слоев почвы может вообще не быть.

Линия электропередачи 220 кВт Шымкент-Кызылорда расположена рядом с завершенным рудником «Шалкия».

Запасы месторождения Шалкия по категории В+С1+С2 составили 127,5 млн. тонн, содержание цинка – 4,27%, количество свинца – 1,28%. Запасы руды составляют 119,6 млн тонн, содержание цинка – 2,71%, свинца – 0,61%.

Месторождение полиметаллических руд Шалкия, является стратиформным, и залегает в породах фаменского яруса верхнего девона. В структурном плане, месторождение дислоцировано в опрокинутой синклинальной складке, осложненной тектоническими разломами.

Итак, по карте мы можем посмотреть где именно расположено наше месторождение (рисунок 1.1).



Рисунок 1.1 – Обзорная карта

1.2 Геологическое строение месторождения

Во время геологоразведочных работ в 1959 году количество дисперсного свинца было определено как 0,08-0,10%. В 1962-1963 годы протяженность свинцового минерала составляла 2,5-3,0 км, максимальное количество свинца до 0,5%. При подсчете запасов по категориям С1 и С2 было доказано, что запасы большие. Месторождение расположено в юго-восточном направлении на глубине 600 м, общая протяженность месторождения составляет 5 км и ширина до 800 м и является одним из крупнейших запасов в республике [1].

В результате предварительной разведки была выявлена часть Акуйык Майдантал рудного бассейна Шалкия.

Рудный блок характеризуется структурой месторождения, где непосредственно сосредоточена руда. В частности, северо-западный и юго-восточный сегменты сходны по стратиграфическим и литологическим особенностям, отличаясь лишь от выявленного и изученного времени. Особенностью двух участков рудного месторождения является то, что глубина рудного пастбища на Юго-Востоке по сравнению с северо-западом достигает 190 м. Один из которых находится от земли на глубину 530-860 м, другой-от 40 до 680м.

2 Вскрытие и подготовка шахты

2.1 Определение способа разработки

Разработка любого месторождения требует технико-экономических расчетов, из которых выбор способа добычи определяется в первую очередь.

Пустые полости, которые возникают в результате горных работ в районе добычи или прилегающих залежей, называются рудными месторождениями. Есть три вида добычи руды. Бывают открытыми, подземными и комбинированными. Использование одного из видов добычи связано с горно-геологическими условиями рудника и глубиной разработки. Сначала определим максимальную глубину разработки рудника открытым способом. Если эта глубина меньше глубины нашей руды, то подземная добыча шахты выгодна, а если больше, то эффективнее добывать открытым методом.

Для разработки проекта руды были предоставлены следующие данные:

угол наклона рудного тела $\alpha - 45^\circ$;

средняя мощность руды $m_{\text{ср}} - 25$ м;

длина простираения $L_{\text{пр}} - 1000$ м;

длина падения $L_{\text{к}} - 590$ м;

плотность пород $\rho - 3,0$ т/м³;

угол склона карьера $- 55^\circ$

Для выбора метода добычи необходимо определить экономическую глубину карьера с использованием формулы Б. Боголюбова:

$$x = \frac{K_{\Gamma} \times m}{\text{ctg}\beta + \text{ctg}\gamma}, \text{ м}, \quad (2.1)$$

где K_{Γ} – предельный коэффициент вскрыши;

$m_{\text{ср}}$ – средняя мощность рудного тела;

$\beta = \gamma$ – углы бортов карьера, 55° .

Предельный коэффициент вскрыши:

$$K_{\Gamma} = \frac{(C_{\text{п}} - C_{\text{о}})}{C_{\text{в}}} \quad (2.2)$$

где $C_{\text{п}}$ себестоимость выемки руды подземным способом – 4200 тг/т;

$C_{\text{о}}$ себестоимость выемки руды открытым способом – 1900 тг/т;

$C_{\text{в}}$ себестоимость вскрышных работ - 600 тг/т

$$K_{\Gamma} = \frac{(4200 - 1900)}{600} = 3,8$$

С помощью формулы (2.1) определяем экономическую глубину карьера:

$$x = \frac{3,8 \times 25}{0,7 + 0,7} = 68 \text{ м}$$

Рудное тело залегает на глубине 75 м от поверхности, а экономическая глубина карьера составляет 68 м., поэтому используется подземная разработка месторождения.

2.2 Определить годовую производительность рудника и продолжительность его эксплуатации

Одной из основных проблем в практике горного проектирования является определение эффективных параметров шахты, в том числе: срока эксплуатации шахты с годовой производительностью. Эти параметры тесно связаны между собой, и их правильное определение обеспечивает ритмичность и прибыльность на протяжении всего рабочего периода.

Сначала определяем глубину залегания рудного тела:

$$\sin \alpha = \frac{H_p - h_n}{L_{\text{пад}}} \quad (2.3)$$

$$H_p = (L_{\text{пад}} \times \sin \alpha) + h_n = (590 \times 0,7) + 75 = 488 \text{ м}$$

где $L_{\text{пад}}$ – длина падения руды, м;

h_n – глубина залегания пустых пород, покрывающих рудную поверхность, м;

α – угол залегания руды

После того, как известны все параметры руды, можно определить балансовые запасы рудника ($Q_{\text{бал}}$):

$$Q_{\text{бал}} = L_{\text{пр}} \times L_{\text{пад}} \times m \times \gamma = 1000 \times 590 \times 25 \times 3,0 = 44\,250\,000 \text{ т} \quad (2.4)$$

Дальше определяем извлекаемые запасы:

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{бал}} \times \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}} = Q_{\text{бал}} \times \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}} = 44\,250\,000 \times \frac{1 - 0,12}{1 - 0,07} = 41\,870\,968 \text{ т} \quad (2.5)$$

где $K_{\text{и}}$ – коэффициент извлечения;

$K_{\text{к}}$ – коэффициент качества;

$K_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь

Исходя из ежегодного сокращения объемов очистных работ, предложенного академиком М.И. Агошковым, ориентировочная величина годовой производительности рудника с углом залегания от 30 до 90 определяется по следующей формуле: [2]

$$A_{\Gamma} = V_{\Gamma} \times S \times \rho \times \frac{K_{и}}{K_{к}} \times \frac{\tau}{\text{год}}, \quad (2.6)$$

где V_{Γ} – среднегодовой спад выемки, м;
 S – средняя площадь, м²;
 ρ – плотность, т/м³;
 $K_{и}$ – коэффициент извлечения;
 $K_{к} = 1 - K_{р}$ – коэффициент качества;
 $K_{р}$ – коэффициент разубоживания

Необходимо определить среднюю площадь:

$$S = L_{\text{пр}} \times m_{\text{ср}} = 1000 \times 25 = 25\,000 \text{ м}^2 \quad (2.7)$$

Тогда

$$A_{\Gamma} = 24 \times 25\,000 \times 3,0 \times \frac{0,88}{0,93} = 1\,703\,226 \frac{\text{т}}{\text{год}}$$

Срок службы рудника зависит от балансовых запасов месторождения, годовой производительности рудника и суммарного числа сроков развития рудника и его затухания.

$$T = T_{\text{раз}} + T_{\text{осн}} + T_{\text{зат}}, \text{ лет} \quad (2.8)$$

где $T_{\text{раз}}$, $T_{\text{зат}}$ – сроки развития и затухания горных работ (2 – 3г);
 $T_{\text{осн}}$ – основное время работы

$$T_{\text{осн}} = \frac{Q_{\text{изв}}}{A_{\Gamma}}, \text{ лет} \quad (2.9)$$

где A_{Γ} – годовая производительность рудника;
 $Q_{\text{изв}}$ – извлекаемые запасы месторождения

$$T_{\text{осн}} = \frac{41\,870\,968}{1\,703\,226} = 25 \text{ лет}$$

По формуле (2.8) определяем полный срок эксплуатации шахты:

$$T = 2 + 25 + 3 = 30 \text{ лет}$$

Срок существования рудника составляет 30 лет.

3 Способы вскрытия шахты

Способ вскрытия шахты выбирается в два этапа с использованием вариантного метода [3].

Выбранный метод вскрытия должен соответствовать следующим критериям:

- 1) Увеличить годовую мощность рудника до самого высокого уровня;
- 2) Наличие инвестиций в акционерный капитал в минимальном размере;
- 3) Минимальная потеря минералов;
- 4) Безопасная добыча полезных ископаемых

На первом этапе, учитывая естественный взрыв, растяжение, угол наклона, мощность, глубину залежи, высоту по направлению наклона, размещение земельного участка, условия управления водными ресурсами, промышленные запасы, годовую мощность и срок эксплуатации шахты, заранее определяются возможные варианты вскрытия, оставляя два-три способа вскрытия и каждый из которых должен быть оценен на основе имеющихся данных, они считаются действительными конкурентами. Во-втором этапе, вы не можете точно идентифицировать эти два или три варианта результирующего вскрытия без учета вычисления кривых. Поэтому, переходя ко второму этапу выбора способа вскрытия, эти 2-3 варианта пройдут технико-экономическое сравнение и будут выявлены эффективные способы. В нашем случае мы рассматриваем два способа вскрытия:

- 1) Вскрытие руды вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами;
- 2) Вскрытие руды вертикальным стволом с фланга месторождения

Эти методы вскрытия оказались эффективными в зависимости от угла падения и физико-механических свойств рудного тела, а теперь дальше рассчитаем ТЭП этих методов. Для технико-экономической оценки капитальные затраты и затраты на потребление по увеличительным цифрам каждого конкурирующего варианта рассчитываются индивидуально. Необходимые для этого тип, форма, коэффициент потерь и бесплодности сложных выработок основаны на опыте шахт с аналогичными трещиноватыми элементами. При этом себестоимость выработок и другие виды расходов принимаются исходя из опыта горнопромысловой деятельности. Для расчета капитальных затрат в первую очередь будет определен объем других рудных выемок, в том числе шахтных сооружений, таких как ствол, штреки, тупиковые стволы и т.д. [4].

А расходные затраты состоит из средств на транспортировку руды по основным вскрытым выработкам; транспортировку ее по стволу; сброс воды наружу; вентиляцию и ремонт капитальных выработок. (Расчет приведен в приложении А)

Определяем минимумы по критериям сравнительной оценки понесенных затрат:

$$\Pi = \frac{\sum_{i=1}^n C}{Q_{\text{изв}}} + E \frac{\sum_{i=1}^n K}{A_{\Gamma}} \quad (3.1)$$

где $\sum_{i=1}^n C$ - удельные эксплуатационные затраты, тг;

$\sum_{i=1}^n K$ - удельные капитальные затраты, тг;

E – нормативный коэффициент эффективности, равный 0,12-0,15

1) Вскрытие руды вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами

$$\Pi = \frac{930\,432\,000}{41\,870\,968} + 0,14 * \frac{278\,534\,000}{1\,703\,226} = 45,1 \text{ тг/т}$$

2) Вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами

$$\Pi = \frac{999\,903\,000}{41\,870\,968} + 0,14 * \frac{303\,557\,000}{1\,703\,226} = 48,8 \text{ тг/т}$$

В соответствии с минимальным значением приведенных затрат мы принимаем вариант 1, то есть метод вскрытия руды с вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами.

3.1 Определение места ствола

После выбора способа вскрытия необходимо продумать расположение главного ствола в зависимости от длины шахты. Если рудник ровный, неизменный, то проблема решается легко, т. к. рудник делится на две равные половины по длине растяжения, а главный ствол бурят «посередине длины шахты». К сожалению, форма взрыва шахты оказывается не такой, какой мы ее себе представляли. Обычно это форма природы, где меняется мощность, угол залегания колеблется, одна частица тянется вниз, а другая частица поднимается вверх.

При рассмотрении оптимального расположения ствола необходимо учитывать следующие условия:

- обязательно место расположения ствола должно быть как минимум ниже граничной линии зоны смещения горной породы:

а) при вскрытии месторождения 20 м;

б) при вскрытии угля должно быть 30 м

- в горных районах с уклоном рельефа необходимо, чтобы рельеф располагался в безопасной зоне без обрушения, без оползней, без разрушения зданий;

- среда, где находится ствол, требует удобства, в соответствии с расположением насыпи породы. Одно из строгих условий на сегодняшний день — скальная насыпь находится между двумя горами, в подходящем, осадочном

месте. Такое инженерное решение позволит нам использовать нашу землю с высокой эффективностью;

- устье ствола должно быть связано с обогатительной фабрикой, плавильными заводами и центром на высоком уровне железной дорогой и автомобильным транспортом

При определении места выгрузки главного ствола, в первую очередь учитывается, что фактор, разделяющий груз, является снижением затрат, необходимых для подземного транспорта, то есть на транспортировку. Таким образом, расположение ствола должно находиться на расстоянии не превышающем одинакового уровня расхода руды, доставляемой с правого и левого крыла шахтного массива. Надо сказать, что дешевле было бы спуститься в правую часть шахты и доставить руду отсюда, но очень дорого было бы перевезти ее в другую.

Вот следующие методы определения места поступления главного ствола выработка, которые обеспечивают минимальный объем работ для подземного транспорта:

- 1) Графические и аналитические методы академика Л.Д.Шевякова;
- 2) Графическо – аналитический метод профессора С.К. Соголевского

По методу профессора С.К. Соголевского, наиболее эффективным методом является определение места отложения вскрытой породы. Потому что таким образом вы сможете найти точное место спуска пустого ствола. Для этого необходимо выполнить следующие работы:

- опускает расстояние l_1, l_2, l_3, l_4 с любым диапазоном до горизонтально проведенной линии mn ;

- проводим вспомогательную линию AB с любым диапазоном;

- поднимаем перпендикуляр из точек A и B и опускаем грузы $Q_1, Q_2, Q_3 \dots Q_n$ с любым диапазоном на перпендикуляр;

- соединяем линией центр грузов, сгруппированных в точку «А», и строим линейный луч. Даем согласие на то, что $Q_1, Q_2, Q_3 \dots Q_n$ перевозят сгруппированные грузы слева направо;

- загружаем сгруппированные грузы Q_n, Q_3, Q_2, Q_1 несущие справа налево, на перпендикуляр опущенный в точку A ;

- мы проведем параллельную линию mc к линии AQ_1 . Итак, проведенные линии $AQ_2''cd, AQ_3''dl, AQ_n''$ ик дают начало линиям $mcdelfk$ грузов, перевозимых слева направо, и кривая ик указывает на работу подземного транспорта слева направо. Общая кривая подземного транспорта $ПК_1$, который транспортируется справа налево, находится по методу, упомянутом выше

Причину, по которой кривые mk и $ПК_1$ называются работой, выполняемой транспортным средством, можно понять из этого. Место пересечения этих двух линий является эффективным местом для расположения нашего главного ствола. (Расчет полностью приведен в приложении А.3).

В нашем случае выгоднее проехать расстояние 500 м от правого крыла и 600м от левого и разместить там главный ствол.

4 Выбор системы разработки

Технология добычи месторождения – разработка месторождения, сочетающее пространство и время для вывода полезных ископаемых из недр земного шара. Этот процесс может быть определен как комплекс действий, включающий в себя отбойку, погрузку, доставку и поддержание уже созданного пространства на месторождении.

Важнейшая задача горно-добывающей отрасли – выбрать наиболее эффективную систему разработки, необходимую для добычи полезных ископаемых. Поскольку вскрытие и подготовка руды направлена на добычу руд, расположенных под землей, то есть на переработку и добычу руд с минимальными затратами, это зависит от системы разработки, используемой при добыче руды. Поэтому выбранная система разработки должна соответствовать следующим требованиям:

- 1) Благоприятные условия труда и безопасность труда;
- 2) Создание условий для повышения трудоемкости и производительности труда на основе комплексной механизации и автоматизации производственных процессов;
- 3) Снижение затрат и повышение качества разрабатываемой руды;
- 4) Обеспечение рудника продукцией годовой переработки

Выбор эффективной системы разработки состоит из двух этапов: на первом этапе мы выбираем 2-3 системы, соответствующие факторам, исходя из геолого-технологических условий добычи. Этот сорт осуществляется в соответствии со стабильными и переходными показателями. Постоянными доказательствами являются форма разлома руды, ее толщина, угол залегания рудного тела и физико-механические свойства, характеризующие устойчивость и твердость пород, прилегающих к руде. Разрушение элементов, уничтожающих руду, склонность горных пород к окислению и самовозгоранию, а также восприимчивость к плавке измельченной руды, свойства газораспределения, различные сорта руды, подверженность руды или прилегающих пород к разрушению и ценность руды и т.д., называют переменными признаками.

В работах по выбору системы разработки рудного тела нельзя не отметить и труд О.А. Байконурова. Ведь система разработки, используемая в современном производстве, разделена на классы и демонстрирует, что найти эффективную систему разработки можно матрично-векторным методом.

Из всех систем разработки, указанных О.А. Байконуровым, мы выбираем 2-3 эффективных способа и создаем таблицу по их ТЭП [5].

На основе значений из двух систем разработки, приведенных в таблице 4.1, мы создадим таблицу следующим образом. После тщательного анализа систем разработки, подходящих для конкретных геологических и горнотехнических условий, было проведено сравнение выбранных вариантов. Значения в этой таблице потребуются при расчете следующего отчета.

Таблица 4.1 – Техничко-экономические показатели

ТЭП	Единица измерения	Система разработки с доставкой руды силой взрыва	Камерно-столбовая система разработки
Объем ПНР	м ³ /1000	10	13
Потери	%	8	10
Разубоживание	%	12	10
Производительность труда рабочего	т/смену	48	60
Себестоимость 1 т	\$	16	10

10 13
 8 10
 $\Delta=12$ 10
 48 60
 16 10

- матрица, построенная из значений в таблице 4.1.

Каждый столбец этой таблицы описывает конкретную систему разработки и вектор образует столбец. Теперь сравним параметры этих систем разработки между собой. Например, первый способ – производительность труда – чем выше производительность, тем эффективней будет система освоения. Вторая строка – себестоимость – чем ниже, тем лучше и так далее, таким образом, в скобках отмечаем лучшие показатели. После этого определяем абсолютное отклонение каждого показателя от наилучшего значения в формуле для каждой строки (указателя).

На основе этих данных, после вычисления абсолютного отклонения для каждой строки, создадим следующую матрицу. Вычислим квадратные суммы всех этих величин по вертикальному столбцу и определим вектор R (расчет приведен в приложении Б)

0 0,3
 0 0,3
 $\Delta=0,2$ 0
 0,2 0
 0,6 0

$$R_n = \sqrt{\sum \Delta_n^2}; \quad (4.1)$$

$$R_1 = \sqrt{0 + 0 + 0,04 + 0,04 + 0,36} = 0,66$$

$$R_2 = \sqrt{0,09 + 0,09 + 0 + 0 + 0} = 0,42$$

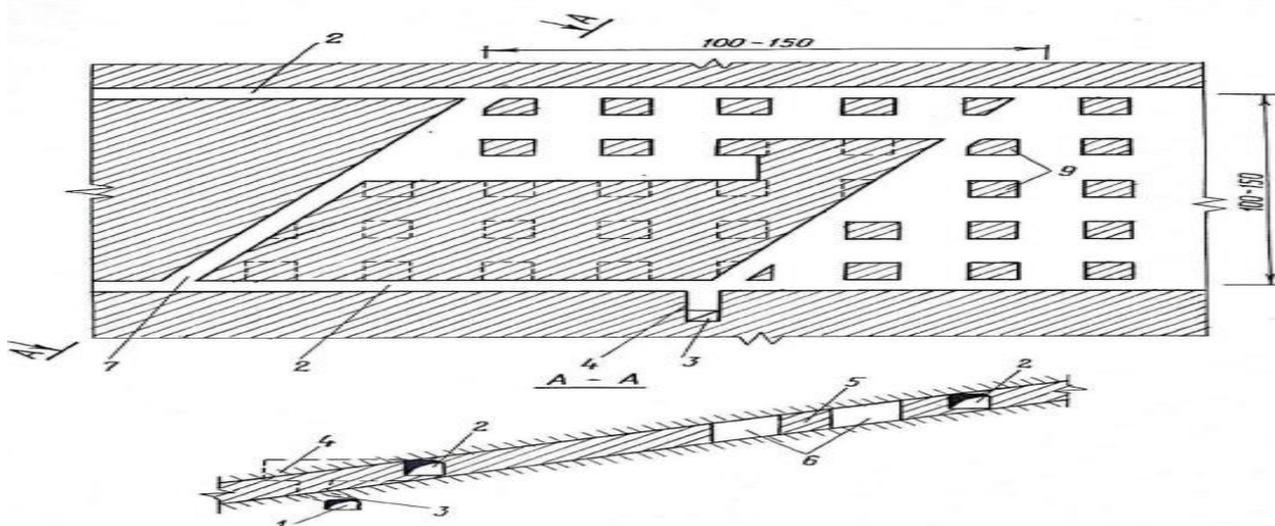
Из вычисленных выше векторов R мы выберем один из векторов, в котором R_{\min} является наименьшим. Наиболее эффективным методом является система разработки руды, которая соответствует порядковому номеру выбранного вектора. На наш взгляд, эффективна камерно-столбовая система разработки ($R=0,42$). То есть мы используем этот метод в нашем руднике.

4.1 Камерно-столбовая система разработки

В этой системе, чтобы увеличить количество забооев, панель вынимается камерами отдельно, остаются среди них целики. Целики бывают непрерывными и непрочными, извлекаемыми частично или сполна.

Используемые условия: мощность забоя от 3 до 6 метров, разработка производится на пологих и наклонных залежах с устойчивой кровлей и средним содержанием ПК. Осуществляется наклонный заезд нарезкой, а затем создается очистная выемка. Камеры работают по парам вниз. Отбойка производится при помощи самоходной установки с использованием шпуровых зарядов глубиной от 2,5 до 3,0 метра. Для транспортировки используются ПДМ или комплексы. Кровля защищена от нахождения целиков, в других местах используется штанговое крепление. Расстояние между входами составляет от 100 до 150 метров, ширина камер от 6 до 8 метров, а размеры целиков примерно 5-6 метров.

Высокий уровень производительности, комфортные условия для работы. Потеря руды до 30-40%, разубоживание – до 8-10%, производительность труда – 60 т/смену, объем ПНР на 1000 т – 8-10м, удельный расход ВВ – 0,35-0,5кг/т [6]. Система подробно показана на рисунке 4.1. (Основные схемы показаны в приложении Б).



1-рудный штрек; 2-откаточный штрек; 3-рудоспуск; 4-погрузочный отсек; 5- целик; 6-камера; 7-диагональный съезд

Рисунок 4.1 – Камерно-столбовая система разработки

4.2 Определение параметров взрывной отбойки

Шпуровая отбойка. Основные параметры этой отбойки: линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и длина между скважинами, посредством которой определяются другие.

На данный момент одна из самых распространенных формул определения ЛНС формула Л.И. Барона: [7]

$$W=d \sqrt{\frac{0,785 \times \Delta \times k_m}{m \times q}} \quad (4.2)$$

где d – диаметр скважины, 90 мм=0,09 м;

Δ – плотность заряжания, 1000 кг/м³;

k_m – коэффициент заполнения веерных скважин, 0,75;

m – коэффициент сближения зарядов, 1;

q – удельный расход ВВ, 1 кг/м³

$$W=0,09 \times \sqrt{\frac{0,785 \times 1000 \times 0,75}{1 \times 1}} = 2,18 \text{ м}$$

Мы определили линию наименьшего сопротивления (ЛНС), то есть в нашем случае $W=2,18$ м. Мы вычисляем расстояние между скважинами в следующем порядке, используя это полученное значение. При отбойке веерных скважин взаимное расстояние определяется максимальным расстоянием между концами соседних скважин a_{\max} и минимальным a_{\min} между заряженными частями скважин вблизи контура буровой выработки:

$$a_{\max}=1,5-1,7 \times W=1,6 \times W=1,6 \times 2,18=3,48 \text{ м}, \quad (4.3)$$

$$a_{\min}=0,5-0,7 \times W=0,6 \times W=0,6 \times 2,18=1,3 \text{ м} \quad (4.4)$$

где W – линия наименьшего сопротивления(ЛНС), 2,18 м

На основании выявленных данных в таблице 4.2, мы размещаем веерные скважины в камере, где они залегают (причина выбора веерных скважин зависит от выбранной системы разработки). Схема расположения скважин подробно показана на рисунке 4.2.

Таблица 4.2 – Параметры скважин

№	d, м	L, м	V, м ³	Q, кг
1	0,09	9	0,0709	50,9063
2	0,09	9,4	0,0782	53,4968
3	0,09	11,5	0,0899	66,4493
4	0,09	17	0,1385	100,773
5	0,09	23,1	0,1818	141,574

продолжение таблицы 4.2

№	d, м	L, м	V, м ³	Q, кг
6	0,09	21,82	0,1749	132,96
№	d, м	L, м	V, м ³	Q, кг
7	0,09	21,05	0,1694	128,6906
8	0,09	21,05	0,1694	128,6906
9	0,09	21,82	0,1749	132,96
10	0,09	23,1	0,1818	141,574
11	0,09	17	0,1385	100,773
12	0,09	11,5	0,0899	66,4493
13	0,09	9,4	0,0782	53,4968
14	0,09	9	0,0709	50,9063
Всего	0,09	225,74	1,8072	1350

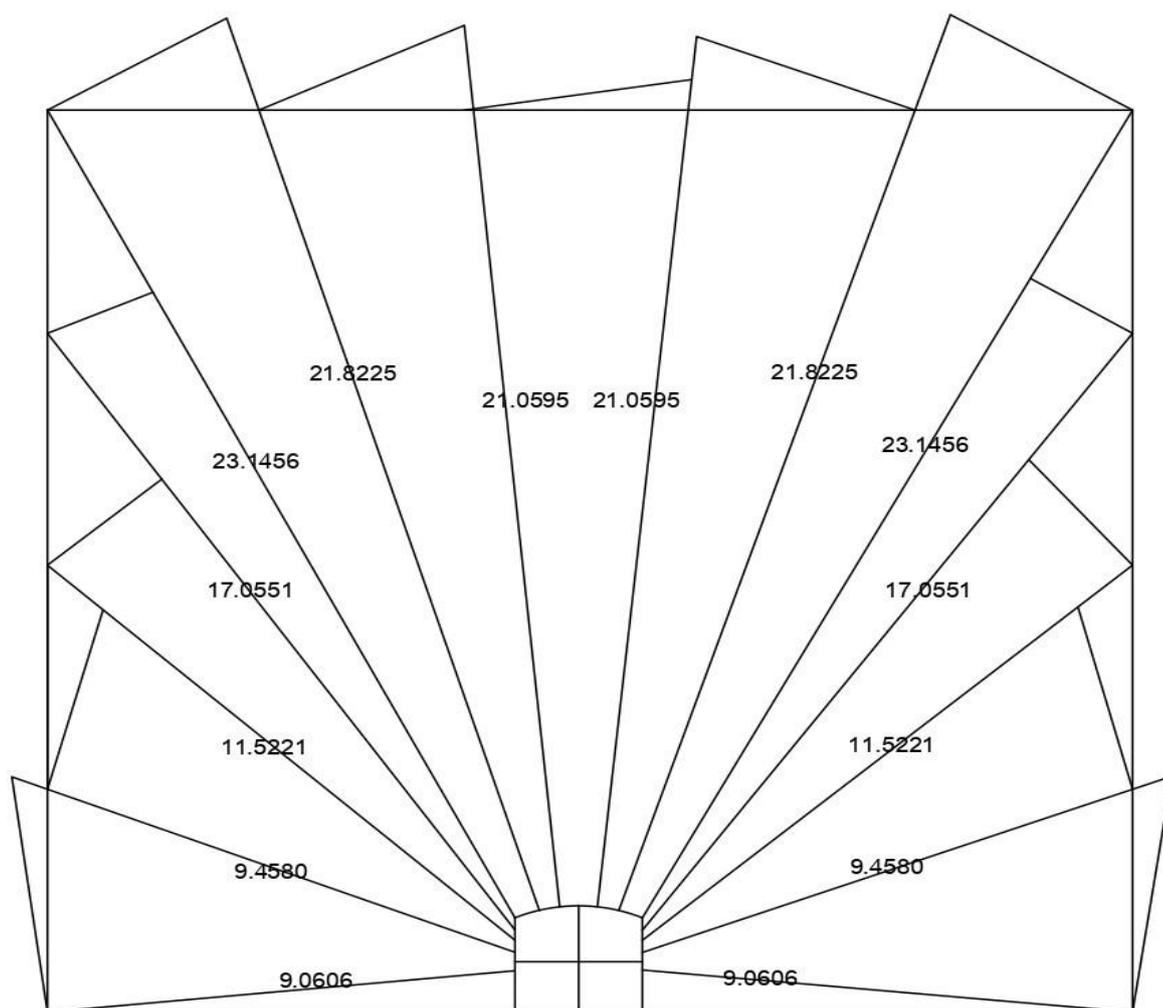


Рисунок 4.2 – Схема расположения веерных скважин в блоке

Чтобы расположить его, первым делом рисуем контур камеры и проводим линию a_{\max} перпендикулярно контурной линии этих скважин, определяем местоположение следующей скважины, а затем продолжаем ее, чтобы можно было определить количество и длину отверстий в камере. На основании

полученных данных определяем массу взрывчатого вещества, м³:

$$V_{\text{ВВ}} = \pi \times R^2 \times L, \text{ м}^3 \quad (4.5)$$

где π – математическое постоянное число, 3,14;

R - радиус скважины, 50 м;

L – общая длина скважины, в нашем случае 14 скважин, 225,74 м

$$V_{\text{ВВ}} = 3,14 \times 0,05^2 \times 225,74 = 1,8 \text{ м}^3$$

Используя объем этого обнаруженного взрывчатого вещества, можно определить массу ВВ, необходимую для одного взрыва:

$$Q_{\text{ВВ}} = V_{\text{ВВ}} \times \Delta \times K_3 = 1,8 \times 1000 \times 0,75 = 1350 \text{ м}^3 \quad (4.6)$$

где Δ – плотность взрывчатого вещества в скважине, 1000 кг/м³;

K_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, 0,75

То есть, в нашем случае для взрыва одного слоя руды в камере шириной 22 м и высотой 25 м, необходимо 14 веерных скважин и 1,35 тонны взрывчатого вещества.

Далее мы можем определить объем руды, извлеченной из слоя (одного взрыва):

$$V_c = B_c \times W \times H_c, \text{ м}^3 \quad (4.7)$$

где B_c – ширина камеры, 22 м;

W – линия наименьшего сопротивления, 2,18 м;

H_c – высота камеры, равная толщине руды, 25 м

$$V_c = 22 \times 2,18 \times 25 = 1199 \text{ м}^3$$

Вышеуказанные данные позволяют определить массу руды в слое:

$$Q_c = V_c \times \rho = 1199 \times 3,0 = 3597 \text{ т} \quad (4.8)$$

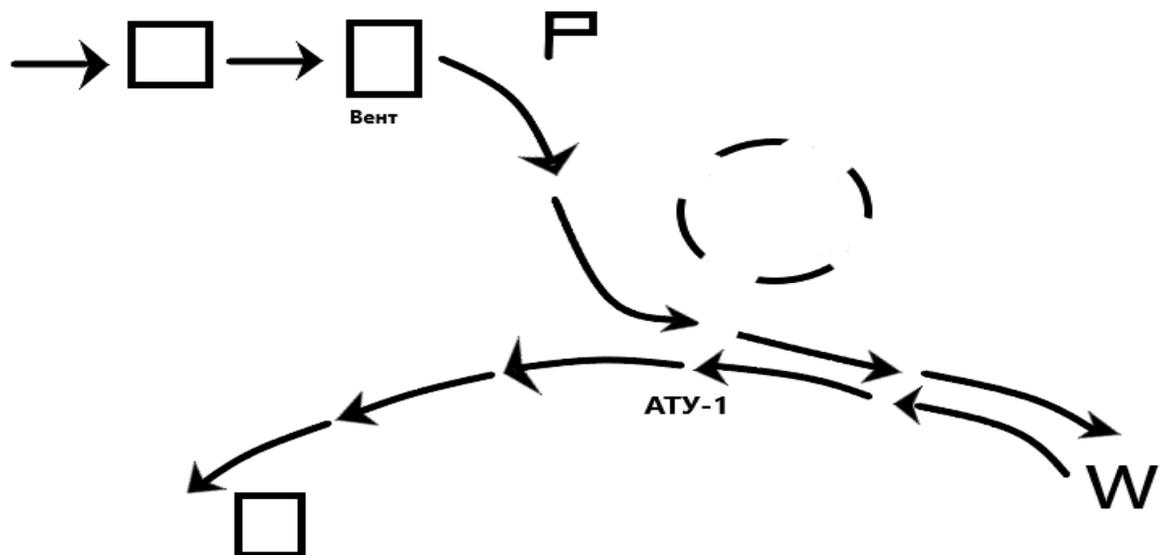
где ρ – плотность руды, 3,0 т/м³

5 Рудничная аэрология

5.1 Способ и схема проветривания рудника

- 1 Длина проветривания – 300 м;
- 2 сечение выработки – 18,8 м²;
- 3 потребное количество воздуха – 6 м³/сек;
- 4 тип, диаметр вентиляционных труб – 600-800 мм;
- 5 способ и режим проветривания – нагнетательный;
- 6 тип и количество вентиляторов – 3 шт производство Китай;
- 7 режим работы вентиляторов – постоянный нагнетательный;
- 8 расчетное время проветривания – 40 мин

В рисунке 5.1 показана схема проветривания.



- → - направление свежей струи
- - направление исходящей струи
- W - место взрыва
- Р - место укрытия взрывов
- – посты охраны

Рисунок 5.1 – Схема проветривания рудника

6 Безопасность и охрана труда

6.1 Факторный анализ опасных и вредных продуктов

При разработке месторождения Шалкия горняки подвергаются воздействию следующих опасных и вредных факторов, это:

- риск падения камней с другой стороны обрыва;
- риск поражения электрическим током работников при работе с электроустановками;
- во время взрывных работ;
- при транспортировке, погрузке, разгрузке и т.д.;
- шум и вибрация;
- недостаток света;
- при проведении раскопок;
- в отношении работников шахт принимаются меры при их разгрузке из-за факторов, негативно влияющих на их деятельность;
- технические;
- санитарно-гигиенические;
- меры противодействия

6.2 Организационные меры

Для того, чтобы рудник в каждом проекте был признан годным к работе, он должен удовлетворять следующим мерам в инструкции:

- иметь бухгалтерскую документацию на данное сооружение и фонд капитальных вложений данного объекта, технический проект и планы работ, геодезическую и геологическую документацию;
- горные работы проверяются в зданиях и установочных нагрузках. Срочный осмотр;
- главные инженеры отвечают за основы безопасности и охраны труда в шахте, а на месте шахты – главам регионов;
- работники шахты обязаны проходить полный медицинский осмотр не реже одного раза в год;
- работники, направляемые на шахту, должны быть ознакомлены с дополнительными принципами безопасности при переходе с первой профессии на другую;
- сотрудники очистных работ должны быть обучены на полный спектр работ, так как в состав трудового коллектива входят производственные специальности;
- на ремонт и ремонт электрооборудования направляются только лица, прошедшие специальную подготовку и имеющие необходимые соответствующие документы. Работники шахты должны быть полностью осведомлены о способах выхода;

- не реже одного раза в год инспекторы из «Мехтех контроля» приезжают и проверяют места увольнений с немедленным покиданием рабочих мест [8]

6.3 Технические меры

Меры технической безопасности тесно связаны с техническими действиями и видами работ, предусмотренными в данном проекте.

Все использованные раскопки должны быть чистыми и в рабочем состоянии, а те, кто работали, должны быть такими же, как в паспорте.

В этой системе избранные люди несут ответственность за поддержание рабочих мест в чистоте, а также за людей, входящих и выходящих, и те, кто избирается в этой системе, являются народом.

После того, как шахта будет осмотрена, она будет зарегистрирована в специальном журнале.

6.4 Порядок размещения подземных складов взрывчатых веществ

Склад взрывчатых веществ – должен находиться на расстоянии не менее 100 м от шахтного ствола, вентиляционной шахты.

Склад должен иметь не менее двух выходов и иметь вентиляцию с постоянным потоком сухого воздуха.

Подземный склад, такой как «Кёнинсберг» состоит из следующих частей:

- подземное хранилище ВМ;
- установка и проверка электродвигателей №1;
- подземное хранилище передачи ВМ;
- подземное хранилище для электродвигателя и противопожарных средств

При спуске с сеткой ВМ необходимо строго следить за тем, чтобы люди не спускались вместе, а если спускались, то не должны выходить за дверь сетки ВМ. При транспортировке со склад на склад, не допускается использование другого оборудования при выгрузке изделий. Огнепроводный шнур перевозят в специальных ящиках, но в отдельных ящиках от ВМ.

6.5 Противопожарные меры

В целях предотвращения пожаров, наземные здания и сооружения должны быть построены из прочного материала и оснащены противопожарными устройствами.

На разрабатываемом этаже шахты должен быть склад противопожарных средств, а также иметь: огнетушители, материалы, инструменты. Вода высокого давления всегда должна находиться в трубопроводах, производящих продукцию.

6.6 Санитарно-гигиенические меры

Санитарно-гигиенические меры включают факторы, представляющие опасность для человека.

К вредным факторам относятся многие вещества, в том числе пыль в шахте, воздух после взрыва, радиоактивные минералы и другие факторы. Наша главная задача – устранить и не допустить факторов, которые наносят вред жизни людей, и необходимо принять следующие меры, чтобы не доводить их до такой ситуации.

Меры по предотвращению возникновения пыли в руднике включают:

- технические;
- медико-санитарные;
- социально-бытовые

При бурении скважин и шпуров проводятся технические меры промывания водой. Для погрузки также используется смачивание измельченной руды.

Медико-санитарные меры дают объяснение о мерах, принимаемых для предотвращения заболеваний легких у работников. Это: дополнительное бесплатное питание, отдых поочередно в зонах отдыха и прохождение флюорографического обследования.

К социально-бытовым мерам относятся: сокращенный рабочий день подземным работникам, бесплатные талоны на молоко, также они направляются в дополнительные санатории, дома отдыха [9].

7 Производственная площадка и генеральный план поверхности

7.1 Производственная площадка месторождения «Шалкия»

Производственная площадка месторождения «Шалкия» спроектирована в связи с годовой производительностью поверхностных технологических комплексов с учетом удобства условию хозяйства. Технологические комплексы разделены на два блока: в первом блоке – основной (скипово-клеточный) ствол, во втором – административно-хозяйственный комбинат и вентиляторы, установленные в соответствии с технологическими требованиями, электростанция, водосборник, эстакада, градирня и другие. Основной стволовой блок включает в себя подъемные сооружения шахты, здания для приема руды и пустых пород, погрузочные станции без бункеров в железнодорожные вагоны, станции погрузки горных пород, обогреватели. К подъемным установкам шахты относятся подъемная машина, подъемные трубы (клетки, скипы), погрузочно-разгрузочные сооружения, подъемные канаты. Подъемные установки – скипово-клеточные. Грузы (уголь, горная порода) вывозятся скиповыми установками и загружаются в бункеры специальными устройствами. С помощью клеточных установок поднимаются и опускаются люди, материалы и оборудование [10].

По характеру территории рудника группы однородных производств, зданий и сооружений разделены на связанные между собой зоны. Например: группа цехов, группа складов, группа АБК, столовая.

Такая планировка позволяет рационально использовать внутреннее пространство. Отделение чистой зоны от производственной зоны создает благоприятные условия труда.

Производственные и механические цеха, склады и другие помещения будут расположены в остальной части рудника.

Между промышленными и чистыми зонами планируется посадить с интервалом 40-50 м зеленых насаждений, где активно распределяется шум и пыль. Основное направление ветра регулируется, чтобы соблюдались санитарные требования к естественной освещенности зданий. Здания на производственной площадке располагаются отдельными рядами (подробно показана на рисунке 7.1), для того, чтобы направление ветра было направлено в угол стен здания или вдоль стены. Для обеспечения взаимосвязи между всеми производственными зданиями и складами будут проложены дороги, которые одновременно выполняют промежуточные противопожарные функции [11].

На территории рудника «Шалкия» расположены следующие здания и сооружения:

- на севере ВМС расположены скипо-клеточный ствол;
- на востоке находится вентиляционный ствол;
- на северо-востоке расположены насыпи;
- на северо-западе расположены склады;
- склад цемента;

- склад ВМ;
 - склад оборудования;
 - склад ППМ;
 - управление транспортом;
 - резервуар для воды
- В восточной части:
- общежитие для рабочих;
 - электростанция

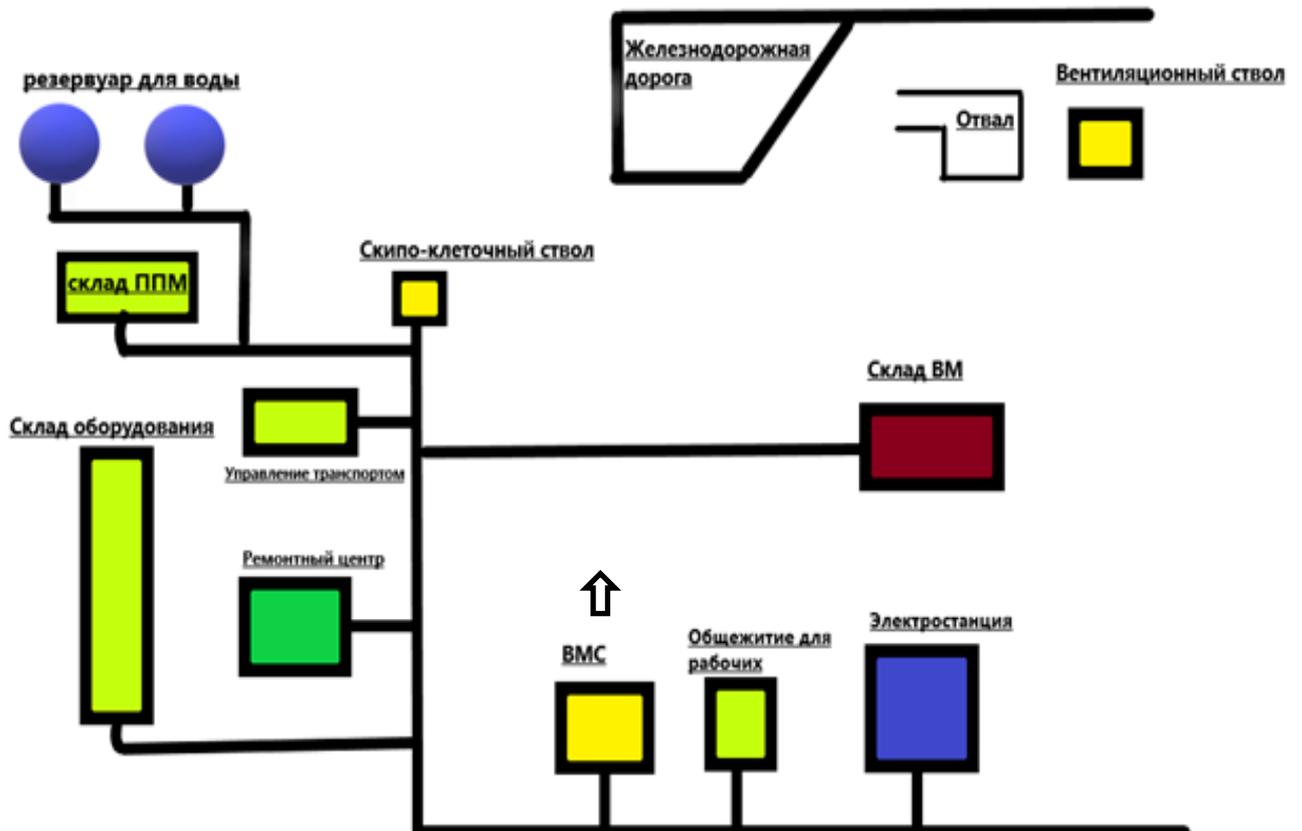


Рисунок 7.1 – Схема расположения наземных зданий

8 Экономическая часть

8.1 Режим работы шахты

Если рабочий день составляет шесть дней, то годовой режим работы шахты будет прерывистым. Количество рабочих дней в году:

$$N_{\text{раб}}=N-(N_{\text{вых}}+N_{\text{пр}}); \quad (8.1)$$

где N – количество дней в году;

$N_{\text{вых}}$ – количество выходных;

$N_{\text{пр}}$ – количество праздничных дней в году

$$N_{\text{раб}}=365-(45+10)=305 \text{ дней}$$

Продолжительность смены подземных рабочих 6 часов, а у наземных рабочих 8 часов.

Количество суточных смен равно 3.

Продолжительность рабочей недели подземных рабочих – 36 часов, для наземных рабочих – 48 часов [12]. (Приложение В)

В итоге себестоимость 1 т руды:

$$\sum C = \frac{C_{\text{зп}} + C_{\text{эл}} + C_{\text{мат.зат}} + C_{\text{самор}}}{1\,703\,226} = 694 \text{ тенге} \quad (8.2)$$

Вывод: Себестоимость свинцово-цинковой руды, проектируемого месторождения «Шалкия», добытой камерно-столбовой системой разработки, составляет 694 тг/т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данном дипломном проекте, проектирование подземных работ месторождения Шалкия осуществляется исходя из геологических условий, основных параметров, технико-экономических показателей месторождения. Технические задания для выбора, подготовки и разработки систем вскрытия выполнялись на основе теорий таких ученых, как О.А. Байконуров, С.К. Соволевский и М.И. Агошков. На основании данных, полученных в результате геологоразведочных работ, проводились работы в первую очередь по выбору способов разработки. В результате эффективная глубина выемки руды открытым способом составила 68 метра. То есть, сопоставляя данные, полученные в результате геологоразведочных работ, было доказано, что добывать руду на такие глубины открытым способом полезно, и эффективно добывать руду подземным способом.

Поскольку разработка руды подземным способом эффективна, мы в первую очередь выбираем методы вскрытия руды. Когда мы выбирали эти методы на первом этапе, исходя из физико-механических свойств руды, угла залегания руды, на втором этапе, исходя из технико-экономических показателей, мы рассчитали затраты на добычу и транспортировку руды и выбрали один из наиболее эффективных вариантов.

Мы рассчитали стоимость вскрытия руды и выбрали системы разработки. С этой целью с учетом геологических свойств руды, состава газа и т.д. был подобран ряд вариантов и выбран экономичный метод использования полученных вариантов матричным методом. В нашем случае эффективна «камерно-столбовая» система. После того, как была определена эффективная система разработки, мы определили количество ВМ, необходимое для взрыва руды в один слой.

В дипломном проекте были рассмотрены вопросы охраны труда и расположения наземных зданий. Экономическая часть проекта определяет себестоимость 1 тонны свинцово-цинковой руды с учетом амортизационных отчислений, используемых в системе разработки месторождения, с передачей затрат на материалы, заработную плату, на электроэнергию. По результатам расчетов стоимость 1 тонны руды составила 694 тенге/т.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 zinc.kz/kz/
- 2 А.М. Фрейдин, А.А. Неверов, С.А. Неверов. Подземная разработка рудных месторождений. 2010г.
- 3 Ребриков Д.Н., Боровков Ю.А. и др. Общие вопросы горного дела Издательский центр «Академия» (Москва). 2019г.
- 4 Баязитов Н.Х. Подземная разработка и проектирование. 2013г.
- 5 Техничко-экономические показатели — Википедия (wikipedia.org)
- 6 Камерно-столбовая система разработки рудных месторождений (zinref.ru)
- 7 Бегалинов А.В. «Технология строительства шахтных и подземных сооружений Том 2». 2019г.
- 8 Кукин П.П. и др. Основы безопасности технологических процессов и производств (Охрана труда). 2000г.
- 9 Ефремова О.С. «Охрана труда». 2015г.
- 10 Баязитов Н.Х. Производственная площадка и генеральный план земельного участка. 2019г.
- 11 Супруненко А.Н. Проектирование горных предприятий. 2010г.
- 12 Кузина Л.Н., Богдановская С.Ф., Миронова Ж.В. Экономика горного предприятия. 2011г.
- 13 Яринен Л.Я. Горное дело. 2011г.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Приложение А делится на три части:

1 вскрытие руды вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами;

2 вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами;

3 определение места расположения главного ствола

1) Вскрытие руды вертикальным стволом со стороны лежачего бока с этажными квершлагами

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} \times K_{\text{К}} \times n_{\text{КС}}, \text{ тГ}, \quad (\text{A.1})$$

где H – глубина ствола, м;

K – стоимость проведения 1 п. м. ствола, тГ/м;

n – количество стволов

$$K_{\text{КС}} = 400 \times 77\,000 \times 1 = 30\,800\,000 \text{ тГ}$$

Проведение скиповых стволов:

$$K_{\text{СС}} = H_{\text{СС}} \times K_{\text{К}} \times n_{\text{СС}}, \text{ тГ}, \quad (\text{A.2})$$

где H – глубина скипового ствола, м;

K – стоимость проведения с п. м. скипового ствола, тГ/м;

n – количество скиповых стволов

$$K_{\text{СС}} = 400 \times 86\,000 \times 1 = 34\,400\,000 \text{ тГ}$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} \times K_{\text{К}} \times n_{\text{ВС}}, \text{ тГ}, \quad (\text{A.3})$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

K – стоимость проведения с п. м. вентиляционного ствола, тГ/м;

n – количество вентиляционных стволов

$$K_{\text{ВС}} = 400 \times 46\,000 \times 2 = 36\,800\,000 \text{ тГ}$$

Проведение квершлагов

$$K_{\text{КВ}} = \sum L_{\text{КВ}} \times K_{\text{К}}, \text{ тГ} \quad (\text{A.4})$$

где $L_{\text{КВ}}$ – длина квершлага, м;

K – стоимость проведения 1 п. м квершлага тГ/м

$$K_{\text{КВ}} = 2450 \times 27\,000 = 66\,150\,000 \text{ тГ}$$

Проведение вентиляционных квершлагов

$$K_{\text{ВКВ}} = \sum L_{\text{ВКВ}} \times K_{\text{К}} \times n_{\text{ВКВ}}, \text{ тГ} \quad (\text{A.5})$$

где $L_{\text{ВКВ}}$ – длина вентиляционного квершлага, м;

K – стоимость проведения 1 п. м вентиляционного квершлага тГ/м

$$K_{\text{ВКВ}} = 1940 \times 23\,000 \times 2 = 89\,240\,000 \text{ тГ}$$

Количество околоствольного двора:

$$K_{\text{Од}} = (0,24 + 0,48 + A_{\text{Г}}) \times n_{\text{Од}}, \text{ тГ}, \quad (\text{A.6})$$

где $A_{\text{Г}}$ – годовая производительность рудника, т/год;

$n_{\text{Од}}$ – количество околоствольного двора

$$K_{од}=(0,24+0,48 \times 1,7) \times 6=6\ 336\ 000\ \text{тг.}$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$Д=9,3+3,24 \times A, \text{ тг,} \quad (\text{A.7})$$

где A – годовая производительность рудника, т/год

$$Д=9,3+3,24 \times 1,7=14\ 808\ 000\ \text{тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат первого способа составила:
278 534 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетового ствола шахты

$$C_{кc}=H_{кc} \times R_{кc} \times T, \text{ тг} \quad (\text{A.8})$$

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

T – срок службы рудника, лет

$$C_{кc}=400 \times 9000 \times 30=108\ 000\ 000\ \text{тг}$$

Стоимость поддержания скипового ствола шахты:

$$C_{cc}=H_{bc} \times R_{cc} \times T, \text{ тг,} \quad (\text{A.9})$$

где R_{cc} – стоимость поддержания 1 п. м. скипового ствола, тг/м;

T – срок службы рудника, лет;

H_{bc} – высота ствола, м

$$C_{cc}=400 \times 9500 \times 30=114\ 000\ 000\ \text{тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{bc}=H_{bc} \times R_{bc} \times T \times n_{bc}, \text{ тг,} \quad (\text{A.10})$$

где R_{bc} – стоимость поддержания 1 п. м. вентиляционного ствола, тг/м;

T – срок службы рудника, лет;

H_{bc} – высота ствола, м;

n_{bc} – количество вентиляционного ствола

$$C_{bc}=400 \times 9500 \times 30 \times 2=228\ 000\ 000\ \text{тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$C_{кв}=\sum_{i=1}^n L \times R \times T, \text{ тг,} \quad (\text{A.11})$$

где L – длина квершлагов, м;

R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;

T – срок службы выработки, лет

$$C_{кв}=6330 \times 2200 \times 30=417\ 780\ 000\ \text{тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу:

$$C_{от}=L_{кв} \times Q_{б} \times K_{от}, \text{ тг,} \quad (\text{A.12})$$

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

$Q_{б}$ – балансовые запасы, т;

$K_{от}$ – стоимость откатки, тг/т

$$C_{от}=408 \times 44\ 250\ 000 \times 0,003=54\ 162\ 000\ \text{тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$Д_p=(0,164+0,07 \times A \times T, \text{ тг,} \quad (\text{A.13})$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т;

T – срок службы рудника, лет

$$D_p = (0,164 + 0,07 \times 1,7) \times 30 = 8\,490\,000 \text{ тг}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по первому способу составил 930432000 тг.

2) Вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами
Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола:

$$K_{kc} = H_{kc} \times K_k \times n_{kc}, \text{ тг} \quad (\text{A.1})$$

где H – глубина ствола, м;

K – стоимость проведения 1 п. м. ствола, тг/м;

n – количество стволов

$$K_{kc} = 400 \times 77\,000 \times 1 = 30\,800\,000 \text{ тг}$$

Проведение скиповых стволов:

$$K_{cc} = H_{cc} \times K_k \times n_{cc}, \text{ тг}, \quad (\text{A.2})$$

где H – глубина скипового ствола, м;

K – стоимость проведения 1 п. м. скипового ствола, тг/м;

n – количество скиповых стволов

$$K_{cc} = 400 \times 86\,000 \times 1 = 34\,400\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных стволов:

$$K_{bc} = H_{bc} \times K_k \times n_{bc}, \text{ тг}, \quad (\text{A.3})$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

K – стоимость проведения 1 п. м. вентиляционного ствола, тг/м;

n – количество вентиляционных стволов

$$K_{bc} = 400 \times 46\,000 \times 2 = 36\,800\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов

$$K_{kb} = \sum L_{kb} \times K_k, \text{ тг} \quad (\text{A.4})$$

где L_{kb} – длина квершлага, м;

K – стоимость проведения 1 п. м квершлага тг/м

$$K_{kb} = 2235 \times 27\,000 = 60\,345\,000 \text{ тг}$$

Проведение вентиляционных квершлагов

$$K_{bkb} = \sum L_{bkb} \times K_k \times n_{bkb}, \text{ тг} \quad (\text{A.5})$$

где L_{bkb} – длина вентиляционного квершлага, м;

K – стоимость проведения 1 п. м вентиляционного квершлага тг/м

$$K_{bkb} = 5220 \times 23\,000 = 120\,060\,000 \text{ тг}$$

Количество околоствольного двора:

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 + A_r) \times n_{од}, \text{ тг}, \quad (\text{A.6})$$

где A_r – годовая производительность рудника, т/год;

$n_{од}$ – количество околоствольного двора

$$K_{од} = (0,24 + 0,48 \times 1,7) \times 6 = 6\,336\,000 \text{ тг}.$$

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений:

$$D = 9,3 + 3,24 \times A, \text{ тг}, \quad (\text{A.7})$$

где A – годовая производительность рудника, т/год

$$D = 9,3 + 3,24 \times 1,7 = 14\,808\,000 \text{ тг}$$

Общая стоимость капитальных затрат второго способа составила:
303 557 000 тг.

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетцевого ствола шахты

$$C_{\text{кк}} = H_{\text{кк}} \times R_{\text{кк}} \times T, \text{ тг} \quad (\text{A.8})$$

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

T – срок службы рудника, лет

$$C_{\text{кк}} = 400 \times 9000 \times 30 = 108\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания скипового ствола шахты:

$$C_{\text{сс}} = H_{\text{вс}} \times R_{\text{сс}} \times T, \text{ тг}, \quad (\text{A.9})$$

где $R_{\text{сс}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. скипового ствола, тг/м;

T – срок службы рудника, лет;

$H_{\text{вс}}$ – высота ствола, м

$$C_{\text{сс}} = 400 \times 9500 \times 30 = 114\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты:

$$C_{\text{вс}} = H_{\text{вс}} \times R_{\text{вс}} \times T \times n_{\text{вс}}, \text{ тг}, \quad (\text{A.10})$$

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

T – срок службы рудника, лет;

$H_{\text{вс}}$ – высота ствола, м;

$n_{\text{вс}}$ – количество вентиляционного ствола

$$C_{\text{вс}} = 400 \times 9500 \times 30 \times 2 = 228\,000\,000 \text{ тг}$$

Стоимость поддержания квершлагов:

$$C_{\text{кв}} = \sum_{i=1}^n L \times R \times T, \text{ тг}, \quad (\text{A.11})$$

где L – длина квершлагов, м;

R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;

T – срок службы выработки, лет

$$C_{\text{кв}} = 7455 \times 2200 \times 30 = 492\,030\,000 \text{ тг}$$

Стоимость откатки по квершлагу:

$$C_{\text{от}} = L_{\text{кв}} \times Q_{\text{б}} \times K_{\text{от}}, \text{ тг}, \quad (\text{A.12})$$

где $L_{\text{кв}}$ – средняя длина квершлагов, м;

$Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы, т;

$K_{\text{от}}$ – стоимость откатки, тг/т

$$C_{\text{от}} = 372 \times 44\,250\,000 \times 0,003 = 49\,383\,000 \text{ тг}$$

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений:

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 \times A_{\text{г}}) \times T, \text{ тг}, \quad (\text{A.13})$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т;

T – срок службы рудника, лет

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 \times 1,7) \times 30 = 8\,490\,000 \text{ тг}$$

Общая сумма эксплуатационных затрат по второму способу составил
999 903 000 тг.

В соответствии с минимальным значением приведенных затрат мы принимаем вариант 1, то есть метод вскрытия руды с вертикальным стволом со

стороны лежащего бока с этажными квершлагами. (рисунок А.1)

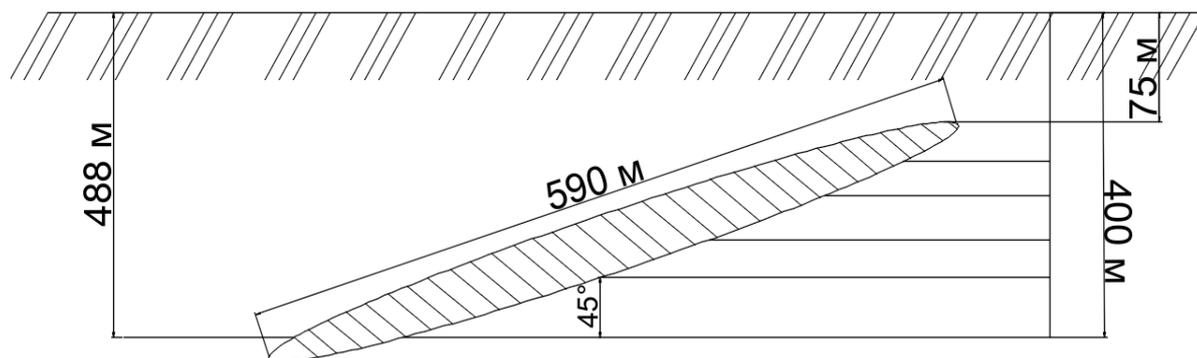


Рисунок А.1 - Вскрытие руды вертикальным стволом со стороны лежащего бока с этажными квершлагами

3) Определение места расположения главного ствола

По данным в таблице А.1 находим балансовый запас каждой части.

Таблица А.1 – Подробная информация о разделенных территориях

№	Длина растяжения частей, l, м
1	150
2	200
3	150
4	250
5	350
Всего	1100

$$Q = \frac{m_n \times S_n + m_n \times L_n}{2} \times l_n \times \rho, \text{ т} \quad (\text{А.14})$$

где Q_n – балансовый запас каждой части, т;
 S_n – площадь территории каждой части, м²;
 L_n – длина растяжения каждой части, м;
 m_n – толщина площади каждой части, м;
 l_n – длина падения каждой делимой части, м;
 ρ – плотность руды, т/м³

$$Q_1 = \frac{20 \times 300 + 20 \times 550}{2} \times 150 \times 28 = 3\,570\,000 \text{ т}$$

$$Q_2 = \frac{20 \times 550 + 32 \times 670}{2} \times 200 \times 28 = 9\,083\,200 \text{ т}$$

$$Q_3 = \frac{32 \times 670 + 30 \times 700}{2} \times 150 \times 28 = 8\,912\,400 \text{ т}$$

$$Q_4 = \frac{20 \times 700 + 20 \times 550}{2} \times 250 \times 28 = 11\,200\,000 \text{ т}$$

$$Q_5 = \frac{20 \times 550 + 17 \times 300}{2} \times 350 \times 28 = 7\,889\,000 \text{ т}$$

$$\Sigma Q=Q_1+Q_2+Q_3+Q_4+Q_5;$$

$$\Sigma Q =3570000+9083200+8912400+11200000+7889000=40\ 500\ 000\ \text{т}$$

При рассмотрении оптимального расположения ствола необходимо учитывать следующие условия:

- обязательно место расположения ствола должно быть как минимум ниже граничной линии зоны смещения горной породы:

а) при вскрытии месторождения 20 м;

б) при вскрытии угля должно быть 30 м

- в горных районах с уклоном рельефа необходимо, чтобы рельеф располагался в безопасной зоне без обрушения, без оползней, без разрушения зданий;

- среда, где находится ствол, требует удобства, в соответствии с расположением насыпи породы. Одно из строгих условий на сегодняшний день — скальная насыпь находится между двумя горами, в подходящем, осадочном месте. Такое инженерное решение позволит нам использовать нашу землю с высокой эффективностью;

- устье ствола должно быть связано с обогатительной фабрикой, плавильными заводами и центром на высоком уровне железной дорогой и автомобильным транспортом

В нашем случае, выгодным является расположение главного ствола на расстоянии 500 м от правого крыла и на расстоянии 600 м от левого крыла.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Расчет для выбора системы вскрытия руды

$$\Delta I^1_1 = \left| \frac{10-10}{10} \right| = 0$$

$$\Delta I^2_1 = \left| \frac{13-10}{10} \right| = 0,3$$

$$\Delta I^1_2 = \left| \frac{8-8}{8} \right| = 0$$

$$\Delta I^2_2 = \left| \frac{10-8}{8} \right| = 0,3$$

$$\Delta I^1_3 = \left| \frac{12-10}{10} \right| = 0,2$$

$$\Delta I^2_3 = \left| \frac{10-10}{10} \right| = 0$$

$$\Delta I^1_4 = \left| \frac{48-60}{60} \right| = 0,2$$

$$\Delta I^2_4 = \left| \frac{60-60}{60} \right| = 0$$

$$\Delta I^1_5 = \left| \frac{16-10}{10} \right| = 0,6$$

$$\Delta I^2_5 = \left| \frac{10-10}{10} \right| = 0$$

Используя эти исходные данные, определяем систему вскрытия (основные расчеты показаны в разделе 4). В нашем случае, выгодной является камерно-столбовая система.

Камерно-столбовая система разработки

Схема-1

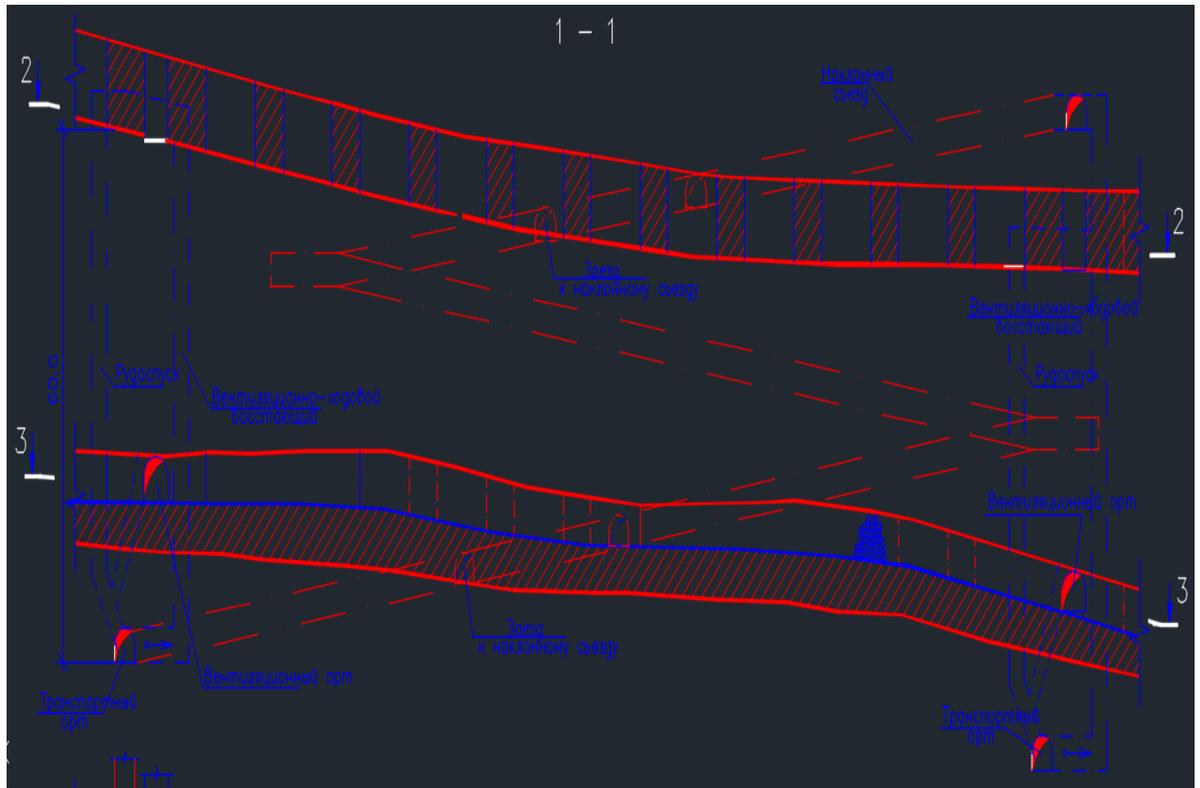


Схема-2

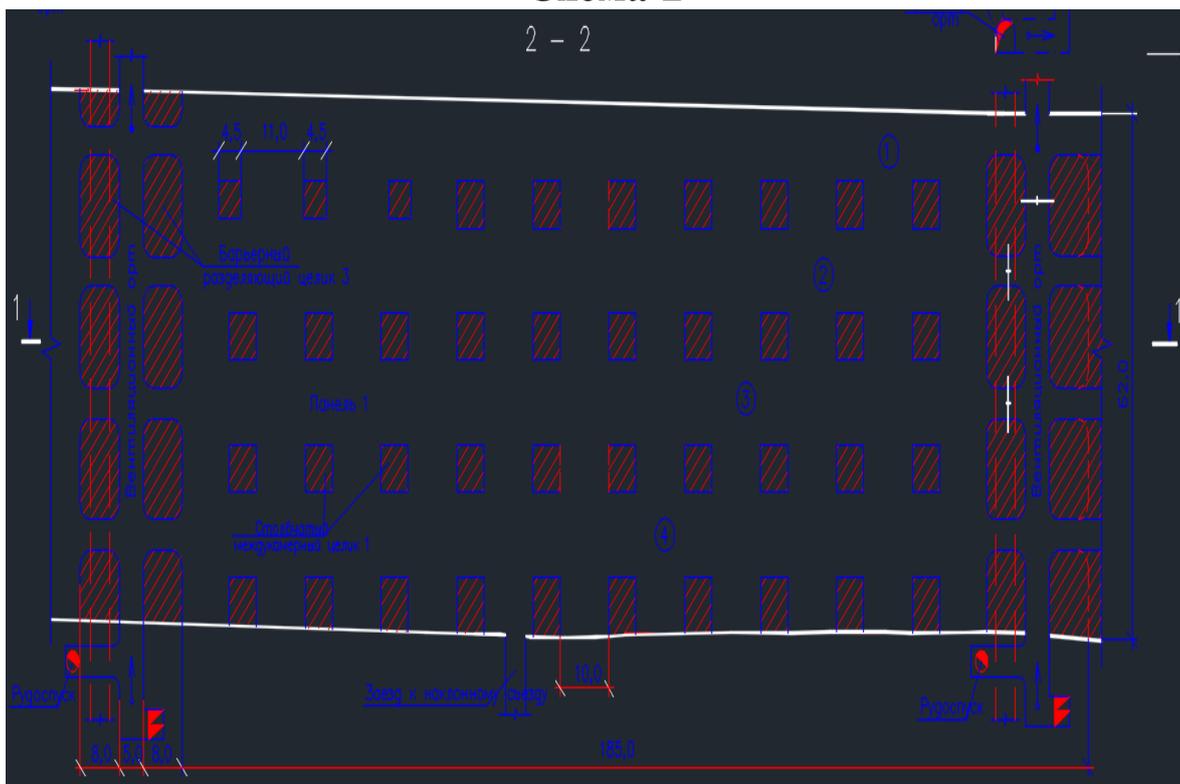


Схема-3

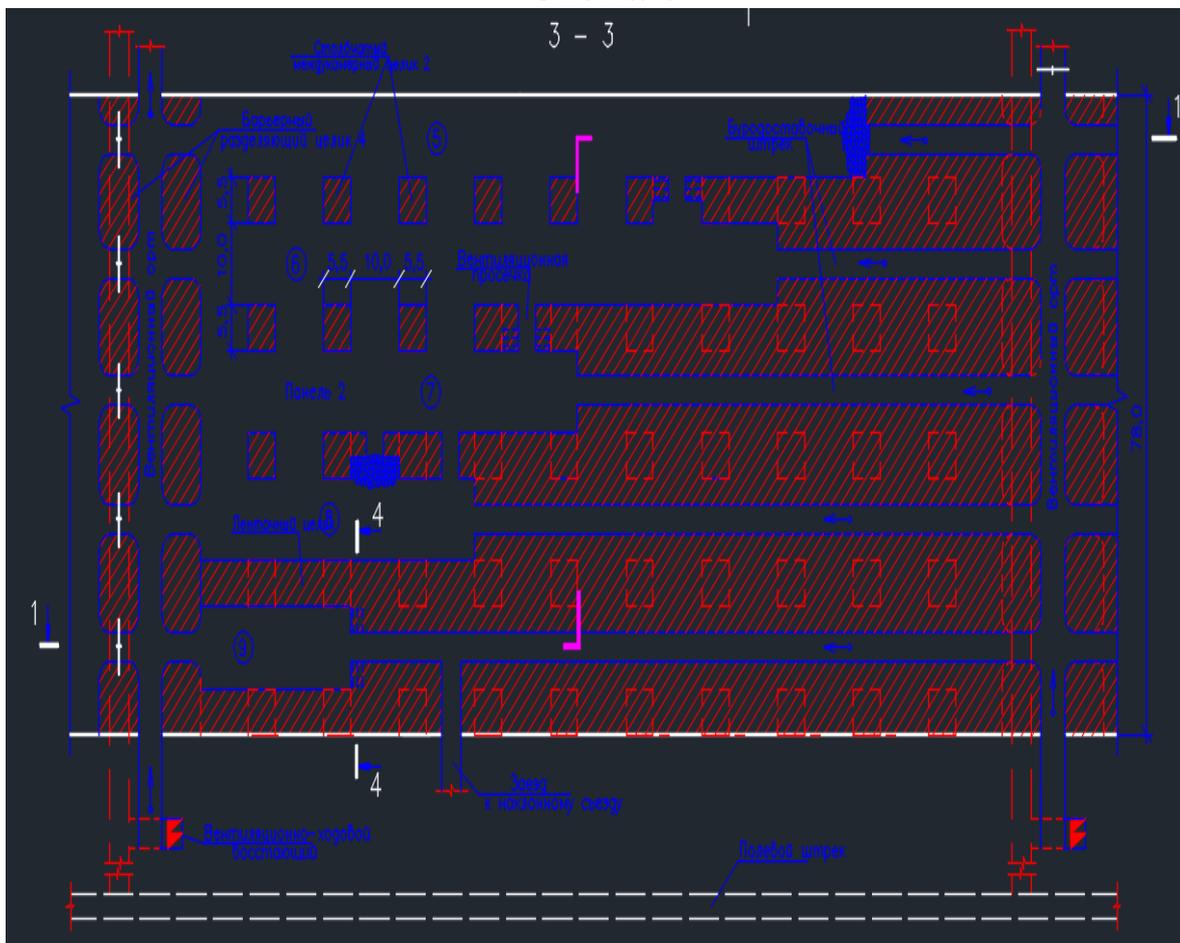
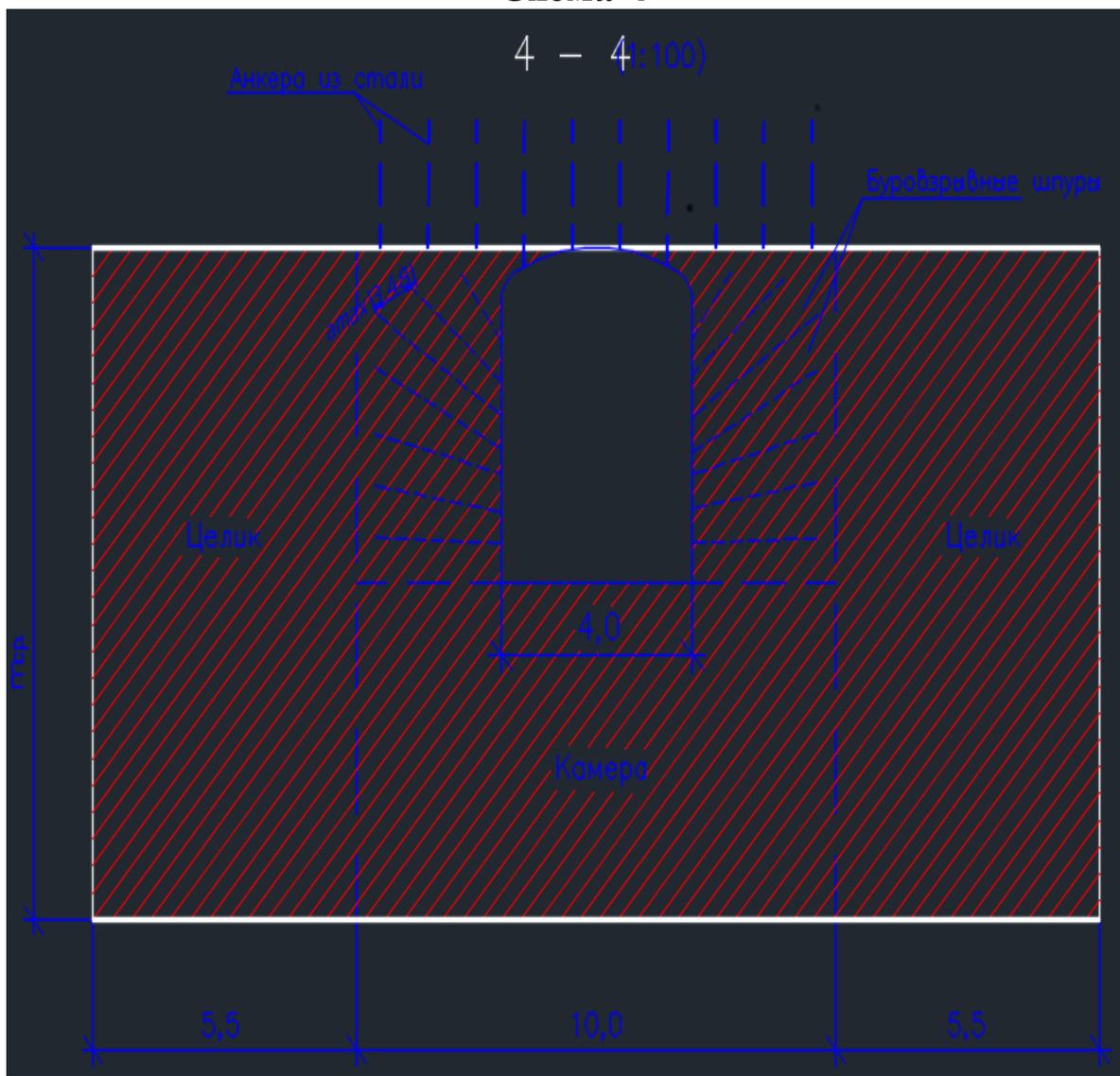


Схема-4



Условные обозначения

- ① ② — очередность обработки камер, (нумерация камер)
-  — рудный массив
-  — направление движения струи свежего воздуха
-  — направление движения струи загрязненного воздуха
-  — вентиляционная регулирующая перегородка

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Таблица В.1 – Заработная плата

Должность	Число	Ежемесячная заплата	Фонд годовой заработн. платы	Премия		Сумма
				%	Σ	
Начальник рудника	1	570 000	6 840 000	15	1026 000	7 866 000
Заместитель начальника	1	350 000	4 200 000	10	420 000	4 620 000
Заведующий офиса	1	300 000	3 600 000	10	360 000	3 960 000
Мастер поверхности	1	230 000	2 760 000	10	276 000	3 036 000
Инженер 1 отдела	1	250 000	3 000 000	10	300 000	3 300 000
Главный инженер	1	350 000	4 200 000	15	630 000	4 830 000
Главный экономист	1	300 000	3 600 000	15	540 000	4 140 000
Инженер экономии	1	250 000	3 000 000	10	300 000	3 300 000
Начальник технологическ. отдела	1	300 000	3 600 000	10	360 000	3 960 000
Строительный Инженер	1	300 000	3 600 000	10	360 000	3 960 000
Инженер- Технолог	2	300 000	7 200 000	10	720 000	7 920 000
Главный геолог	1	395 000	4 740 000	15	711 000	5 451 000
Старший геолог	1	365 000	4 380 000	10	438 000	4 818 000
Геолог участка	3	305 000	10 980 000	10	1098 000	12 078 000
Главный Маркшейдер	1	350 000	4 200 000	15	630 000	4 830 000
Механик ВШТ	1	300 000	3 600 000	10	360 000	3 960 000
Маркшейдер участка	2	290 000	6 960 000	10	696 000	7 656 000
Главный механик	1	375 000	4 500 000	15	675 000	5 175 000
Главный энергетик	1	375 000	4 500 000	15	675 000	5 175 000
Строительство шахты, услуги ремонта						
Начальник службы	1	350 000	4 200 000	15	630 000	4 830 000

продолжение таблицы В.1

Должность	Число	Ежемесячная заплата	Фонд годовой заработн. платы	Премия		Сумма
				%	Σ	
Начальник участка	3	360 000	12 960 000	15	1944 000	12 884 000
Заведующий начальника участка	1	350 000	3 600 000	15	540 000	5 544 000
Механик	2	350 000	8 400 000	15	1260 000	8 460 000
Энергетик	2	350 000	8 400 000	15	1260 000	8 460 000
Мастер	3	300 000	10 800 000	15	1620 000	12 420 000
Водитель электрического транспорта	6	300 000	21 600 000	10	2160 000	23 760 000
Рудогрузчик	9	320 000	34 560 000	10	3456 000	38 016 000
Слесарь по ремонту	9	250 000	27 000 000	10	2700 000	29 700 000
Дорожные работники по ремонту	12	230 000	33 120 000	15	4968 000	38 088 000
Оператор ВГП	3	230 000	8 280 000	10	828 000	9 108 000
Газоварка	12	230 000	33 120 000	10	3312 000	36 432 000
Электрослесарь	15	250 000	45 000 000	10	4500 000	49 500 000
Слесарь	6	250 000	18 000 000	15	2700 000	20 700 000
Дежурный слесарь	2	230 000	5 520 000	15	828 000	6 348 000
Всего						404 285 000

1) $570\,000 \cdot 12 = 6\,840\,000$; $6\,840\,000 \cdot 15\% = 1\,026\,000$; $6\,840\,000 + 1\,026\,000 = 7\,866\,000$ тг

В.2 – Затраты на электроэнергию

Название энергосбер. оборудования	Число	Мощность, кВт	Годовой Расход Энергии, Квт.ч	Стоимость электроэнергии за 1 кВт*ч, тенге	Годовые затраты на электр. энергию тг
Датчик	2	88	1288 320	15	19 324 800
АКН2-19-33-24	1	800	4856 000	15	72 840 000
Вагоноопрок.	2	28	409 920	15	6 148 800
Все					98 313 600

продолжение таблицы В.2

Название энергосбер. оборудования	Число	Мощность, кВт	Годовой Расход Энергии, Квт.ч	Стоимость электроэнергии за 1 кВт*ч, тенге	Годовые затраты на электр. энергию тг
Энергия без предупреждения				10 %	9 831 360
Всего					108 144 960

1) $15 * 1\,288\,320 = 19\,324\,800$ тг.

В.3 – Затраты на материалы

Наименование материалов	Годовая стоимость, тг
Материалы (10% от стоимости энергии)	2 802 096
Запасные части (5% от амортизации оборудования)	25 770 709
Стоимость взрывчатого вещества (0,9 кг/м ³)	125 000 000
Дешевые и быстроизнашиваемые инструменты, специальная одежда (3% от стоимости энергии)	840 628,8
Всего	1 543 433

В.4 – Сумма амортизации здания и техники

Название установок	Число	Баланс. стоимость установок тенге	Общая стоимость установок, тг	Амор. норм. %	Годовая стоимость амортизации, тг
1. Очистные работы:					
СБУ-2к	3	38 000 000	114 000 000	25	28 500 000
МоАЗ-6401	6	40 000 000	240 000 000	25	60 000 000
Сат-9821	3	30 000 000	90 000 000	20	18 000 000
Полок СП18	2	7 500 000	15 000 000	25	3 750 000
ПТ-45	2	220 000	440 000	25	110 000
Всего:					110360 000
1. Подготовительные работы:					
СБУ-2м	4	38 000 000	152 000 000	25	38 000 000
ПНБ-3Д	3	30 000 000	90 000 000	25	22 500 000
МоАЗ-6401	4	40 000 000	160 000 000	25	40 000 000
Вентилятор	3	600 000	1 800 000	28	504 000
Всего:					101 004 000
3. Подземный транспорт:					
Электровоз К-14	7	1 300 000	9 100 000	17	1 547 000

продолжение таблицы В.4

Название установок	Число	Баланс. стоимость установок тенге	Общая стоимость установок, тг	Амор. норм. %	Годовая стоимость амортизации, тг
Вагон ВГ-4,5	91	150 000	13 650 000	32	4 368 000
Электр.кабель	3260м	500	1 630 000	15	244 500
Вагоноопрокидыватель	2	2 200 000	4 400 000	25	1 100 000
СЦБ	1	3 200 000	320 000	25	80 000
Рейсовый путь	3600м	3 500	12 600 000	10	1 260 000
Всего:					8 368 200
4. Подъем:					
ЦШ 3,25*4	2	10 100 000	202 000 000	4	808 000
ЦШ 2,25*4	1	7 000 000	7 000 000	4	280 000
2Ц 6*2,8	2	17 000 000	34 000 000	4	1 360 000
Железный трос	4 000	3 600	14 400 000	25	3 600 000
Скип	3	800 000	2 400 000	50	1 200 000
Клеть	2	430 000	860 000	25	215 000
Всего:					7 463 000
5. Компрессорное хозяйство:					
50ТВП 130/200	3	1 100 000	3 300 000	10	330 000
Двигатели	3	630 000	1 890 000	10	189 000
Автоматика	3	380 000	1 140 000	15	171 000
Трубы	6 000	1 100	6 6 00 000	10	660 000
Всего:					1 350 000
6. Насос:					
ЦНС 180-340	5	720 000	3 600 000	20	720 000
Трубы	1 100	3 500	3 850 000	12	462 000
Всего:					1 182 000
а. Энергосервис					
ГРШЭ 3*95	11 400	500	5 700 000	50	2 850 000
АСБ 3*16	3 800	500	1 900 000	50	950 000
Всего:					3 800 000
б. Оборудования:					
ВОД-30М	2	13 300 000	26 600 000	10	2 660 000
АКН2-19-33-24	2	800 000	1 600 000	10	160 000
Калорифер	21	135 000	2 835 000	10	283 500
Автоматика	1	2 100 000	2 100 000	10	210 000
Реверсир	1	3 300 000	3 300 000	10	330 000
Инструменты					160 000
Всего:					3 803 500
с. Погрузка, перевозка:					
Электровоз	3	1 950 000	5 850 000	18,6	1 088 100

продолжение таблицы В.4

Название установок	Число	Баланс. стоимость установок тенге	Общая стоимость установок, тг	Амор. норм. %	Годовая стоимость амортизации, тг
Грузовой вагон	45	410 000	18 450 000	32,1	5 922 450
Материальный вагон	8	100 800	806 400	32,1	258 854
Вагон перевозки людей	6	790 000	4740000	32,1	1521540
Противопожар. вагон	3	108 000	324 000	32,1	104 004
Специальный вагон	8	798 000	6 384 000	32,1	2 049 264
Датчик агрегата	1	3 300 000	3 300 000	26,7	881 100
Вагоноопрокидыватель	1	870 000	870 000	9	78 300
Переключатель стрелок	25	72 000	1 800 000	15	270 000
Всего:					12 173 612
Оборудования 10%					1 217 361,2
Построение 20%					2 434 722,4
Всего:					15 825 695,6
Стоимость строит. работ			529 130 000	25	132 282 500
Всего:					515 414 195

$$1) 3 \cdot 38\,000\,000 = 114\,000\,000 \cdot 25\% = 28\,500\,000 \text{ тг}$$

По итогам, себестоимость добычи 1 т руды:

$$\sum C = \frac{C_{зп} + C_{эл} + C_{мат.зат} + C_{амор.}}{1\,703\,226};$$

$$\sum C = \frac{404\,285\,000 + 108\,144\,960 + 154\,413\,433 + 515\,414\,195}{1\,703\,226} = 694 \text{ тг/т.}$$