

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Ерменов Руслан Томанович

Проект подземной разработки месторождения «Шалкия»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6B07205– Горная инженерия

Алматы 2025

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

«12» 06 2025 г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

к дипломному проекту

на тему: Проект подземной разработки месторождения «Шалкия»

6B07205– Горная инженерия

Выполнил

Ерменов Р.Т

Рецензент
канд. техн. наук

 Елжанов Е.А.

«09» 06 2025г.

Научный руководитель
ассоциированный профессор

 Бахмагамбетова Г.М.

«07» 06 2025г.



Алматы 2025

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра «Горное дело»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

«08» 01 2025 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Ерменову Руслану Томановичу

Тема: Проект подземной разработки месторождения «Шалкия»

Утверждена приказом Ректора Университета №26 от «29» января 2025г.

Срок сдачи оконченной работы

«10» 06 2025 г.

Исходные данные к дипломному проекту:

- Длина падения 550м;

- Угол падения 45 градусов;

- Мощность 25м;

- Плотность рудного тела 3,5т/м²;

- Длина простирания 1000м;

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов:

а) Геология

б) Основные параметры рудника

в) Выбор системы вскрытия

г) Выбор и сравнительная оценка системы разработки

д) Охрана труда

е) Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):
предоставлены из 8 слайдов презентации к дипломному проекту.

Рекомендуемая основная литература: из 7 наименований:

- Минеральные ресурсы — Казахстана Геопортал

-Рахманов Р.А., Хоменко О.Е. Подземная разработка рудных месторождений: современное состояние и перспективы. — М.: ГУГН, 2018. — 216 с.

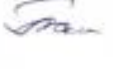
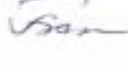
- Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке: учеб. Пособие. / О.Е. Хоменко, М.Н. Кононенко ; М-во образования и науки Украины ; Нац. горн. ун-т. — Д. : НГУ, 2016. — 101 с.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Общие сведения о месторождении «Шалкия»	27.02.2025	
Горная часть проекта	19.03.2025	
Охрана труда	26.03.2025	
Экономическая часть	22.04.2025	

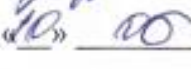
Подписи

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

Наименование Разделов	Консультанты, И.О.Ф. (Ученая степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Общие сведения о месторождений «Шалкия»	ассоциированный профессор Бахмагамбетова Г.Б.	20.03.2025	
Горная часть	ассоциированный профессор Бахмагамбетова Г.Б.	21.04.2025	
Охрана труда	ассоциированный профессор Бахмагамбетова Г.Б.	25.04.2025	
Экономическая часть	ассоциированный профессор Бахмагамбетова Г.Б.	29.04.2025	
Нормоконтролёр	Мендекинова Д.С.	10.06.2025	

Научный руководитель  Бахмагамбетова Г.Б.

Задание принял к исполнению обучающийся  Ерменов Р.Т

Дата:  2025 г.

АНДАТПА

Дипломдық жоба Қызылорда облысының Жаңақорған ауданында Қаратау жотасының оңтүстік-батыс етегінде орналасқан Шалқия қорғасын-мырыш кен орнын жерасты игеруге арналған. Жұмыста кен орнының қысқаша тау-кен геологиялық сипаттамасы келтірілген, кен денесін ашу және дайындау мәселелері қарастырылған, игеру жүйесін таңдау негізделген, тау-кен қазбаларын желдету схемалары сипатталған, кен орнын игерудің бас жоспары ұсынылған, экономикалық есептеулер жүргізілген және еңбекті қорғау аспектілері қарастырылған. Кен орнын ашу үшін екі техникалық шешім ұсынылды: қабатты қвершлагтары бар жатық жағынан тік оқпаны бар дәстүрлі әдіс және оқпанның қапталда орналасуы мен қабатты қвершлагтары бар балама нұсқа. Жобада егжей-тегжейлі техникалық-экономикалық көрсеткіштер бар, ең төменгі пайдалану шығындарын қамтамасыз ететін кенді өндірудің оңтайлы көлемі анықталды, сондай-ақ өндірілетін кеннің бір тоннасының өзіндік құны есептелді.

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект посвящен подземной разработке свинцово-цинкового месторождения Шалкия, расположенного в Жанакорганском районе Кызылординской области у юго-западного подножья хребта Каратау. В работе приведена краткая горно-геологическая характеристика месторождения, рассмотрены вопросы вскрытия и подготовки рудного тела, обоснован выбор системы разработки, описаны схемы проветривания горных выработок, представлен генеральный план освоения месторождения, выполнены экономические расчеты и рассмотрены аспекты охраны труда. Для вскрытия месторождения предложены два технических решения: традиционный способ с вертикальным стволом со стороны лежащего бока с этажными қвершлагами и альтернативный вариант с фланговым расположением ствола и этажными қвершлагами. В проекте содержатся детальные технико-экономические показатели, определены оптимальные объемы добычи руды, обеспечивающие минимальные эксплуатационные затраты, а также рассчитана себестоимость одной тонны добываемой руды.

ABSTRACT

The thesis project is devoted to the underground development of the Shalkia lead-zinc deposit located in the Zhanakorgan district of the Kyzylorda region at the southwestern foot of the Karatau ridge. The work provides a brief mining and geological description of the deposit, considers issues related to the opening and preparation of the ore body, justifies the choice of the mining system, describes the ventilation schemes for the mine workings, presents a general plan for the development of the deposit, performs economic calculations, and considers aspects of occupational safety. Two technical solutions are proposed for opening up the deposit: the traditional method with a vertical shaft from the lying side with floor crosscuts and an alternative option with a flank shaft and floor crosscuts. The project contains detailed technical and economic indicators, determines the optimal ore production volumes that ensure minimum operating costs, and calculates the cost of one tonne of ore produced.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	7
1	Общие сведения о месторождении	8
1.1	Географо-экономическое положение «Шалкия»	8
1.2	Краткая горно-геологическая характеристика месторождения	9
2	Горная часть	11
2.1	Определение запасов месторождения	11
2.2	Определение основных параметров рудника	11
2.3	Выбор способа вскрытия месторождения	14
2.4	Выбор и сравнительная оценка систем разработки	15
2.5	Расчет отбойки руды по выбранной системе разработки	15
2.6	Генеральный план поверхности	17
3	Безопасность и охрана труда	19
3.1	Охрана труда	19
3.2	Охрана окружающей среды	20
4	Экономическая часть	21
	Заключение	
	Список использованной литературы	
	Приложение А	
	Приложение Б	
	Приложение В	
	Приложение Г	
	Приложение Д	

ВВЕДЕНИЕ

Современная промышленность и экономика немыслимы без использования металлов, которые играют ключевую роль в повседневной жизни человека. От строительных материалов до бытовых предметов – металлы присутствуют во всех сферах жизнедеятельности. Особое значение имеют цветные металлы, такие как свинец, медь, цинк, олово и железо, без которых невозможно развитие ни одной отрасли народного хозяйства. Именно поэтому горнодобывающая промышленность служит фундаментом для металлургического комплекса, а разработка месторождений полезных ископаемых остается приоритетным направлением данной отрасли.

Экономический рост государства напрямую зависит от увеличения объемов добычи цветных металлов, что требует внедрения современных технологий и масштабных геологоразведочных работ. Ярким примером является Шалкия – месторождение, открытое в 1963 году и содержащее более 30% всех разведанных запасов цинка в Казахстане. Его освоение требует тщательного проектирования, включая вскрытие, подготовку и выбор оптимальной системы разработки, основанной на научных трудах О. А. Байконурова, С.К. Соволева и М. И. Агошкова.

Глобальные запасы цинка оцениваются в 1,9 млрд тонн, из которых около 350 млн тонн пригодны для промышленной добычи. Эти месторождения распределены по 70 странам мира, а текущий уровень потребления обеспечивает человечество цинковой рудой на срок более 40 лет. Крупнейшие залежи сосредоточены в России, Австралии, Казахстане, Канаде и Китае, причем последние три страны являются лидерами по добыче и экспорту данного сырья. Основными импортерами цинка выступают США, Тайвань и Германия, что подчеркивает стратегическое значение этого металла в мировой экономике.

В данном дипломном проекте рассматриваются ключевые аспекты освоения месторождения Шалкия, включая анализ горно-геологических условий, технико-экономическое обоснование и выбор эффективных методов подземной разработки. Особое внимание уделено расчетам, позволяющим оптимизировать добычу руды с минимальными затратами, что имеет важное значение для дальнейшего развития горнодобывающего сектора Казахстана.

1 Общие сведения о месторождении

1.1 Географо-экономическое положение «Шалкия»

Месторождение "Шалкия", открытое в начале 1960-х годов, представляет собой стратегически важный объект для цветной металлургии Казахстана. Расположенное в Жанакорганском районе Кызылординской области на хребте Каратау (координаты 44°01'20" с.ш. и 67°25'00" в.д.), оно обладает развитой инфраструктурой: в 20 км находится железнодорожная станция, а автомобильные трассы связывают его с районным центром. В 165 км расположен горно-обогатительный комбинат "Ачполиметалл", что обеспечивает удобную логистику для переработки добываемых полиметаллических руд.

Геоморфологические особенности месторождения характеризуются сложным рельефом с абсолютными отметками от 5 до 400 метров. Северо-восточная часть представляет собой горный массив, тогда как юго-западная имеет равнинный характер. Регион отличается резко континентальным климатом с экстремальными температурными колебаниями: от +46°С в июле до -30°С в январе. Годовое количество осадков не превышает 183 мм, причем наибольшая их часть выпадает весной, а летние месяцы отличаются засушливостью. Характерной особенностью являются сильные ветры северо-восточного и юго-западного направлений, часто переходящие в многодневные пыльные бури. Почвенный покров представлен преимущественно сероземами, местами полностью отсутствуя.

Геологическая структура месторождения представляет собой стратиформную залежь в фаменских отложениях верхнего девона. Запасы по категориям В+С1+С2 оцениваются в 127,5 млн тонн руды со средним содержанием цинка 4,27% и свинца 1,28%. Технологические запасы составляют 119,6 млн тонн при содержании цинка 2,71% и свинца 0,61%. Месторождение приурочено к опрокинутой синклинальной складке, осложненной системой тектонических нарушений, что определяет особенности его промышленного освоения. Наличие ЛЭП 220 кВ Шымкент–Кызылорда в непосредственной близости от рудника обеспечивает надежное энергоснабжение горных работ.

Промышленное значение месторождения подчеркивается его ключевой ролью в сырьевом обеспечении цинковой отрасли Казахстана. На рисунке 1.1 представлена детальная схема расположения объекта, демонстрирующая его интеграцию в региональную инфраструктуру. Комплексный анализ горно-геологических условий, включая особенности залегания рудных тел и климатические факторы, составляет основу для проектирования эффективной системы разработки этого уникального месторождения.



Рисунок 1.1 – Карта местности

1.2 Краткая горно-геологическая характеристика месторождения

В ходе геологоразведочных работ 1959 года было установлено содержание дисперсного свинца в пределах 0,08–0,10%, а в 1962–1963 годах протяжённость свинцового минерала достигла 2,5–3,0 км при максимальном содержании свинца до 0,5%. Последующие исследования подтвердили значительные запасы месторождения, отнесённые к категориям С1 и С2. Расположенное в юго-восточном направлении на глубине до 600 м, это месторождение имеет общую протяжённость 5 км при ширине до 800 м, что делает его одним из крупнейших в республике. В процессе предварительной разведки была выделена часть Акуйык-Майдантал в составе Шалкиинского рудного бассейна, представляющая особый интерес для дальнейшего изучения.

Рудный блок месторождения характеризуется специфической структурой с чёткой локализацией рудных тел. Северо-западный и юго-восточный сегменты демонстрируют сходные стратиграфические и литологические особенности, хотя и были изучены в разное время. Особенностью этих участков является значительная разница в глубине залегания рудных пачек: если на юго-востоке этот показатель достигает 190 м по сравнению с северо-западом, то вертикальная протяжённость самих рудных тел варьируется от 40 до 680 м на одном участке и от 530 до 860 м на другом.

Проведённые исследования позволили установить перспективность данного месторождения для промышленной разработки. Выявленные геологические особенности, включая значительную протяжённость рудных тел

и их неравномерное распределение по глубине, требуют тщательного подхода к проектированию горных работ. Полученные данные о запасах и содержании полезных компонентов подтверждают экономическую целесообразность освоения этого месторождения, что делает его важным объектом для дальнейшего изучения и разработки в рамках развития минерально-сырьевой базы региона.

2 Горная часть

2.1 Определение запасов месторождения

Балансовые запасы месторождения «Шалкия» высчитывается по следующей формуле (1.1):

$$Q_6 = \frac{L \cdot m \cdot h \cdot \gamma}{\sin \alpha}, \quad (2.1)$$

где $L_{\text{пр}}$ – длина простирания, 2000 м;
 m – средняя мощность рудного тела, 25 м;
 γ – плотность рудного тела, 3,5 кг (т)/м³;
 α – угол падения руды, градус 45;
 h – глубин залегания 1000 м.

Балансовые запасы месторождения “Шалкия” составят:

$$Q_6 = \frac{2000 \cdot 25 \cdot 1000 \cdot 3,5}{0,7071} = 247\,500\,000$$

Извлекаемые запасы рассчитываются по формуле (1.2):

$$Q_{\text{ии}} = Q_6 \cdot \frac{1 - K_{\text{п}}}{1 - K_{\text{р}}}, \quad (2.2)$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент потерь;
 $K_{\text{р}}$ – коэффициент разубоживания.

$$Q_{\text{ии}} = 247\,500\,000 \cdot \frac{1 - 0,08}{1 - 0,12} = 258\,637\,500 \text{ т.}$$

2.2 Определение основных параметров рудника

Существует три метода разработки месторождений полезных ископаемых это: открытый, подземный и комбинированный способ, в зависимости от геологических особенностей, мощности залежей, содержания полезного компонента и других факторов.

Разрабатываемое рудное тело залегает на глубину 1000 м и имеет угол падения 45°, мощность 25 м [7].

Для выбора рационального способа разработки необходимо определить экономическую глубину перехода от открытого способа разработки к подземному по формуле (2.3) экономической глубины карьера [3]:

$$x = \frac{K_r \cdot m}{\text{ctg}\beta + \text{ctg}\gamma}, \quad (2.3)$$

где K_r – предельный коэффициент вскрыши;

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

β – γ – углы бортов карьера, 55° .

Предельный коэффициент вскрыши рассчитывается по формуле (2.4):

$$K_r = \frac{(C_{\text{п}} - C_o)}{C_{\text{в}}}, \quad (2.4)$$

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

C_o себестоимость открытым способом – 1900 тг/т;

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

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

С помощью формулы (2.3) определяем экономическую глубину карьера:

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

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

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 по двум формулам (2.5) и (2.6):

$$H_p = (L_{\text{пад}} \cdot \sin\alpha) + h_n \quad (2.5)$$

$$(550 \cdot 0,7) + 75 = 488 \text{ м.}$$

где $L_{\text{пад}}$ – длина падения руды, м;
 $h_{\text{н}}$ – глубина залегания пустых пород, покрывающих рудную поверхность, м;
 α – угол залегания руды.

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 (2.6):

$$A_r = V_r \cdot S \cdot \rho \cdot \frac{K_{\text{и}}}{K_{\text{к}}}, \quad (2.6)$$

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

Необходимо определить среднюю площадь по формуле (2.7):

$$S = L_{\text{пр}} \cdot m_{\text{ср}},$$

$$S = 1000 \cdot 25 = 25\,000 \text{ м}^2$$

Тогда:

$$A_r = 24 \cdot 25\,000 \cdot 3,0 \cdot \frac{0,88}{0,93} = 1\,703\,226 \frac{\text{т}}{\text{год}}.$$

Срок службы рудника зависит от балансовых запасов месторождения, годовой производительности рудника и суммарного числа сроков развития рудника и его затухания, высчитываемый по формуле (2.7):

$$T = T_{\text{раз}} + T_{\text{осн}} + T_{\text{зат}}, \quad (2.7)$$

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

$$T_{\text{осн}} = \frac{Q_{\text{изв}}}{A_r}, \quad (2.8)$$

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

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

По формуле (2.7) определяем полный срок эксплуатации шахты:

$$T = 2 + 25 + 3 = 30 \text{ лет.}$$

Срок существования рудника составляет 31 лет.

2.3 Выбор способа вскрытия месторождения

Выбор способа вскрытия шахтного поля осуществляется в два последовательных этапа с применением вариантного подхода. Отобранная методика должна удовлетворять ряду ключевых требований: обеспечивать максимальную годовую производительность рудника, требовать минимальных капиталовложений, сокращать до возможного минимума потери полезного ископаемого и гарантировать безопасность ведения горных работ.

На первоначальной стадии проектирования анализируются природные характеристики месторождения, включая особенности залегания пласта, его мощность, глубину расположения, угол падения, протяженность по падению, гидрогеологические условия, а также промышленные запасы и планируемый срок эксплуатации предприятия. Этот комплексный анализ позволяет выделить 2–3 перспективных варианта вскрытия, которые затем подвергаются детальной технико-экономической оценке. В рассматриваемом проекте для сравнения предложены два метода: традиционный способ с вертикальным стволом со стороны лежащего бока с этажными квершлагами и альтернативный вариант с фланговым расположением ствола.

Заключительный этап выбора предполагает проведение сравнительного анализа технико-экономических показателей каждого из конкурирующих вариантов. Расчеты включают определение капитальных вложений и эксплуатационных расходов с учетом специфики горно-геологических условий. При этом учитываются типовые параметры горных выработок (стволов, штреков, тупиковых выработок), нормативы потерь и разубоживания руды, а также опыт эксплуатации аналогичных месторождений. Особое внимание уделяется точному подсчету объемов проходческих работ и стоимости сооружения подземной инфраструктуры, что позволяет объективно оценить экономическую эффективность каждого способа вскрытия.

Расчеты приведены в приложении А.

2.4 Выбор и сравнительная оценка систем разработки

Технология разработки месторождения представляет собой комплексный процесс извлечения полезных ископаемых из недр Земли с учетом пространственных и временных факторов. Данный процесс включает последовательность операций: отбойку горной массы, погрузку, транспортировку и поддержание выработанного пространства. Ключевой задачей горнодобывающей промышленности является выбор оптимальной системы разработки, обеспечивающей эффективное извлечение рудных запасов при минимальных затратах.

Выбранная система разработки должна отвечать следующим критериям: создание безопасных условий труда, повышение производительности за счет механизации и автоматизации процессов, снижение себестоимости добычи при сохранении качества руды, а также обеспечение стабильных объемов годовой добычи. Отбор наиболее подходящей системы осуществляется в два этапа: первоначально анализируются геолого-технические параметры месторождения, включая форму рудного тела, его мощность, угол залегания, физико-механические свойства пород, их устойчивость, склонность к окислению и самовозгоранию, газоносность и другие переменные факторы.

В соответствии с методикой О. А. Байконурова, основанной на матрично-векторном анализе, из всего многообразия систем разработки отбираются 2–3 наиболее эффективных варианта. Для их сравнения составляется таблица технико-экономических показателей (ТЭП), где учитываются все значимые параметры. Как видно из таблицы 4.1, представленные системы разработки были тщательно проанализированы с учетом конкретных горно-геологических условий. Полученные данные служат основой для дальнейших расчетов и принятия окончательного решения о выборе оптимальной технологии добычи.

Таким образом, процесс выбора системы разработки требует комплексного подхода, сочетающего анализ природных факторов месторождения с экономическими расчетами. Использование современных методик, включая матрично-векторный анализ, позволяет объективно оценить эффективность различных вариантов и выбрать наиболее рациональный способ отработки запасов.

Чертеж по системе разработки приведен в приложении В.

2.5 Расчет отбойки руды по выбранной системе разработки

При проектировании шпуровой отбойки ключевыми параметрами являются линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и расстояние между скважинами, на основе которых определяются остальные расчетные показатели. Для вычисления ЛНС применяется широко распространенная формула (2.9) Л.И. Барона:

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0,785 \cdot \Delta \cdot k_m}{m \cdot q}}, \quad (2.9)$$

где d – диаметр скважины, 90 мм=0,09 м;
 Δ – плотность заряжения, 1000 кг/м³;
 k_m – коэффициент заполнения всерных скважин, 0,75;
 m – коэффициент сближения зарядов, 1;
 q – удельный расход ВВ, 1 кг/м³

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

На основании полученного значения ЛНС рассчитываются расстояния между скважинами: максимальное между концами соседних скважин и минимальное между заряженными частями вблизи контура выработки. Для практической реализации сначала наносится контур камеры, затем перпендикулярно ему проводится линия $a_{\max}$, что позволяет определить расположение последующих скважин и рассчитать их необходимое количество и длину по формулам (2.10) и (2.11):

$$a_{\max} = 1,5 - 1,7 \cdot W = 1,6 \cdot W = 1,6 \cdot 2,18 = 3,48 \text{ м}, \quad (2.10)$$

$$a_{\min} = 0,5 - 0,7 \cdot W = 0,6 \cdot W = 0,6 \cdot 2,18 = 1,3 \text{ м}, \quad (2.11)$$

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

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:

$$V_{\text{ВВ}} = \pi \cdot R^2 \cdot L, \quad (2.12)$$

где π – математическое постоянное число, 3,14;

R - радиус скважины, 50 м;

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

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

Используя объём этого обнаруженного взрывчатого вещества, можно

определить массу ВВ, необходимую для одного взрыва по формуле (2.13):

$$Q_{\text{ВВ}} = V_{\text{ВВ}} \cdot \Delta \cdot K_3, \quad (2.13)$$

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,8 \cdot 1000 \cdot 0,75 = 1\,350 \text{ м}^3.$$

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

K_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом, 0,75.

То есть, в этом случае для взрыва одного слоя рудного тела в камере шириной 22 м и высотой 25 м, нужно 13 веерных скважин и 1,3 тонны взрывчатого вещества.

Дальше мы можем найти объем руды, извлеченной из слоя (одного взрыва) по формуле (2.14):

$$V_c = B_c \cdot W \cdot H_c, \quad (2.14)$$

где B_c – ширина камеры, 22 м;

W – линия наименьшего сопротивления, 2,18 м;

H_c – высота камеры, равная толщине руды, 25 м.

$$V_c = 22 \cdot 2,18 \cdot 25 = 1\,199 \text{ м}^3.$$

Данные выше дают определить массу руды в слое по формуле (2.15):

$$Q_c = V_c \cdot \rho, \quad (2.15)$$

$$Q_c = 1199 \cdot 3,0 = 3\,597 \text{ т},$$

где ρ – плотность рудного тела, 3,0 т/м³.

2.6 Генеральный план поверхности

Проектирование производственной площадки месторождения "Шалкия" осуществлено с учетом оптимальной организации технологических процессов и требований рационального хозяйствования. В состав промышленного комплекса входят два основных блока: первый включает главный скипово-клеточный ствол с сопутствующей инфраструктурой, второй объединяет административно-бытовые помещения и технологические объекты - вентиляционные установки, электростанцию, водосборные сооружения, эстакады и градирни. Основной стволовой узел оснащен подъемными механизмами, включающими подъемные машины, клетевые и скиповые системы, погрузочно-разгрузочные устройства и канатные системы. Для транспортировки полезных ископаемых применяются

скиповые установки с последующей загрузкой в бункеры, тогда как клетевые системы предназначены для перемещения персонала, оборудования и материалов.

Планировка территории рудника предусматривает четкое зонирование производственных объектов с учетом технологических и санитарных требований. Все сооружения сгруппированы по функциональному признаку: производственные цеха, складские помещения, административно-бытовые корпуса и объекты социальной инфраструктуры. Такое пространственное решение позволяет оптимизировать производственные потоки и создать комфортные условия труда. Особое внимание уделено разделению производственной и чистой зон с организацией защитных зеленых насаждений шириной 40–50 метров, выполняющих шумопоглощающие и пылезащитные функции. Размещение зданий спроектировано с учетом розы ветров для обеспечения естественной вентиляции и оптимального освещения - сооружения расположены отдельными рядами таким образом, чтобы воздушные потоки направлялись вдоль стен или в угловые зоны.

Транспортная инфраструктура площадки включает сеть дорог, соединяющих все производственные объекты и одновременно выполняющих противопожарные функции. Технологические зоны оснащены специализированными сооружениями: приемными пунктами для руды и пустых пород, погрузочными станциями для железнодорожного транспорта, обогревательными установками. Вспомогательные помещения механических цехов и складов расположены в периферийной части рудника. Подобная планировочная структура обеспечивает эффективное функционирование всего горнодобывающего комплекса при соблюдении всех норм промышленной безопасности и санитарно-гигиенических требований, создавая оптимальные условия для производственной деятельности.

Генеральный план приведен в приложении Д.

3 Безопасность и охрана труда

3.1 Охрана труда

Охрана труда представляет собой комплексную систему мер, направленных на обеспечение безопасности и сохранение здоровья работников в процессе трудовой деятельности. Данная система включает законодательные нормы, организационно-технические мероприятия, санитарно-гигиенические требования и лечебно-профилактические меры, призванные создать оптимальные условия для эффективной работы. Основной целью охраны труда является минимизация рисков травматизма и профессиональных заболеваний при одновременном обеспечении комфортных условий для достижения максимальной производительности. В производственной среде на работников могут воздействовать различные опасные факторы, к которым относятся движущиеся механизмы, раскаленные поверхности, и вредные факторы, такие как загрязненный воздух, повышенный уровень шума, неблагоприятный температурный режим, недостаточная освещенность или различные виды излучения.

Законодательная база в области охраны труда основывается на ряде ключевых принципов, закрепленных в нормативных актах и кодексах. Эти принципы охватывают вопросы организации безопасных условий на предприятиях, соблюдения требований техники безопасности и производственной санитарии, а также предусматривают специальные меры защиты для социально уязвимых категорий работников, включая женщин, несовершеннолетних и лиц с ограниченными возможностями. Особое внимание уделяется ответственности работодателей за несоблюдение установленных норм, что подчеркивает важность создания безопасной производственной среды. В соответствии с трудовым законодательством, администрация предприятия обязана внедрять современные средства защиты, обеспечивать соответствие производственных помещений санитарно-гигиеническим стандартам и минимизировать воздействие вредных факторов на персонал.

Технические и организационные меры охраны труда включают рациональное использование производственных площадей, правильную эксплуатацию оборудования и постоянный контроль за состоянием рабочих мест. Проектирование новых машин и технологических процессов должно осуществляться с учетом требований безопасности, что позволяет предотвратить возникновение профессиональных заболеваний и снизить риск аварийных ситуаций. Важным аспектом является также регулярное проведение инструктажей и обучение сотрудников правилам безопасного поведения на производстве. Все эти меры в совокупности направлены на создание условий, при которых трудовая деятельность будет не только эффективной, но и безопасной для здоровья работников, что соответствует как интересам предприятия, так и требованиям законодательства.

3.2 Охрана окружающей среды

Охрана окружающей среды осуществляется на основе соблюдения ключевых принципов, направленных на обеспечение экологической безопасности и устойчивого развития. Приоритетом является защита здоровья населения и сохранение благоприятной природной среды для жизни, труда и отдыха. Особое внимание уделяется гармоничному сочетанию социально-экономического развития с экологическими требованиями, что способствует переходу Казахстана к устойчивому развитию в условиях рыночной экономики. Важное значение имеет восстановление нарушенных экосистем на территориях с неблагоприятной экологической обстановкой, а также рациональное использование природных ресурсов с постепенным внедрением платного природопользования и экономических механизмов охраны окружающей среды.

Экологическая политика включает меры по сохранению биологического разнообразия и особо ценных природных объектов, имеющих научное и культурное значение. Государственный контроль и регулирование в этой сфере предусматривают строгую ответственность за нарушение природоохранного законодательства. Основополагающими принципами являются превентивные меры по предотвращению экологического ущерба, обязательная оценка воздействия на окружающую среду, а также координация действий государственных органов при осуществлении контроля в области природопользования. Особое внимание уделяется обязательному проведению производственного экологического мониторинга на объектах, осуществляющих экологически опасные виды хозяйственной деятельности.

Важным аспектом является вовлечение общественности и местных органов самоуправления в природоохранную деятельность, а также международное сотрудничество в этой сфере. После завершения разработки месторождения обязательным требованием является проведение рекультивационных работ, направленных на восстановление экологического и экономического потенциала нарушенных земель и водных ресурсов. Рекультивация представляет собой комплекс мероприятий по улучшению состояния окружающей среды и восстановлению продуктивности территорий, пострадавших в результате хозяйственной деятельности. Эти меры способствуют возрождению плодородия почв и возвращению нарушенных земель в хозяйственный оборот, что соответствует принципам устойчивого развития и экологической ответственности.

4 Экономическая часть

Если рабочий день составляет шесть дней, то годовой режим работы шахты будет прерывистым. Количество рабочих дней в году считаем по формуле (4.1):

$$N_{\text{раб}} = N - (N_{\text{вых}} + N_{\text{пр}}), \quad (4.1)$$

где N – количество дней в году; $N_{\text{вых}}$ – количество выходных;
 $N_{\text{пр}}$ – количество праздничных дней в году.

$$N_{\text{раб}} = 365 - (45 + 10) = 310 \text{ дней.}$$

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 Б)

В итоге себестоимость 1 т руды:

$$\sum C = \frac{C_{\text{зп}} + C_{\text{зл}} + C_{\text{мат.зат}} + C_{\text{амор}}}{1703226} = 690 \text{ тенге.}$$

Вывод: Себестоимость свинцово-цинковой руды, проектируемого месторождения «Шалкия», добытой камерно-столбовой системой разработки, составляет 690 тг/т.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Дипломный проект охватывает комплексное проектирование подземной разработки месторождения шалкия с детальным анализом его геологических и технико-экономических характеристик. В ходе исследования были тщательно изучены существующие методики вскрытия месторождений, разработанные ведущими специалистами в области горного дела, включая научные труды О. А. Байконурова, С.К. Савеловского и М. И. Агошкова. При проектировании системы разработки особое внимание уделялось анализу физико-механических свойств рудного тела, угла его залегания, а также экономическим показателям. В результате проведённых расчётов была выбрана камерно-столбовая система как оптимальная для данных условий, учитывающая все особенности месторождения, включая газовый фактор и специфику рудных тел.

Технологическая часть проекта включает детальные расчёты параметров ведения горных работ. Особое внимание уделено определению необходимого количества взрывчатых веществ для эффективной отбойки руды послойным методом. Дополнительно в проекте рассмотрены вопросы обеспечения промышленной безопасности, охраны труда и оптимального размещения наземной инфраструктуры, что позволяет минимизировать риски и повысить эффективность производственных процессов.

Реализация предложенных в проекте решений обеспечит рентабельную и технологически обоснованную разработку месторождения шалкия. Использование камерно-столбовой системы разработки в сочетании с тщательно рассчитанными параметрами ведения горных работ позволит достичь высокой экономической эффективности при соблюдении всех требований безопасности. Проведённые расчёты и анализ подтверждают целесообразность применения подземного способа добычи на данном месторождении, а разработанные технико-экономические показатели демонстрируют перспективность его освоения. Проект представляет собой законченное исследование, объединяющее научные методы проектирования с практическими решениями, направленными на оптимизацию добычи полиметаллических руд.

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 по формуле (А.1):

$$K_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} \cdot K_{\text{К}} \cdot n_{\text{КС}}, \quad (\text{А.1})$$

где H – глубина ствола, м;

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

n – количество стволов.

$$K_{\text{КС}} = 400 \cdot 77\,000 \cdot 1 = 30\,800\,000 \text{ тг.}$$

Проведение скиповых стволов по формуле (А.2):

$$K_{\text{СС}} = H_{\text{СС}} \cdot K_{\text{К}} \cdot n_{\text{СС}}, \quad (\text{А.2})$$

где H – глубина скипового ствола, м;

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

n – количество скиповых стволов.

$$K_{\text{КС}} = 400 \cdot 86\,000 \cdot 1 = 34\,400\,000 \text{ тг.}$$

Проведение вентиляционных стволов по формуле (А.3):

$$K_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} \cdot K_{\text{К}} \cdot n_{\text{ВС}} \quad (\text{А.3})$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

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

n – количество вентиляционных стволов.

$$K_{\text{КС}} = 400 \cdot 46\,000 \cdot 2 = 36\,800\,000 \text{ тг}$$

Проведение квершлагов по формуле (А.4):

$$K_{KB} = \sum L_{KB} \cdot K_k, \quad (A.4)$$

где L_{KB} – длина квершлага, м;

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

$$K_{KB} = 2\,450 \cdot 27\,000 = 66\,150\,000 \text{ тг.}$$

Проведение вентиляционных квершлагов по формуле (A.5):

$$K_{KB} = \sum L_{ВKB} \cdot K_k \cdot n_{ВKB}, \quad (A.5)$$

где $L_{ВKB}$ – длина вентиляционного квершлага, м;

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

$$K_{KB} = 1\,940 \cdot 23\,000 \cdot 2 = 89\,240\,000 \text{ тг.}$$

Количество околоствольного двора по формуле (A.6):

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

где A_r – годовая производительность рудника, т/год;

$n_{од}$ – количество околоствольного двора.

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

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений по формуле (A.7):

$$D = 9,3 + 3,24 \cdot A, \quad (A.7)$$

где A – годовая производительность рудника, т/год.

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

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

Эксплуатационные затраты.

Стоимость поддержания клетового ствола шахты по формуле (A.8):

$$C_{КС} = H_{КС} \cdot R_{КС} \cdot T, \quad (A.8)$$

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

T – срок службы рудника, лет.

$$C_{KC} = 400 \cdot 9\,000 \cdot 30 = 108\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания скипового ствола шахты по формуле (A.9):

$$C_{CC} = H_{BC} \cdot R_{CC} \cdot T, \quad (A.9)$$

где R_{CC} – стоимость поддержания 1 п. м. скипового ствола, тг/м; T – срок службы рудника, лет;

H_{BC} – высота ствола, м.

$$C_{CC} = 400 \cdot 9\,500 \cdot 30 = 114\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты по формуле (A.10):

$$C_{CC} = H_{BC} \cdot R_{BC} \cdot T \cdot n_{BC}, \quad (A.10)$$

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.

$$C_{CC} = 400 \cdot 9\,500 \cdot 30 \cdot 2 = 228\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов по формуле (A.11):

$$C_{KB} = \sum n \cdot L \cdot R \cdot T, \quad (A.11)$$

где L – длина квершлагов, м;

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

T – срок службы выработки, лет.

$$C_{KB} = 6\,330 \cdot 2\,200 \cdot 30 = 417\,780\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагу по формуле (A.12):

$$C_{OT} = L_{KB} \cdot Q_{изв} \cdot K_{OT}, \quad (A.12)$$

где L_{KB} – средняя длина квершлагов, м;

Q_6 – балансовые запасы, т;

K_{OT} – стоимость откатки, тг/т.

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

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений по формуле (А.13):

$$D_p = (0,164 + 0,07 \cdot A_r) \cdot T, \quad (\text{А.13})$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т.

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

Общая сумма эксплуатационных затрат по первому способу составил 930 432 000 тенге.

2) Вскрытие с фланга месторождения с этажными квершлагами.

Капитальные затраты

Проведение главного клетьевого ствола по формуле (А.14):

$$K_{kc} = H_{kc} \cdot K_k \cdot n_{kc}, \quad (\text{А.14})$$

где H – глубина ствола, м;

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

n – количество стволов.

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

Проведение скиповых стволов по формуле (А.15):

$$K_{cc} = H_{cc} \cdot K_k \cdot n_{cc}, \quad (\text{А.15})$$

где H – глубина скипового ствола, м;

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

n – количество скиповых стволов.

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

Проведение вентиляционных стволов по формуле (А.16):

$$K_{vc} = H_{vc} \cdot K_k \cdot n_{vc}, \quad (\text{А.16})$$

где H – глубина вентиляционного ствола, м;

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

n – количество вентиляционных стволов.

$$K_{\text{вс}} = 400 \cdot 46\,000 \cdot 2 = 36\,800\,000 \text{ тг.}$$

Проведение квершлагов по формуле (A.17):

$$K_{\text{кв}} = \sum L_{\text{кв}} \cdot K_k, \quad (\text{A.17})$$

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

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

$$K_{\text{кв}} = 2\,235 \cdot 27\,000 = 60\,345\,000 \text{ тг.}$$

Проведение вентиляционных квершлагов по формуле (A.18):

$$K_{\text{кв}} = \sum L_{\text{вкв}} \cdot K_k \cdot n_{\text{вкв}}, \quad (\text{A.18})$$

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

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

$$K_{\text{кв}} = 5\,220 \cdot 23\,000 = 120\,060\,000 \text{ тг.}$$

Количество околоствольного двора по формуле (A.19):

$$K_{\text{од}} = (0,24 + 0,48 + A_{\text{г}}) \cdot n_{\text{од}}, \quad (\text{A.19})$$

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

$n_{\text{од}}$ – количество околоствольного двора.

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

Стоимость строительства надшахтных зданий и сооружений по формуле (A.20):

$$Д = 9,3 + 3,24 \cdot A, \quad (\text{A.20})$$

где A – годовая производительность рудника, т/год.

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

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

Эксплуатационные затраты

Стоимость поддержания клетового ствола шахты по формуле (A.21):

$$C_{\text{КС}} = H_{\text{КС}} \cdot R_{\text{КС}} \cdot T, \quad (\text{A.21})$$

где $R_{\text{КС}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. ствола, тг/м;
 T – срок службы рудника, лет.

$$C_{\text{КС}} = 400 \cdot 9\,000 \cdot 30 = 108\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания скипового ствола шахты по формуле (A.22):

$$C_{\text{СС}} = H_{\text{СС}} \cdot R_{\text{СС}} \cdot T, \quad (\text{A.22})$$

где $R_{\text{СС}}$ – стоимость поддержания 1 п. м. скипового ствола, тг/м;
 T – срок службы рудника, лет;
 $H_{\text{СС}}$ – высота ствола, м.

$$C_{\text{СС}} = 400 \cdot 9\,500 \cdot 30 = 114\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания вентиляционного ствола шахты по формуле (A.23):

$$C_{\text{ВС}} = H_{\text{ВС}} \cdot R_{\text{ВС}} \cdot T \cdot n_{\text{ВС}} \quad (\text{A.23})$$

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.

$$C_{\text{СС}} = 400 \cdot 9\,500 \cdot 30 \cdot 2 = 228\,000\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость поддержания квершлагов по формуле (A.24):

$$C_{\text{КВ}} = \sum n \cdot L \cdot R \cdot T, \quad (\text{A.24})$$

где L – длина квершлагов, м;
 R – стоимость поддержания 1 п. м. квершлага, тг/м;
 T – срок службы выработки, лет.

$$C_{\text{КВ}} = 7\,455 \cdot 2\,200 \cdot 30 = 492\,030\,000 \text{ тг.}$$

Стоимость откатки по квершлагу по формуле (A.25):

$$C_{\text{ОТ}} = L_{\text{КВ}} \cdot Q_{\text{б}} \cdot K_{\text{ОТ}}, \quad (\text{A.25})$$

где $L_{\text{кв}}$ – средняя длина квершлагов, м;
 $Q_{\text{б}}$ – балансовые запасы, т;
 $K_{\text{от}}$ – стоимость откатки, тг/т.

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

Стоимость ремонта надшахтных зданий и сооружений по формуле (А.26):

$$D_{\text{р}} = (0,164 + 0,07 \cdot A_{\text{г}}) \cdot T, \quad (\text{А.26})$$

где A – годовая производительность рудника, млн. т;
 T – срок службы рудника, лет.

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

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).

Приложение Б

Таблица В.1 – Заработная плата

Должность	Число	Ежемесяч ная 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 Маркшейде р	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
Маркшейде р 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

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

$$570\,000 \cdot 12 = 6\,840\,000 \cdot 15\% = 1\,026\,000 + 6\,840\,000 = 7\,866\,000 \text{ тг.}$$

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
Всё					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

$$15 \cdot 1\,288\,320 = 19\,324\,000 \text{ тг.}$$

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/м³)	125 000 000
Дешевые и быстроизнашиваемые инструменты, специальная одежда (3% от стоимости энергии)	840 628,8
Всего	1 543 433

В.4 – Сумма амортизации зданий 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
Вагоноопрокиды- ватель	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	6 600 000	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

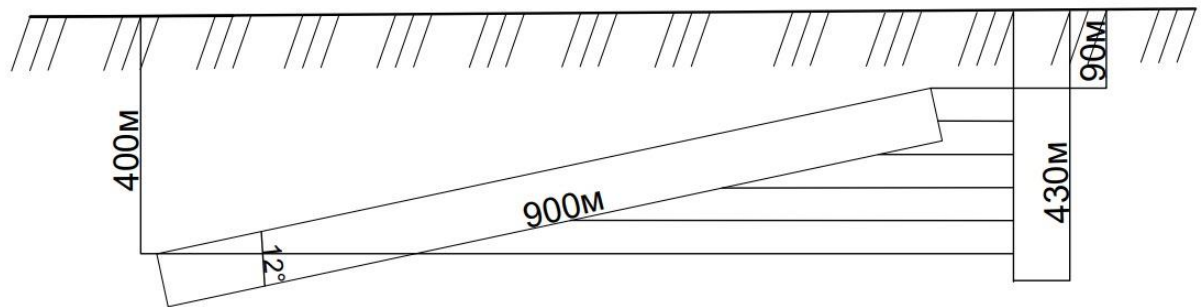
$$3 \cdot 38\,000\,000 = 114\,000\,000 \cdot 25\% = 28\,500\,000 \text{ тг.}$$

По итогам себестоимость добычи 1 т руды:

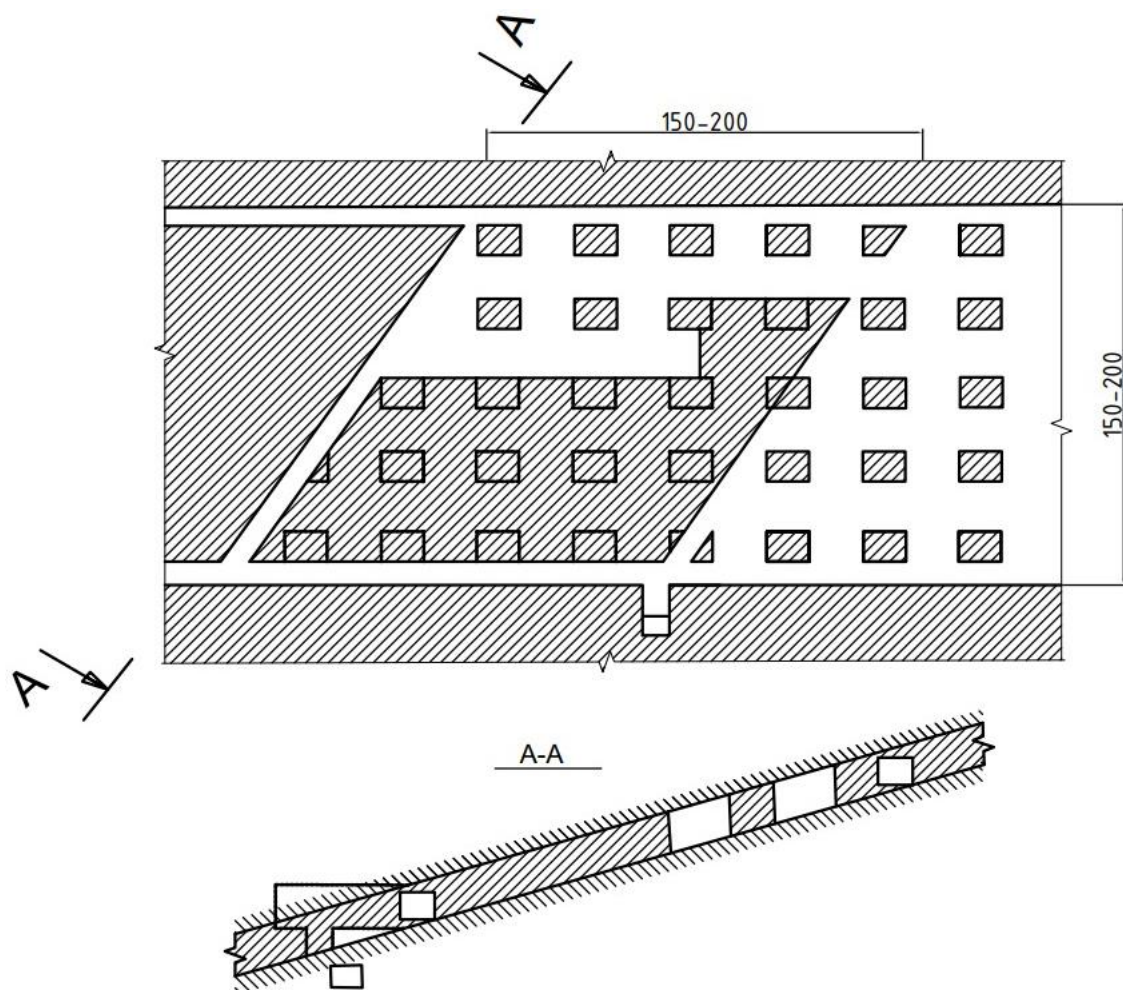
$$\sum C = \frac{C_{\text{эл}} + C_{\text{эл}} + C_{\text{мат.зат}} + C_{\text{амор}}}{1\,703\,226},$$

$$\sum C = \frac{404\,285\,000 + 108\,144\,960 + 154\,413\,433 + 515\,414\,195}{1\,703\,226} 690 \frac{\text{тг}}{\text{т}}.$$

Приложение В
Вскрытие со стороны лежачего бока



Приложение Г
Камерно-столбовая система



Приложение Д
Генеральный план поверхности

