

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра Горное дело

Алим Тамерлан

Проект подземной разработки месторождения Анненское

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6B07205 – Горная инженерия

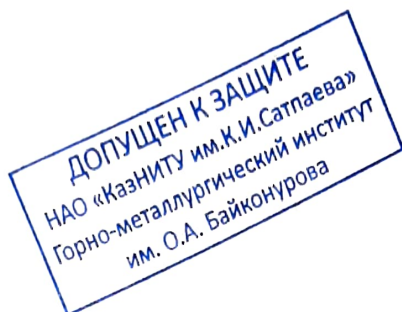
Алматы 2023

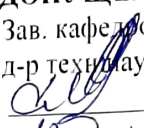
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра Горное дело

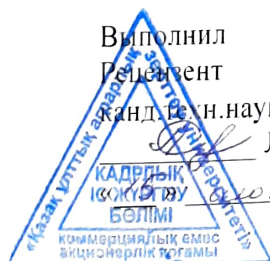


ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Зав. кафедрой «Горное дело»
д-р техн.наук, профессор
 Молдабаев С.К.
«12» июнь 2023г.

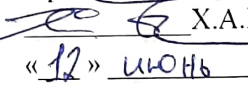
**ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту**

На тему: «Проект подземной разработки месторождения Анненское»

6B07205 – «Горная инженерия»



Выполнил
Рецензент
канд. техн.наук, профессор
 Л.Б.Сабирова
«12» июнь 2023г

Алим Тамерлан
Научный руководитель
д-р техн.наук, профессор
 Х.А.Юсупов
«12» июнь 2023г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра Горное дело



ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся Алим Тамерлану

Тема: Проект подземной разработки месторождения Анненское

Утверждена приказом № 408 от 23 ноября 2023г.

Срок сдачи законченного дипломного проекта «9» июня 2023 г.

Исходные данные к дипломному проекту: Пакет геологической и геофизической информации по месторождению, тексты и графические материалы отчетов и научно-исследовательских работ, фондовая и периодическая литература

Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое их содержание дипломного проекта:

- а) Горно-геологическая характеристика месторождения
- б) Схема вскрытия, технология разработки месторождения.
- в) Охрана труда. Охрана окружающей среды.
- г) Экономическая часть

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертей): представлены слайдов презентации работы

Рекомендуемая основная литература:

1 О.Е. Хоменко М.Н. Кононенко – Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке – 2016г.. 101 стр.

2 Ломоносов Г.Г. – Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений – 2011г., 517 стр.

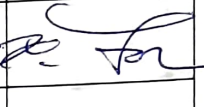
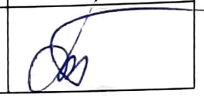
3 Ефремова О.С. «Охрана труда». 2014г..100 стр.

ГРАФИК

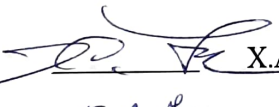
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень вопросов, подлежащих рассмотрению	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геология месторождения	29.04.2023	
Горная часть	06.04.2023	
Генеральный план поверхности	20.04.2023	
Экономика и организация производства	03.05.2023	

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

Название разделов	Руководители, имя, отчество, фамилия (научная степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Геология месторождения	Х.А.Юсупов	29.04.2023	
Горная часть	Х.А.Юсупов	05.04.2023	
Генеральный план поверхности	Х.А.Юсупов	19.04.2023	
Экономика и организация производства	Х.А.Юсупов	02.05.2023	
Нормоконтроль	Д.С.Мендекинова	12.06.2023	

Научный руководитель

 Х.А.Юсупов

Заданию принял к исполнению студент

 Т.Алим

Дата

«18» января 2023 год

АНДАТПА

Бұл дипломдық жобаның мақсаты негізгі параметрлерді және кенді игеру, дайындау және өндіру жүйесін таңдауды ескере отырып, Анненск кен орнын жерасты игеру жобасын әзірлеу болып табылады. Жұмыста кен орнының тау-кен-геологиялық жағдайы туралы мәліметтер пайдаланылды.

Бұл мақсатқа жету үшін келесі мәселелер қарастырылды: кен орнының негізгі параметрлері, игеру жүйесін таңдау, кенді дайындау және өндіру.

Жұмыс барысында геологиялық модельдеу және есептеу әдістері қолданылды, сонымен қатар алынған нәтижелерге талдау жасалды. Алынған қорытындылар Анненск кен орнын тиімді жерасты игеру мүмкіндігі туралы қорытынды жасауға мүмкіндік береді.

Бұл жобаның нәтижелері тау-кен металлургия өнеркәсібі үшін практикалық маңызды болып табылады және басқа кен орындарын жерасты өндіруді жоспарлау және жүргізу кезінде пайдаланылуы мүмкін.

АННОТАЦИЯ

Целью данного дипломного проекта является разработка проекта подземной разработки месторождения Анненск с учетом основных параметров и выбора системы разработки, подготовки и добычи руды. В работе были использованы данные горно-геологической обстановки месторождения.

Для достижения поставленной цели были рассмотрены следующие вопросы: основные параметры месторождения, выбор системы разработки, подготовка и добыча руды.

В ходе работы были использованы методы геологического моделирования и расчетов, а также проведены анализ полученных результатов. Полученные выводы позволяют сделать вывод о возможности эффективной подземной разработке месторождения Анненск.

Результаты данного проекта имеют практическую значимость для горно-металлургической отрасли и могут быть использованы при планировании и проведении работ по подземной разработке других месторождений.

ABSTRACT

The purpose of this diploma project is to develop a project for the underground development of the Annensk deposit, taking into account the main parameters and the choice of a system for the development, preparation and extraction of ore. The data of the mining and geological situation of the deposit were used in the work.

To achieve this goal, the following issues were considered: the main parameters of the deposit, the choice of development system, preparation and extraction of ore.

In the course of the work, methods of geological modeling and calculations were used, as well as an analysis of the results obtained. The obtained conclusions make it possible to draw a conclusion about the possibility of effective underground development of the Annensk deposit.

The results of this project are of practical importance for the mining and metallurgical industry and can be used in planning and carrying out underground mining of other deposits.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	7
1	Геологическая часть	8
1.1	Географические условия месторождения	8
1.2	Структура месторождения	9
1.3	Типы руд	10
2	Горная часть	11
2.1	Исходные данные для составления дипломного проекта	11
2.2	Годовая производительность и срок существования рудника	11
2.3	Выбор способа разработки месторождения	15
2.4	Технико-экономическое сравнение вариантов вскрытия	16
2.5	Горно-капитальные работы	24
2.6	Основные вскрывающие выработки	24
2.7	Околоствольный двор	24
2.8	Система разработки	27
2.9	Технико-экономическое сравнение вариантов систем разработок	27
2.10	Подготовительно – нарезные работы	31
2.11	Технология и механизация очистных работ	33
2.12	Очистные работы	33
2.13	Определение производительности и количества задействованного технологического оборудования	35
3	Дополнительный раздел	38
3.1	Аэрология	38
3.2	Вентиляция	38
3.3	Борьба с выделениями вредных газов и пыли	38
3.4	Схема проветривания забоев	39
3.5	Расчет расхода воздуха для вентиляции шахты	40
3.6	Выбор вентилятора проветривания	41
3.7	Горно-механическая часть	43
3.8	Подземный транспорт	43
3.9	Самоходные транспортные машины	44
3.10	Электровозная откатка	44
3.11	Водоотлив	47
3.12	Защита окружающей среды и охрана труда	47
3.13	Защита окружающей среды	48
3.14	Охрана труда	48
3.15	Генеральный план поверхности Анненского рудника	49
3.16	Экономическая часть	49
	Заключение	
	Список использованной литературы	
	Приложение А	

ВВЕДЕНИЕ

Суверенная Республика Казахстан, обладает значительными запасами природных ресурсов, среди которых горная промышленность играет ключевую роль, особенно в производстве цветных металлов. Развитие горнорудной отрасли является важным фактором для стимулирования роста экономики страны, особенно в тяжелой промышленности.

Казахстан имеет значительные запасы полезных ископаемых, квалифицированных кадров и научную базу, которые могут быть использованы для обеспечения экономической самостоятельности страны. Однако, изменения в технологии добычи и обогащения руд, а также усложнение экологической ситуации в районах горных работ, требуют принятия новых методов для эффективной работы в горнорудной промышленности.

Для успешного развития горнорудной отрасли в Казахстане необходимо принять ряд мер, направленных на модернизацию и диверсификацию этой области. Введение новых технологий, улучшение инфраструктуры и обучение квалифицированных специалистов могут значительно повысить эффективность добычи и обработки руды. Более того, улучшение экологической ситуации в районах горных работ является приоритетным направлением, чтобы минимизировать негативное воздействие на окружающую среду и обеспечить устойчивое развитие этой отрасли.

Кроме того, Казахстан может увеличить свою конкурентоспособность на международном рынке цветных металлов путем расширения экспортных возможностей и привлечения иностранных инвестиций. Важным фактором является развитие партнерских отношений с другими странами, особенно с теми, которые имеют высокий спрос на цветные металлы.

Правительство Казахстана уже предпринимает шаги для поддержки горнорудной отрасли. Одна из таких мер - создание специальных инвестиционных зон и льгот для компаний, занимающихся горнодобывающей и обрабатывающей деятельностью. Такие меры позволят привлечь новые инвестиции и стимулировать рост производства в этой области.

В заключение, горная промышленность играет важную роль в экономике Казахстана, и развитие этой отрасли является ключевым фактором для стимулирования роста страны. Принятие новых технологий, улучшение экологической ситуации и привлечение инвестиций способны обеспечить устойчивое развитие горнорудной отрасли и повысить конкурентоспособность Казахстана на международном рынке. Это позволит стране использовать свои значительные запасы природных ресурсов эффективно и достичь экономической самостоятельности.

1 Геологическая часть

1.1 Географические условия месторождения

Анненский рудник расположен в Улытауском районе Карагандинской области, в Республике Казахстан (рисунок 1.1). В 18 км северо-западнее г. Жезказган. Ближайший город - Сатпаев расположен северо-восточнее Анненского рудника, с расстоянием от границ месторождения до жилой застройки около 2,7 км, а до границы территории промышленных предприятий города около 1 км. Обоганительные фабрики № 1 и № 2 расположены в городе Жезказган. Площадь месторождения 20 км², координаты 47°53'02.7"N 67°29'31.4"E. Жезказганское месторождение связано железной дорогой с городами Жарык, Жезказган, Сатпаев, Жезды. Авиалиниями город Жезказган связан с такими городами как: Алматы, Астана, Москва, с областными центрами Казахстана и другими городами стран СНГ. Территориально бассейн Анненского рудника принадлежит Корпорации «Казахмыс». Входит в состав района «Восточно-Жезказганский рудник» (ВЖР).

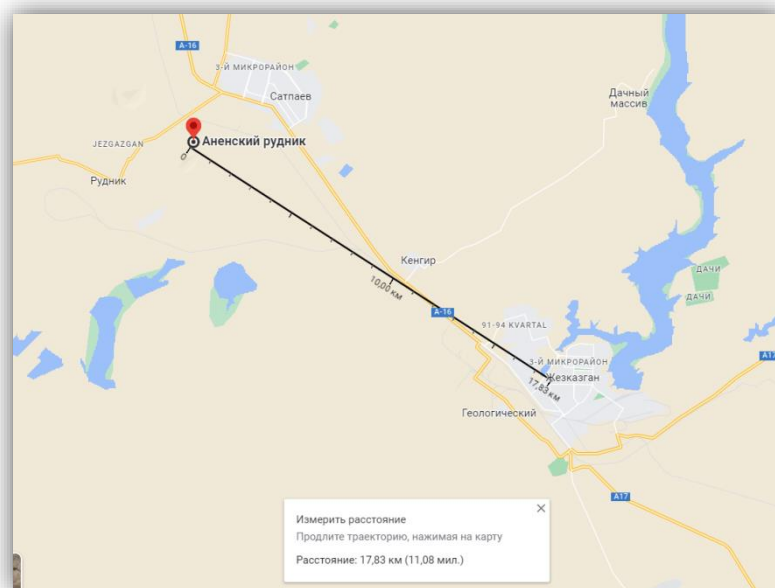


Рисунок 1.1 – Местоположение Анненского рудника

Климат района типичен для континентальной пустыни и сухой степи. Наиболее низкие среднесуточные отрицательные температуры воздуха отмечаются в районе месторождения в январь-февраль (-39-43°C) месяцах. Наиболее высокие положительные температуры – июль-август (+38 – +46°C). Среднегодовое количество осадков 120-200 мм. Преобладают ветры восточного, северо-восточного, северного направлений. Среднегодовая скорость ветра 4,3 м/с. Наибольшая скорость ветра достигает 28 м/с. Количество осадков 95-175 мм/год. Максимальное суточное количество осадков составляет 23 мм. Максимальная толщина снежного покрова 350 мм,

средняя 260 мм. Количество снежных дней в году 110-140 дней. Глубина промерзания грунта составляет 2,2 м. Сейсмически устойчив, землетрясения могут достигать 6 баллов. Рельеф местности мелкосопочный. Абсолютные отметки поверхности в пределах месторождения равны 380 - 400 м над уровнем моря.

Техническое и питьевое водоснабжение осуществляется водохранилищами установленные на реках Жезды и Каракенгир емкостью 70 млн. м³ и 319 млн. м³ и полезной отдачей 15млн. м³ и 42 млн. м³ в год соответственно. Помимо этого водоснабжение осуществляется такими источниками как подземные воды.

Жезказганское месторождение меди приобрело свою известность ещё в период бронзового века. Начиная с 1926 года, на данном месторождении были проведены геологоразведочные работы, а с 1928 года началась активная добыча, которая продолжается и в настоящее время.

Анненский рудник относится к Жезказганской толще осадочных пород, который состоит из линз конгломератов, алевролитов с прослойками, роговиков и периодически сменяющихся слоев красных и серых песчаников. Общая мощность данного комплекса пород установлена в 650м. Осадочные породы Жезказганской толщи состоят из двух свит: верхне-Жезказганскую и нижне-Таскудукскую. Верхне-Жезказганская свита имеет мощность 385 м, объединенных в 6 рудоносных горизонтов. Нижне-Таскудукская свита имеет мощность 257м и состоит из 16 слоев красных и серых песчаников, объединенных в три рудоносных горизонта. В геологическом строении месторождения принимают участие отложения Белеутинского горизонта, серпуховского ярусы и кенгирской свиты. Отложения Белеутинского горизонта обнажаются на северно – восточной части месторождения. Они представлены зеленовато – серыми, серыми песчаниками, алевролитами с прослоями органогенно-детритовых известняков. На площади в верхней части разреза (100- 200 м) Белеутинского горизонта в слоях серых песчаников установлены три залежи свинцово – цинковых руд[5].

1.2 Структура месторождения

Развитие тектонической трещиноватости в породах рудоносной толще тесно связано с формированием складчатой структуры месторождения. Наиболее интенсивная трещиноватость характерна для зон флексур и прифлексурных участков. По ориентировке положения в пластах выделяются два основных типа трещин:

- согласно с напластованием или полого секущие напластования;
- поперечные и круто секущие трещины и зоны дробления.

Трещины первого типа нередко развиваются по более ранним внутрипластовым трещинами, имеющим, вероятнее всего, диагенетическое происхождение. Именно такие трещины обычно содержат жильную минерализацию. Следует сказать, что минерализованные трещины составляют незначительную часть трещин, развитых в рудоносной толще, а количество

рудного материала в них ничтожно мало по сравнению с выраженным оруденением.

1.3 Типы руд

В бассейне Анненского рудника преимущественно преобладают Полезные ископаемые руды цветных металлов. Среди *основных* полезных компонентов в руде являются: свинец (Pb), цинк (Zn) и медь (Cu), притом, что медные руды имеют доминирующее значение. Среди *попутных* полезных компонентов рудника главными являются: сера (S), осмий (Os), рений (Re), серебро (Ag) и кадмий (Cd). Второстепенными компонентами являются: кобальт (Co), никель (Ni), молибден (Mo), олово (Sn), висмут (Bi), мышьяк (As), сурьма (Sb), тербий (Te), селен (Se), галлий (Ga), индий (In), таллий (Tl), германий (Ge), платина (Pt), ртуть (Hg)[5].

Руда Анненского рудника в технологическом предикате разделена на 4 промышленных типов:

- медные окисленные
- медные сульфидные
- комплексные
- свинцовые

На месторождении на долю медных окисленных руд приходится 1,8% медных сульфидных руд 16,6% комплексных руд 5,5 % и свинцовых руд 6,1% от балансовых запасов.

Обогащительные фабрики корпорации «Казахмыс» перерабатывают лишь сульфидные руды, а добытые окисленные руды складироваться в отвале для последующего кучного выщелачивания.

Оруденение на Жезказганском месторождении приурочено к пластам серых песчаников. В разрезе продуктивной толщи выделяются десять рудоносных горизонтов с 29 пластами. Рудные тела относятся к пластовому типу и имеют различную конфигурацию и размеры. Мощность рудных тел колеблется от 1-3 до 25-35 м. Руды и металлы расположены на глубине от 100 до 400 метров, некоторые рудные тела имеют глубину залегания до 1030 метров. Залежи Анненского участка имеют сложное строение из-за наличия комплексных и свинцово-цинковых руд, которые чередуются с медными рудами.

2 Горная часть

2.1 Исходные данные для составления дипломного проекта

В ходе прохождения производственной практики были предоставлены следующие данные в целях разработки проекта рудника:

- длина по простиранию $L_{\text{пр}} = 2100$ м;
- мощность наносов $h_n = 60$ м
- угол падения залежи $\alpha = 10^\circ$;
- средняя мощность рудного тела $m_{\text{ср}} = 8$ м;
- глубина залегания рудного тела $H = 300$ м;
- содержание полезного компонента в руде; медь (Cu) = 0,9 %;
- $f_{\text{руды}} = 18-20$;
- $f_{\text{породы}} = 16-17$;
- плотность руды; $\gamma = 2,65$ т/м³;

В соответствии с анализом, рудовые материалы проявляют низкую склонность к скоплению и самовозгоранию, а шахта демонстрирует незначительный уровень опасности, связанный с наличием газов и пыли.

2.2 Годовая производительность и срок существования рудника

В соответствии с установленными стандартами, балансовые запасы рассчитываются на основе предписанной формулы:

$$Q_6 = L_{\text{пр}} \cdot L_{\text{пад}} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma \quad (2.1)$$

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

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

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

γ – плотность руды, т/м³.

$$L_{\text{пад}} = \frac{H}{\sin \alpha} = \frac{300}{\sin 10^\circ} = 1728 \text{ м}$$

$$Q_6 = 2,65 \cdot 1728 \cdot 8 \cdot 2100 = 76\,930\,560 \text{ т}$$

Промышленные запасы:

$$Q_{\text{пром}} = Q_6 - \Pi_{\text{проект}}; \quad (2.2)$$

где $P_{\text{проект}}$ – проектные потери. Согласно проектным нормативам, расчетные потери, которые в среднем составляют 10–15% от объема балансовых запасов, подлежат учету.

$$P_{\text{проект}} = 9\,616\,320 \text{ т}$$

$$Q_{\text{пром}} = 76\,930\,560 - 12,5\% = 67\,314\,240 \text{ т}$$

Извлекаемые запасы:

$$Q_{\text{изв}} = Q_{\text{пром}} - P_{\text{экспл}} \quad (2.3)$$

где $P_{\text{экспл}}$ – эксплуатационные потери, Согласно принятой методике, эксплуатационные потери рассчитываются на основе таблицы (2.1), и определяются от объема промышленных запасов.

$$P_{\text{экспл}} = 8\,414\,280 \text{ т}$$

$$Q_{\text{изв}} = 67\,314\,240 - 12,5\% = 58\,899\,960 \text{ т}$$

Так как на Анненском руднике качество руды не превышает средней ценности, принимаем допустимые эксплуатационные потери – 12,5 %

В соответствии с установленными нормами, допустимые эксплуатационные потери варьируются в зависимости от ценности руды.

Таблица 2.1 – Допустимые эксплуатационные потери для различной ценности руды

Качество руды	Допустимые эксплуатационные потери, %
Богатые	2 – 5
Средней ценности	5 – 20
Бедные	20 – 50

Коэффициент потерь руды – это отношение количества потерянной при добыче руды к промышленным ее запасам[1]:

$$K_{\text{п}} = \frac{P_{\text{экспл}}}{Q_{\text{пром}}} \quad (2.4)$$

Из формулы извлекаемых запасов, находим: « $P_{\text{экспл}}$ »,

$$\Pi_{\text{экспл}} = Q_{\text{пром}} - Q_{\text{изв}} \quad (2.5)$$

Следовательно, формула коэффициента потерь руды выглядит следующим образом:

$$K_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{пром}} - Q_{\text{изв}}}{Q_{\text{пром}}} = 1 - \frac{Q_{\text{изв}}}{Q_{\text{пром}}}$$

где отношение извлекаемых запасов к промышленным запасам равняется коэффициенту извлечения.

$$\frac{Q_{\text{изв}}}{Q_{\text{пром}}} = K_{\text{и}} = 0,875 = 87,5\%$$

Годовая производительность рудника определяется горнотехническими условиями и по величине годового продвижения линии очистных работ:

$$A_{\text{г}} = S \cdot K_{\text{и}} \cdot \sum_{i=1}^{i=n} k_i \cdot \frac{d_i}{S_i} \quad (2.6)$$

где S – горизонтальная площадь месторождения, тыс. м²; (3628,8 тыс. м²)

$K_{\text{и}}$ – коэффициент использования рудной площади принимается по таблице (2.2);

n – число применяемых на рудной шахте систем разработки;

k_i – доля применяемых систем разработки в общем объеме добычи руды на шахте, равная

$$k_i = \frac{S_{\text{ср}}}{S} \quad (2.7)$$

$$A_{\text{г}} = 3\,628,8 \cdot 0,05 \cdot \frac{3\,465}{3\,628,8} \cdot \frac{960}{75} = 2\,217,6 \text{ тыс. т/год} = 2\,217\,600 \text{ т/год}$$

Принимаем производительность рудника по горным возможностям $A_{\text{г}} = 2\,217\,600 \text{ т/год}$.

$$A_{\text{г}} = 2\,217\,600 \text{ т/год}$$

Таблица 2.2 – Коэффициент использования рудной площади в зависимости от горизонтальной площади месторождения

Горизонтальная площадь месторождения, тыс. м ²	Коэффициент использования рудной площади
5-10	0,35-0,27
10-20	0,27-0,23
20-50	0,23-0,17
50-100	0,17-0,13
100-200	0,13-0,09
200-400	0,09-0,06
>400	0,05

$K_{и.к}$ – коэффициент изменения качества руды

$$K_{и.к} = \frac{1-P}{1-P} \quad (2.8)$$

где $P = 20\% = 0,2$ – коэффициент потери рудника,
 $P = 7\% = 0,07$ – коэффициент разубоживания руды.

$$K_{и.к} = \frac{1 - 0,2}{1 - 0,07} = 0,86$$

Срок существования рудника:

Полный срок службы рудника определяются по следующей формуле:

$$T = t_p + t_{пр} + t_3 \quad (2.9)$$

где t_p, t_3 - время развитие и затухание горных работ (2-5 лет)

$t_{пр}$ - время работы рудника с проектной годовой производительностью:

$$t_{пр} = \frac{Q_{изв}}{A_r} = \frac{58\,899\,960}{2\,217\,600} \approx 26,5 \text{ лет}$$

По формуле определяем полный срок службы шахты:

$$T = 5 + 26,5 + 2,5 = 34 \text{ лет}$$

2.3 Выбор способа разработки месторождения

Разработка любого карьера требует проведения технико-экономических расчетов, в том числе в первую очередь определяется выбор способа отработки карьера.

Шахты представляют собой пустые ложбины, образовавшиеся в результате добычи полезных ископаемых в рудных залежах или прилегающих породах. Существует три метода разработки месторождений полезных ископаемых. Они бывают: открытые, подземные и смешанные. Применение того или иного способа выемки зависит от рудно-геологических условий месторождения, в том числе от глубины выемки.

Для этого определяем максимальную глубину выемки карьера. Если эта глубина меньше глубины залегания рудного тела, то эффективна подземная добыча руды, а если меньше - эффективна открытая добыча[4].

Граничный коэффициент определяется из следующего выражения:

$$K_{\Gamma} = \frac{(C_n - C_o)}{C_{\delta}} \quad (2.10)$$

где $C_n = 7100$ тг/т – себестоимость добычи руды подземным способом;

$C_o = 3120$ тг/т – себестоимость добычи руды открытым способом;

$C_{\delta} = 1550$ тг/т – себестоимость вскрышных работ:

$$K_{\Gamma} = \frac{(7100 - 3120)}{1550} = 2,56$$

Чтобы выбрать метод разработки по формуле Б.Боголюбова необходимо определить максимальную глубину перехода от открытого способа к подземному:

$$x = \frac{K_{\text{и}} \cdot K_{\Gamma} \cdot m}{\text{ctg}\beta + \text{ctg}\gamma} \quad (2.11)$$

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

K_{Γ} - граничный коэффициент вскрыши;

m - средняя мощность залежи ;

$\beta=60^{\circ}$, $\gamma=55^{\circ}$ — углы борта карьера на лежащей и висячей сторонах руды.

По формуле (2.11) определяем пороговую глубину перехода от открытого способа к подземному:

$$x = \frac{2,56 \cdot 0,875 \cdot 8}{0,7 + ,057} = 14,1$$

Рудное тело находится на глубине 60 м от поверхности земли, максимальная глубина открытой разработки составляет 14 м. Таким образом, используется подземная разработка месторождения.

Вскрытие месторождения

Для вскрытия месторождения технически возможными являются следующие варианты:

- вскрытие вертикальным стволом;
- вскрытие наклонным стволом с транспортированием руды самоходным оборудованием;
- вскрытие наклонным стволом, оборудованным конвейером.

Применение последнего варианта существенно ограничено, поскольку он не соответствует особенностям взрывной отбойки при добыче прочных руд с использованием буровзрывных работ. Кроме того, при данной производительности рудника транспортирование крупнокусковой высокоабразивной руды конвейером нецелесообразно. Поэтому для технико-экономического сравнения оставляем два первых варианта.

Затраты на проведение и эксплуатацию вентиляционных стволов для обоих вариантов одинаковы, поэтому при сравнении их не учитываем.

Поперечное сечение вскрышных выработок и объем околоствольного двора принимаем типовыми в соответствии с годовой производительностью рудника.

2.4 Технико-экономическое сравнение вариантов вскрытия

а) Вскрытие вертикальным стволом

При проведении ствола по лежащему боку месторождения находим затраты на проведение и поддержание квершлаггов. Для этого вычисляем высоту этажа по формуле:

$$H_{\text{эт}} = \frac{A \cdot w \cdot t_{\text{в.п}} \cdot (1-p)}{S \cdot \gamma \cdot (1-\pi)} \quad (2.12)$$

где $w = 1,1 - 1,2$ коэффициент опережения очистных работ, принимаем $w = 1,2$;

$t_{\text{в.п}} = 4$ года - время вскрытия и подготовки этажа;

S - горизонтальная эксплуатационная площадь рудного тела:

$$S = \frac{m_{\text{ср}} \cdot L_{\text{пп}}}{\sin \alpha} \quad (2.13)$$

$$S = \frac{8 \cdot 1728}{\sin 10^\circ} = 79\,609 \text{ м}^2$$

$$H_{\text{эт}} = \frac{2\,217\,600 \cdot 1,2 \cdot 4 \cdot (1 - 0,07)}{79\,609 \cdot 2,65 \cdot (1 - 0,2)} = 58,66 \text{ м}$$

Количество этажей:

$$n_{\text{э}} = \frac{h_{\text{к}}}{H_{\text{эт}}} \quad (2.14)$$

где $h_{\text{к}} = L_{\text{пад}} \cdot \sin \alpha = 1728 \cdot \sin 10^\circ = 300 \text{ м}$

$$n_{\text{э}} = \frac{300}{58,66} = 5,11 \approx 5$$

Принимаем 5 этажей по $h = 60 \text{ м}$

Длина квершлагов:

$L_1 = 166 \text{ м}, L_2 = 663 \text{ м}, L_3 = 1160 \text{ м}, L_4 = 1657 \text{ м}.$

Общая длина квершлагов:

$$\sum L_{\text{кв}} = L_1 + L_2 + L_3 + L_4 \quad (2.15)$$

$$\sum L_{\text{кв}} = 166 + 663 + 1160 + 1657 = 3646 \text{ м}$$

Средняя длина квершлага:

$$L_{\text{ср.кв}} = \frac{\sum L_{\text{кв}}}{n} \quad (2.16)$$

где $n = 4$ – количество квершлагов:

$$L_{\text{ср.кв}} = \frac{3646}{4} = 911,5 \text{ м}$$

а) Капитальные затраты

Затраты на проведение вертикального ствола по принятому поперечному сечению ствола (при $d_{вч} = 6,6$ м) вчерне, $S_c = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = 34 \text{ м}^2$ определяется по формуле:

$$Q_{\text{пр.вс}} = K_{\text{пр.вс}} \cdot S_c \cdot (H_{\text{гр}} + h') \quad (2.17)$$

где $K_{\text{пр.вс}}$ – стоимость проходки вертикального ствола, при сечении ствола 34 м^2 и при проходке по породам с крепостью $f=16$,

$$K_{\text{пр.вс}} = 900 \text{ тг/м}^3,$$

$$S_c = 34 \text{ м}^2 \text{ – площадь поперечного сечения ствола;}$$

$$H_{\text{гр}} = 483 \text{ м – глубина разработки месторождения;}$$

$$h' = 30 \text{ м - глубина ствола ниже последнего вскрытого горизонта:}$$

$$Q_{\text{пр.вс}} = 900 \cdot 34 \cdot (483 + 30) = 15\,697\,800 \text{ тг}$$

Капитальные затраты на проходку квершлагов:

$$Q_{\text{пр.кв}} = K_{\text{пр.кв}} \cdot S_{\text{кв}} \cdot \sum L_{\text{кв}} \quad (2.18)$$

где $K_{\text{пр.кв}}$ - стоимость проходки квершлага, при квершлага с поперечным сечением $18,2 \text{ м}^2$ и при проходке по породам с крепостью $f=16$,

$$K_{\text{пр.кв}} = 200 \text{ тг/м}^3;$$

$$S_{\text{кв}} - 18,2 \text{ м}^2 \text{ – площадь поперечного сечения квершлага;}$$

$$\sum L_{\text{кв}} = 3646 \text{ м – общая длина квершлагов;}$$

$$Q_{\text{пр.кв}} = 200 \cdot 18,2 \cdot 3646 = 13\,271\,440 \text{ тг}$$

Капитальные затраты на проведение околоствольных выработок:

Согласно производительности рудника принимаем кольцевой тип околоствольного двора. Ориентировочный объем выработок околоствольного двора $V_{\text{од}} = 10000 \text{ м}^3$

$$Q_{\text{пр.од}} = K_{\text{пр.од}} \cdot V_{\text{од}} \quad (2.19)$$

где $K_{\text{пр.од}}$ – затраты на проходку околоствольного двора, $K_{\text{пр.од}} = 170 \text{ тг/м}^3$;

$$Q_{\text{пр.од}} = 170 \cdot 10000 = 1\,700\,000 \text{ тг}$$

б) Эксплуатационные затраты

Рассчитываем эксплуатационные затраты на поддержание вертикального ствола по следующей формуле:

$$Q_{\text{под.вс}} = K_{\text{под.вс}} \cdot T \cdot H'_k \quad (2.20)$$

где $K_{\text{под.вс}}$ – стоимость поддержание 1 п.м в год,

$K_{\text{под.вс}} = 9000$ тг/п.м в год,

$T = 34$ лет - срок службы рудника,

H'_k – полная глубина ствола.

$$H'_k = H_{\text{гр}} + h' = 483 + 30 = 513 \text{ м} \quad (2.21)$$

$$Q_{\text{под.вс}} = 9000 \cdot 34 \cdot 513 = 156\,978\,000 \text{ тг.}$$

Эксплуатационные затраты на поддержание квершлагов:

$$Q_{\text{под.кв}} = 2 \cdot K_{\text{под.кв}} \cdot L_{\text{ср.кв}} \cdot t_{\text{э}} \quad (2.22)$$

где $K_{\text{под.кв}}$ - стоимость поддержания квершлагов 1п.м. в год ,

$K_{\text{под.кв}} = 2000$ тг/п.м в год;

$L_{\text{ср.кв}} = 911,5$ м – средняя длина квершлагов.

$t_{\text{э}}$ – время отработки этажа.

$$t_{\text{э}} = \frac{T}{n} \quad (2.23)$$

где $n = 4$ – число квершлагов;

$$t_{\text{э}} = \frac{34}{4} = 8,5 \text{ лет}$$

$$Q_{\text{под.кв}} = 2 \cdot 2000 \cdot 911,5 \cdot 8,5 = 30\,991\,000 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты на откатку руды по квершлагам к стволу:

$$Q_{\text{отк}} = K_{\text{отк}} \cdot L_{\text{ср}} \cdot Q_{\text{б}} \cdot \frac{(1-p)}{(1-p)} \quad (2.24)$$

где $K_{\text{отк}}$ – стоимость откатки 1т руды на 1м,

$K_{отк} = 0,0003 \text{ тг/т} \cdot \text{м},$
 $Q_6 = 76\,930\,560 \text{ т}$ – балансовые запасы,
 $\pi = 0,2$ – потери,
 $p = 0,07$ – разубоживание.

$$Q_{отк} = 0,0003 \cdot 911,5 \cdot 76\,930\,560 \cdot \frac{(1 - 0,2)}{(1 - 0,07)} = 18\,096\,053 \text{ тг}$$

Эксплуатационные затраты на откатку руды по квершлагам к стволу на поверхность:

$$Q_{пад} = K_{под}' \cdot H_k' \cdot Q_6 \cdot \frac{(1-\pi)}{(1-p)} \quad (2.25)$$

где $K_{под}$ – стоимость подъёма 1т руды на 1м,
 $K_{под} = 0,0012 \text{ тг/т} \cdot \text{м};$

$$Q_{пад} = 0,0012 \cdot 513 \cdot 76\,930\,560 \cdot \frac{(1 - 0,2)}{(1 - 0,07)} = 40\,738\,454 \text{ тг.}$$

Эксплуатационные затраты на водоотлив:

$$Q_{вод} = K_{вод} \cdot H_k' \cdot Q_6 \cdot \frac{(1-\pi)}{(1-p)} \quad (2.26)$$

где $K_{вод}$ – стоимость водоотлива по стволу на 1м высоты,
 $K_{вод} = 0,001 \text{ тг/м}^3$

$$Q_{вод} = 0,001 \cdot 513 \cdot 76\,930\,560 \cdot \frac{(1 - 0,2)}{(1 - 0,07)} = 33\,948\,711 \text{ тг.}$$

б) Вскрытие наклонным стволом с транспортированием руды самосвалами

а) Капитальные затраты

Затраты на проведение наклонного ствола:

$$Q_{пр.нс} = K_{пр.нс} \cdot S_c \cdot L_c \quad (2.27)$$

где $K_{пр.нс}$ – стоимость проведения 1м³ наклонного ствола,
 $K_{пр.нс} = 950 \text{ тг/м}^3$

S_c – сечение наклонного ствола (принимается по самой крупной технике, проходимой по наклонному стволу (TORO – 40D),

$$S_c = 20,2 \text{ м}^2$$

$$L_c = 3755 \text{ м} - \text{длина наклонного ствола.}$$

$$Q_{\text{пр.нс}} = 950 \cdot 20,2 \cdot 3755 = 72\,058\,450 \text{ тг}$$

Затраты на приобретение и содержание автосамосвалов:

$$Q_{\text{об}} = (K_o - K_x) \cdot N_a \quad (2.28)$$

где K_o – 70 000 000 тг – стоимость одного самосвала TORO – 40D;

K_x – стоимость хранения (стоянки) одного самосвала, $K_x = 750$ тг,

N_a – инвентарное число самосвалов для транспортирования руды:

$$N_a = \frac{A \cdot K_{\text{нер}} \cdot K_{\text{инв}}}{2 \cdot 365 \cdot A_{\text{см}}} \quad (2.29)$$

где $K_{\text{нер}} = 1,15$ – коэффициент неравномерности работы самосвалов;

$K_{\text{инв}} = 1,2$ коэффициент инвентарности

2 – число рабочих смен в сутки,

365 – число рабочих дней в году,

$A_{\text{см}}$ – сменная производительность самосвала.

$$A_{\text{см}} = \frac{l_{\text{см}} \cdot q_a}{2 \cdot L_c} \quad (2.30)$$

где $l_{\text{см}}$ – сменный пробег самосвала, по данным практики $l_{\text{см}} = 70$ км;

$q_a = 40$ т – грузоподъемность самосвала.

$$A_{\text{см}} = \frac{70 \cdot 40}{2 \cdot 3,755} = 373 \text{ т/см}$$

$$N_a = \frac{2\,217\,600 \cdot 1,15 \cdot 1,2}{2 \cdot 365 \cdot 373} = 11 \text{ шт}$$

$$Q_{\text{об}} = (70\,000\,000 + 750) \cdot 11 = 770\,008\,250 \text{ тг}$$

б) Эксплуатационные затраты на поддержание наклонного ствола.

$$Q_{\text{под.нс}} = K_{\text{под.нс}} \cdot T \cdot L_c \quad (2.31)$$

где $K_{\text{под.нс}} = 2400$ тг/п.м. в год – затраты на поддержание наклонного ствола

$$Q_{\text{под.нс}} = 2400 \cdot 34 \cdot 3755 = 306\,408\,000 \text{ тг}$$

На транспортирование руды самосвалами:

$$Q_{\text{тр}}' = \frac{l_{\text{см}} \cdot (C_1 + C_2)}{1000 \cdot A_{\text{см}}} + \frac{C_3}{A_{\text{см}}} \quad (2.32)$$

где C_1 – коэффициент затрат на обслуживание и ремонт автомашин,
 $C_1 = 20 \text{ тг/км}$;
 C_2 – коэффициент затрат на ГСМ, ($C_2 = 4 \text{ тг/км}$);
 C_3 – средняя заработная плата водителя за смену; ($C_3 = 700 \text{ тг/см}$);

$$Q_{\text{тр}}' = \frac{70 \cdot (20 + 4)}{1000 \cdot 373} + \frac{700}{373} \approx 2 \text{ тг/т} \cdot \text{км}$$

$$Q_{\text{тр}} = \frac{Q_{\text{тр}}' \cdot Q_{\text{изв}} \cdot L_c}{1000} \quad (2.33)$$

где $Q_{\text{изв}} = 58\,899\,960 \text{ т}$ – извлекаемая руда;

$$Q_{\text{тр}} = \frac{2 \cdot 58\,899\,960 \cdot 3755}{1000} = 442\,338\,700 \text{ тг}$$

Затраты на водоотлив:

$$Q_{\text{вод}} = K_{\text{вод}} \cdot Q_{\text{изв}} \quad (2.34)$$

где $K_{\text{вод}} = 0,12 \text{ тг/м}^3$ – стоимость водоотлива, приходящегося на 1 т руды при высоте нагнетания в 1 м.

$$Q_{\text{вод}} = 0,12 \cdot 3755 \cdot 58\,899\,960 = 26\,540\,322 \text{ тг}$$

Затраты на дорожное покрытие:

Стоимость 1 км дороги наклонного ствола с цементно-бетонным покрытием при ширине проезжей части 5 м (350 000 000 тг). Тогда общая стоимость дороги:

$$Q_{\text{дор}} = 350\,000\,000 \cdot L_c \quad (2.35)$$

$$Q_{\text{дор}} = 350\,000 \cdot 3755 = 1\,314\,250\,000 \text{ тг}$$

Данные по затратам приводим в таблице (2.3):

Таблица 2.3 – Техничко-экономические показатели вариантов вскрытия

Наименование затрат	Показатели, тг	
	1 вариант	2 вариант
1	2	3
1 Капитальные затраты:		
- на проведение ствола	15 697 800	72 058 450
- на проведение квершлагов	13 271 440	
- на проведение околоствольного двора	1 700 000	
- на приобретение и содержание самосвалов		770 008 250
2 Эксплуатационные затраты:		
- на поддержание ствола	156 978 000	306 408 000
- на поддержание квершлагов	30 991 000	
- на откатку по квершлагам	18 096 053	
- на подъем руды по стволу	40 738 454	
- на водоотлив	33 948 711	26 540 322
- на транспортирование руды		442 338 700
- на дорожные покрытия		1 314 250 000
ВСЕГО ЗАТРАТ:	311 421 458	2 931 603 722

Оптимальный вариант определяем по минимальным удельным суммарным затратам.

Значит с экономической точки зрения, второй вариант нецелесообразен. Поэтому по наименьшим удельным суммарным затратам принимаем вариант вскрытия вертикальным стволом.

Достижение проектной мощности по добыче руды в большой степени зависит от организации бесперебойного транспортирования руды. Исходя из этого, применяем групповое вскрытие вертикальными стволами с применением концентрационного горизонта, что дает следующие преимущества:

- концентрируется откатка руды с верхних горизонтов на одном, что способствует более экономичному использованию шахтного оборудования;
- максимально загружает дробильный комплекс и подъем главного ствола;
- значительно снижается себестоимость 1 тонны руды.

Место заложения ствола определяет по методу профессора Соболевского, и выбираем, исходя из следующих соображений:

- по средневзвешенному центру тяжести рудной залежи, сокращения подземной откатки;
- уменьшение запасов руды в охранном целике ствола;
- удобства площадки для размещения надшахтных сооружений;
- осуществление проветривания по фланговой схеме при всасывающем способе вентиляции.

Вскрытие принимаем одноступенчатое, проходка ствола осуществляется сразу на всю глубину.

2.5 Горно-капитальные работы

Для обеспечения нормальной деятельности рудника необходимо в течение всего срока существования непрерывно вести горно-капитальные и подготовительные работы.

2.6 Основные вскрывающие выработки

Рудничное поле вскрывается вертикальными скиповыми, клетьевым, грузовым и вентиляционными стволами, расположенными на фланге месторождения.

Скиповой ствол предназначен для выдачи руды и породы на поверхность. Диаметр ствола вчерне - 6,6 м, в свету - 6м. Толщина бетонной крепи 300 мм. Ствол имеет два скипа емкостью 20м³. Расположение скипов выбрано с учетом их разгрузки на поверхности в бункере с последующей погрузкой руды в железнодорожные вагоны и отправкой на обогатительную фабрику.

Клетевой ствол предназначен для спуска-подъема людей и малогабаритных материалов. Ствол оборудован клетью с противовесом и ходовым отделением, в котором расположены трубы и силовые кабели. Диаметр ствола вчерне - 5,6 м, в свету - 6 м. Толщина бетонной крепи 300 мм.

Грузовой ствол служит для спуска - подъема крупногабаритной техники, механизмов, материалов, а также для подачи в подземные горные выработки свежего воздуха. Диаметр ствола в проходке - 8,7 м и 8 м в свету, толщина крепи 350 мм.

Произведем проверку сечения вентиляционного ствола по условию вентиляции. Скорость воздуха в стволе[2]:

$$V = A_{\text{сут}} \cdot K_3 \cdot q_{\text{сут}} \quad (2.36)$$

где $A_{\text{сут}} = 6076$ т/сут – суточная производительность рудника,

$K_3 = 1,1$ – коэффициент запаса воздуха,

$q_{\text{сут}} = 0,8$ м³/мин – норма подаваемого в шахту воздуха на 1 т суточной добычи.

$$V = 6076 \cdot 1,1 \cdot 0,8 = 8.9 \text{ м/с}$$

По правилам безопасности такая скорость удовлетворяет условию вентиляции, т. к. она не должно превышать 12 м/с.

2.7 Околоствольный двор

В соответствии с годовой производительностью для обеспечения пропускной способности околоствольный двор шахты принят кольцевой.

В пределах околоствольного двора располагаются следующие камеры: насосная, электроподстанция противопожарная, электровозное депо, камера опробования, ожидания, медпункт.

Кроме того, имеются камеры опрокида, бункера, камера подземной дробилки, дозаторная камера.

Камера электровозного депо размещается между ветвями околоствольного двора и имеет два независимых выхода, оборудованных противопожарными дверями.

Объем электровозного депо:

$$V_{\text{э.д}} = L_{\text{эл}} \cdot B \cdot H \quad (2.37)$$

где $L_{\text{эл}} = 22 \text{ м}$ – длина депо с учетом размещения трех электровозов;

$B = H = 2,4 \text{ м}$ – ширина и высота камеры.

$$V_{\text{э.д}} = 22 \cdot 2,4 \cdot 2,4 = 127 \text{ м}^3$$

Вагонное депо с одновременным размещением 10 вагонеток:

$$V_{\text{в.д}} = L_{\text{депо}} \cdot B \cdot H \quad (2.38)$$

где $L_{\text{депо}} = 82,7 \text{ м}$ – длина депо,

$B = H = 2,4 \text{ м}$.

$$V_{\text{в.д}} = 82,7 \cdot 2,4 \cdot 2,4 = 477 \text{ м}^3$$

Камера противопожарного инвентаря:

$$V_{\text{п.и}} = L_{\text{к}} \cdot B \cdot H \quad (2.39)$$

где $L_{\text{к}} = 10 \text{ м}$ – длина камеры;

$B = 5,75 \text{ м}$ – ширина камеры;

$H = 2,4 \text{ м}$ – высота камеры.

$$V_{\text{п.и}} = 10 \cdot 5,75 \cdot 2,4 = 138 \text{ м}^3$$

Объем выработок для грузовой и порожней ветвей:

- грузовая ветвь – 1,5 состава:
- порожняя ветвь – 1,5 состава:
- длина состава – 92,7 м:
- сечение выработок – $10,5\text{ м}^2$

$$V_{г.в} = 1,5 \cdot 92,7 \cdot 10,5 = 1460 \text{ м}^3$$

Объем выработок на поворотах:

$$V_{п} = 2200 \text{ м}^3$$

Объем камеры ожидания:

$$V_{к.о} = L_{к.о} \cdot B \cdot H \quad (2.40)$$

где $L = 17,5 \text{ м}$,
 $B = 2 \text{ м}$,
 $H = 2,2 \text{ м}$.

$$V_{к.о} = 17,5 \cdot 2 \cdot 2,2 = 77 \text{ м}^3$$

Объем насосной камеры:

$$V_{н.к} = L_{н.к} \cdot B \cdot H \quad (2.41)$$

где $L = 24\text{ м}$;
 $B = 5\text{ м}$;
 $H = 5\text{ м}$.

$$V_{н.к} = 24 \cdot 5 \cdot 5 = 600 \text{ м}^3$$

Объем водосборника, состоящего из двух выработок, рабочей и резервной:

$$V_{вод} = S_{в} \cdot l \quad (2.42)$$

где $S_{в} = 16 \text{ м}^2$ – сечение водосборника;
 $l = 60 \text{ м}$ – длина водосборника;

$$V_{вод} = 16 \cdot 60 = 960 \text{ м}^3$$

Общий объем водосборников:

$$V_{общ.вод} = 2 \cdot 960 = 1920 \text{ м}^3$$

2.8 Система разработки

На выбор системы разработки влияют такие важнейшие горно-геологические факторы:

1. Постоянные – мощность рудного тела, угол падения, глубина разработки, устойчивость руды и вмещающих пород;
2. Переменные – ценность рудного состава, вмещающих пород, гидрогеологические условия.

От принятой разработки зависят также такие важнейшие показатели работы рудника, как производительность труда горнорабочего, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания при добыче, затраты и величина потерь при переработке, количество и себестоимость конечной продукции горного предприятия (концентрата и металла) величина приведенных затрат и размер получаемой прибыли. Поэтому выбор системы разработки и ее конструктивных элементов представляет одну из самых ответственных задач как для проектируемого, так и для действующего рудника.

В соответствии с классификацией профессора Именитова все системы разработки по принципу способа поддержания очистного пространства при выемке руды разделяются на три класса. Исходя из данных для дипломного проекта можно применить системы первого класса с естественным поддержанием очистного пространства, характеризующегося тем, что поддержание очистного пространства не требует значительных и материальных затрат и основан на использовании естественной устойчивости руд и вмещающих пород[2].

Для выбора системы разработки применяем метод исключения, который сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении всех существующих систем разработок.

Исходя из горно-геологических условий месторождения, выбираем две наиболее производительные системы и проводим технико-экономическое сравнение:

- 1 *панельно–столбовая система разработки;*
- 2 *система разработки горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства.*

2.9 Техничко-экономическое сравнение вариантов систем разработок

При сравнении вариантов систем разработок пользующаяся при экономической оценке себестоимостью добычи 1 тонны руды с учетом экономического ущерба, вызываемого разными по величине потерями и разубоживанием.

Потери при *панельно–столбовой* системе разработки принимаем $\Pi = 20\%$, разубоживание $p = 7\%$.

Потери при системе разработки *с закладкой* $\Pi = 5\%$, разубоживание $p = 10\%$.

Экономический ущерб от более высокого разубоживания:

$$y_p = \left(\frac{\alpha}{a_1} - \frac{\alpha}{a_2} \right) \cdot (C_d - C_c + C_{\text{пер}}) \quad (2.43)$$

где $\alpha = 0,9\%$ - содержание металла в балансовой руде;

a_1 и a_2 – содержание металла в рудной массе для сравниваемых систем разработок (индекс 1 принимается для системы разработки с повышенным разубоживанием):

$$a_1 = \alpha - p_1 \cdot \alpha_1 \quad (2.44)$$

$$a_2 = \alpha - p_2 \cdot \alpha_1 \quad (2.45)$$

где p_1 и p_2 – разубоживание в первом и втором вариантах;

$$a_1 = 0,9 - 0,05 \cdot 0,9 = 0,81 \%$$

$$a_2 = 0,9 - 0,07 \cdot 0,9 = 0,84 \%$$

C_d – себестоимость полной добычи 1 т рудной массы для системы разработки с более высоким разубоживанием, $C_d = 4000$ тг/т;

$C_c = 800$ тг/т – себестоимость добычи 1 т рудной массы по системе разработки, то есть без учета затрат по другим производственным процессам (транспорт, подъем), а также общешахтных расходов;

$C_{\text{пер}} = 200$ тг/т – себестоимость переработки 1 т рудной массы, включая затраты на поверхностный транспорт,

$$y_p = \left(\frac{0,9}{0,81} - \frac{0,9}{0,84} \right) \cdot (4\,000 - 800 + 200) = 135 \text{ тг/т}$$

Величину y_p необходимо прибавить к себестоимости добычи 1 тонны руды по системе разработки, которая имеет более высокое разубоживание;

$$y'' = y_p + C_d \quad (2.46)$$

$$y'' = 135 + 4\,000 = 4\,135 \frac{\text{тг}}{\text{т}}$$

Экономический ущерб от потерь, отнесенных на 1 тонну извлекаемых запасов балансовой руды:

$$Y_{\Pi} = d_{\Pi} \cdot \frac{(K_1 - K_2)}{K_2} \quad (2.47)$$

где d_{Π} - экономический ущерб от потери 1 тонны балансовых запасов:

$$d_{\Pi} = d_{\text{раз}} + d_{\text{ам}} + d_{\text{пр}} \quad (2.48)$$

где $d_{\text{раз}}$ - величина затрат, вложенных в разведку 1 т балансовых запасов.

$$d_{\text{раз}} = 0,0005 \cdot \frac{\alpha}{100} \cdot d_{\text{м}} \quad (2.45)$$

где $d_{\text{м}}$ - оптовая цена 1 т металла. Цена на Лондонской бирже металлов сегодня составляет: 7962,5 US\$ за тонну. 1 Доллар США равен 444,54 Казахстанским тенге.

$$d_{\text{м}} = 7962,5 \$ = 3\,539\,649,75 \text{ тг}$$

$$d_{\text{раз}} = 0,0005 \cdot \frac{0,9}{100} \cdot 3\,539\,649,75 = 15,92 \text{ тг/т}$$

$d_{\text{ам}}$ – амортизационные отчисления на 1 т балансовых запасов:

$$d_{\text{ам}} = 0,05 \cdot C_{\text{д}} \quad (2.49)$$

где $C_{\text{д}}$ - полная себестоимость добычи 1т руды системой разработки с повышенными потерями, $C_{\text{д}} = 1260 \text{ тг/т}$;

$$d_{\text{ам}} = 0,05 \cdot 1260 = 63 \text{ тг/т}$$

$d_{\text{пр}}$ – прибыль, получаемая в результате реализации продукции, извлекаемой из 1т балансовых запасов:

$$d_{\text{пр}} = (\Pi_0 - C_6) + \Pi_{\text{пр}} \cdot \Pi_0 \quad (2.50)$$

где Π_0 - оптовая цена металла извлекаемого из 1 т балансовых запасов:

$$\Pi_0 = \frac{(d_{\text{м}} \cdot \alpha)}{100} \quad (2.51)$$

$$\Pi_0 = \frac{(3\,539\,649,75 \cdot 0,9)}{100} = 31\,857 \text{ тг/т}$$

C_6 - себестоимость добычи и переработки в расчете на 1 т.

$$C_6 = C_d + C_{\text{пер}} \quad (2.52)$$

$$C_6 = 1\,260 + 200 = 1\,460 \text{ тг/т}$$

$\Pi_{\text{гр}}$ - затраты на геологоразведку к оптовой цене металла, извлеченного из 1 т балансовых запасов, $\Pi_{\text{гр}} = 2\text{-}10\%$, принимаем $\Pi_{\text{гр}} = 2\%$;

$$d_{\text{пр}} = (31\,857 - 1460) + 0,02 \cdot 31\,857 = 31\,034 \text{ тг/т}$$

$$d_{\text{п}} = 15,92 + 63 + 31\,034 = 31\,112,92 \text{ тг/т}$$

K_1 и K_2 – коэффициенты извлечения руды при добыче для сравниваемых систем разработок:

$$K_1 = \frac{(1 - \Pi_1)}{(1 - P_1)} \quad (2.53)$$

$$K_2 = \frac{(1 - \Pi_2)}{(1 - P_2)} \quad (2.54)$$

где индекс 1 относится к системе разработки с меньшими потерями;

$$K_1 = \frac{(1 - 0,05)}{(1 - 0,1)} = 1,055$$

$$K_2 = \frac{(1 - 0,2)}{(1 - 0,07)} = 0,86$$

$$Y_{\text{п}} = 31\,112,92 \cdot \frac{(1,055 - 0,86)}{0,86} = 7054,7 \text{ тг/т}$$

Величину $Y_{\text{п}}$ нужно прибавить к себестоимости 1т руды с балансовым содержанием по системе разработки, которая имеет более высокие потери:

$$Y''_{\text{п}} = 1260 + 7054,7 = 8314,7 \text{ тг/т}$$

Из производственных расчетов видно, что при данном уровне развития техники потери полезного ископаемого существенного экономического ущерба не вызывают.

Принимаем более производительную и менее трудоемкую систему разработки и использованием высокопроизводительного оборудования. Такой является панельно – столбовая система, учитывая, что для месторождения с рудами невысокой ценности важнейшими показателями экономической эффективности являются себестоимость добычи полезного ископаемого.

2.10 Подготовительно – нарезные работы

Подготовительно – нарезные работы заключаются в проходке комплекса выработок, необходимых для ведения очистных работ в соответствии и принятой системой разработки.

Подготовка панели заключается в проведении откаточного штрека по ширине панели и проведении от него панельных штреков, которые имеют заезды в панель через каждые 40м, в проведении вентиляционным штреком.

К нарезным работам относится проведение работ в выемочных единицах.

Все подготовительные и нарезные работы проходят специализированные проходческие бригады.

Сечение выработок, принимаем типовым из условия прохождения по ним самого крупногабаритного оборудования, плюс все зазоры в соответствии с ЕПБ. По данным практики принимаем площадь поперечного сечения всех подготовительно – нарезных выработок – 22 м², на закруглениях 25м².

Состав проходческого комплекса:

- для бурения шпуров – СБУ-2Б
- для погрузки и доставки отбитой горной массы – TORO-501D;
- для заряжания шпуров – ЗП-2

Скорость проходки выработок по данным практики – 150 м/мес.

Удаленный вес подготовительных и нарезных выработок на 1000 т готовых к выемке запасов:

$$K_{\text{пн}} = \frac{(1000 \cdot \sum L)}{(B_{\text{п}} - B_{\text{пн}})} \quad (2.55)$$

где $B_{\text{пн}}$ - количество руды, извлекаемое при подготовке панели:

$$B_{\text{пн}} = \sum V_{\text{пн}} \cdot \gamma \quad (2.56)$$

где $\sum V_{\text{пн}}$ - общий объем подготовительно нарезных выработок,

$$\Sigma V_{\text{пн}} = 18\,400 \text{ м}^3;$$

$$B_{\text{пн}} = 18\,400 \cdot 2,65 = 48\,760 \text{ т}$$

ΣL - суммарная длина всех подготовительно – нарезных выработок,
 $\Sigma L = 1120 \text{ м};$

$$K_{\text{пн}} = \frac{(1000 \cdot 1120)}{(943\,200 - 48\,760)} = 1,25 \text{ т}$$

Время подготовки панели к очистной выемке тремя проходческими бригадами ≈ 4 месяца.

Показатель извлечения руды по панели:

а) потери руды:

$$П_p = \frac{П_{\text{п}}}{B_{\text{п}}} = \frac{264\,827}{943\,200} = 0,28 \quad (2.57)$$

где $П_{\text{п}}$ - потери руды в целиках в панели

б) разубоживание:

$$p = \frac{B}{D} \quad (2.58)$$

где B – количество вмещающих пород,

$$B = 35\,000 \text{ т};$$

$$D = B_{\text{п}} - П_{\text{п}} + B = 943\,200 - 264\,827 + 35\,000 = 713\,373 \text{ т} \quad (2.59)$$

$$p = \frac{35\,000}{713\,373} = 0,05$$

в) коэффициент извлечения рудной массы:

$$K_{\text{и}} = \frac{(1 - П_1)}{(1 - p)} = 0,76 \quad (2.60)$$

2.11 Технология и механизация очистных работ

Очистная выемка заключается в проведении цикла технических процессов по отбойке, погрузке руды и креплению очистного пространства соответствующими комплексами самоходного оборудования.

Отбойка руды в камерах – мелко-шпуровая. Негабаритные куски руды дробятся в забое после каждого цикла работ.

Технологические процессы (бурение, зарядание, взрывание, уборка, крепления, вентиляция и другие) производится согласно паспортам.

По мере продвижения очистной машиной в автосамосвалы и доставляется по панели к откаточному штреку и капитальному рудоспуску.

Исходя из данных горно – технологических условий принимается следующий состав добычного комплекса самоходного оборудования:

- «Параматик Г205Т» – для бурения шпуров;
- «ПМЗШ -2» – для зарядания шпуров;
- «Cat - 980G0» – для погрузки отбитой горной массы;
- автосамосвал «TORO – 40D» – для транспортирования руды;
- самоходный полук «СП – 8А» – для осмотра, обделки крепления кровли.

2.12 Очистные работы

Расчет ведем на цикл производственных процессов применительно к выемочному участку.

Расчет паспорта буровзрывных работ:

Диаметр шпуров принимаем $d = 51$ мм в соответствии с принятым оборудованием, Сетка расположения шпуров устанавливается на основании площади забоя на 1 шпур, по данным практики $S = 1,82 \text{ м}^2$.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС):

$$W = d \cdot \sqrt{\frac{0.785 \cdot \Delta \cdot k_3}{q \cdot m}} \quad (2.61)$$

где m – коэффициент сближения зарядов, принимаем $m = 1,1-1,5$

Δ – плотность зарядания,

k_3 – коэффициент заполнения шпура,

d – диаметр шпура, м;

q – удельный расход ВВ, кг/м³.

Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = a \cdot w = 1,1 \cdot 1,3 = 1,43 \text{ м} \quad (2.62)$$

Площадь забоя:

$$S_3 = l \cdot h = 8 \cdot 10 = 80 \text{ м}^2 \quad (2.63)$$

Число шпуров на забой:

$$N_{\text{шп}} = \frac{S_3}{S} = \frac{80}{1,82} = 44 \text{ шп} \quad (2.64)$$

Применяем вертикальный клиновой вруб с углами малого и большого вруба 690 (на основании практики и паспорта БВР).

Глубину шпуров принимаем в соответствии с техническими возможностями бурового оборудования $l_{\text{шп}} = 3,54 \text{ м}$

Общая длина шпуров:

$$L_{\text{шп}} = N_{\text{шп}} \cdot l_{\text{шп}} = 44 \cdot 3,54 = 155,76 \text{ м} \quad (2.65)$$

Длина шпуров на 1 м^3 отбойки руды:

$$l_6 = \frac{L_{\text{шп}}}{V_{\text{отб}}} \quad (2.66)$$

где $V_{\text{отб}}$ - объем отбойки руды за цикл:

$$V_{\text{отб}} = L_{\text{шп}} \cdot S_3 \cdot h \quad (2.67)$$

где $h = 0,95$ – коэффициент использования шпура:

$$V_{\text{отб}} = 155,76 \cdot 80 \cdot 0,95 = 269,04 \text{ м}^3$$

$$l_6 = \frac{155,76}{269,04} = 0,58 \text{ м/м}^3$$

Выход руды:

$$V_p = \frac{V_{\text{отб}}}{L_{\text{шп}}} = \frac{269,04}{155,76} = 1,72 \text{ м/м}^3 \quad (2.68)$$

Общий расход ВВ за цикл:

$$Q_{\text{ВВ}} = q_{\text{ш}} \cdot L_{\text{ш}} \cdot k_3 \quad (2.69)$$

где $q_{\text{ш}}$ - масса заряда ВВ, приходящаяся на 1м шпура:

$$q_{\text{ш}} = \frac{\pi \cdot d^2 \cdot D \cdot K_3}{4} \quad (2.70)$$

где $D = 1100 \text{ кг/м}^3$ – плотность заряжения;

$K_3 = 0,8 - 0,9$ – коэффициент плотности заряжения шпуров;

$$q_{\text{ш}} = \frac{3,14 \cdot 0,051^2 \cdot 1100 \cdot 0,8}{4} = 1,79 \text{ кг/м}$$

$k_3 = 0,8$ – коэффициент заполнения шпуров;

$$Q_{\text{ВВ}} = 1,79 \cdot 155,76 \cdot 0,8 = 224 \text{ кг}$$

Удельный расход ВВ на отбойку:

$$q = \frac{Q_{\text{ВВ}}}{V_{\text{отб}}} = \frac{224}{269,04} = 0,83 \text{ кг/м}^3 \quad (2.71)$$

Способ взрывания принимаем электрический с применением электродетонаторов ДЭЛ – 1А.

Место укрытия взрывника - транспортный штрек.

2.13 Определение производительности и количества задействованного технологического оборудования

Время на обуривания забоя:

$$T_{\text{оз}} = \frac{L_{\text{шп}}}{Q_3} \quad (2.72)$$

где $Q_3 = 549,4 \text{ м/см}$ – сменная эксплуатационная производительность бурильной установки;

$$T_{\text{оз}} = \frac{155,76}{549,4} = 0,3 \text{ см}$$

Подготовка забоя к взрыванию:

Для заряжения шпуров принимаем самоходную пневмо-зарядную машину ПМЗШ–2.

Эксплуатационная производительность $Q_3 = 210 \text{ м/см}$.

Время на подготовку забоя к взрыванию:

$$t_{\text{вз}} = t_{\text{п}} + t_{\text{в}} + t_3 \quad (2.73)$$

где $t_{\text{п}} = 25 \text{ мин.}$ – подача машины в забой;

$t_{\text{в}} = 11 \text{ мин}$ - время на вспомогательные работы;

t_3 = время на зарядку шпуров:

$$t_3 = N_{\text{шп}} \cdot t'_3 \quad (2.74)$$

где $t'_3 = 1,05$ мин – время на зарядку одного шпура;

$$t_3 = 44 \cdot 1,05 = 46 \text{ мин},$$

$$t_{\text{вз}} = 25 + 11 + 46 = 82 \text{ мин}.$$

Одной машиной ПМЗШ – 2 за смену можно обслужить три забоя.

Среднесуточная производительность блока:

$$P = \frac{D_{\text{цк}}}{t_{\text{цк}}} \cdot n_c \cdot n_{\text{оз}} \quad (2.75)$$

где $D_{\text{цк}} = 705 \text{ т}$ - количество отбитой руды за цикл;

$t_{\text{цк}}$ - производительность цикла работ в камере:

$$t_{\text{цк}} = t_{\text{бур}} + t_{\text{вз}} + t_y + t_k \quad (2.76)$$

где $t_k = 0,9 \text{ см}$ - время на бурение шпуров под крепление и установку анкерной крепи,

t_y – время на уборку отбитой горной массы:

$$t_y = \frac{V_{\text{отб}} \cdot \gamma}{Q_3} \quad (2.77)$$

где $Q_3 = 1400 \text{ т/см}$ – сменная эксплуатационная производительность погрузчика;

$$t_y = \frac{269,04 \cdot 2,65}{1400} = 0,5 \text{ см},$$

$$t_{\text{цк}} = 0,3 + 0,14 + 0,5 + 0,9 = 1,84 \text{ см}.$$

$n_c = 2$ – число смен в сутки ж

$n_{\text{оз}} = 3$ – число забоев в одновременной работе;

$$P = \frac{705}{1,84} \cdot 2 \cdot 3 = 2300 \text{ т/сут}$$

Необходимое число панелей для выполнения суточного объема добычи:

$$N_{\text{пан}} = \frac{A \cdot K_p}{365 \cdot 2 \cdot P_{\text{см}}} \quad (2.78)$$

где $P_{\text{см}}$ – сменная производительность панели:

$$P_{\text{см}} = \frac{P}{2} = \frac{2300}{2} = 1150 \text{ т/сут} \quad (2.79)$$

$K_p = 1,35$ – коэффициент резерв, учитывающий время на подготовку панели;

$$N_{\text{пан}} = \frac{A \cdot K_p}{365 \cdot 2 \cdot P_{\text{см}}} = \frac{2\,217\,600 \cdot 1,35}{365 \cdot 2 \cdot 1150} = 3,56 \text{ ед.}$$

3 Дополнительный раздел

3.1 Аэрология

Аэрология подземных рудников - это научная область, изучающая воздушную среду в подземных рудниках. Она включает анализ качества воздуха, систем вентиляции, газодинамики и регулирования давления с целью обеспечения безопасности и эффективности работы.

3.2 Вентиляция

Широкое применение на шахтах высокопроизводительного самоходного оборудования, производство взрывных работ в больших масштабах связано с интенсивным выделением в рудничную атмосферу пыли и вредных компонентов – газов (СО, NO, NO₂ и др.) В этой обстановке, усложняющейся к тому же весьма разветвленными сетями и наличием значительного объема пустот, чрезвычайно возрастает роль вентиляции в обеспечении комфортных и безопасных условий труда рабочих.

Шахты Жезказгана в течении длительного времени проветриваются по фланговой схеме при всасывающем способе проветривания, предусматривающем подачу свежего воздуха, с поверхности по стволу, расположенному в центре шахтного поля. При этом движения воздуха обеспечивается за счет разрежения, создаваемого вентиляторами главного проветривания (РВП), устанавливаемых на поверхности у вентиляционных стволов.

Вентиляторные установки шахт оснащаются обычно центробежными вентиляторами типа ВЦД – 32, ВЦД – 33, ВЦД – 40. В настоящее время на шахтах корпорации «Kazakhmys» действуют 26 вентиляционных установок главного проветривания с общей производительностью порядка 4200 м³/с воздуха.

3.3 Борьба с выделениями вредных газов и пыли

При подземной разработке основными источниками пылеобразования являются: буровзрывные работы, погрузочно-разгрузочные работы, дробление и транспортирование горной массы.

Основным средством борьбы с пылью в условиях шахты служит вентиляция.

Из большого числа разработанных и испытанных на шахтах способов по борьбе с пылью практическое применение получили следующие меры:

- применение при бурении мокрого бурения и гранулированных ВВ с их увлажнением;
- использование туманообразователей типа ТЗ-1, ТК-1 при взрывных работах;

- орошение призабойных площадей и увлажнение отбитой горной массы перед уборкой;
- устройство арочных водяных завес на откаточном горизонте;
- полив подземных дорог поливомоечными машинами типа ПМ-8.

3.4 Схема проветривания забоев

Горные выработки (шахтные стволы, штольни, квершлагги, штреки и другие) обычно проводят как одинарные тупиковые выработки. Проветривание таких выработок после взрывных работ осуществляют вентиляторами местного проветривания. При этом применяют три способа проветривания: нагнетательный, всасывающий и комбинированный (рисунок 3.1).

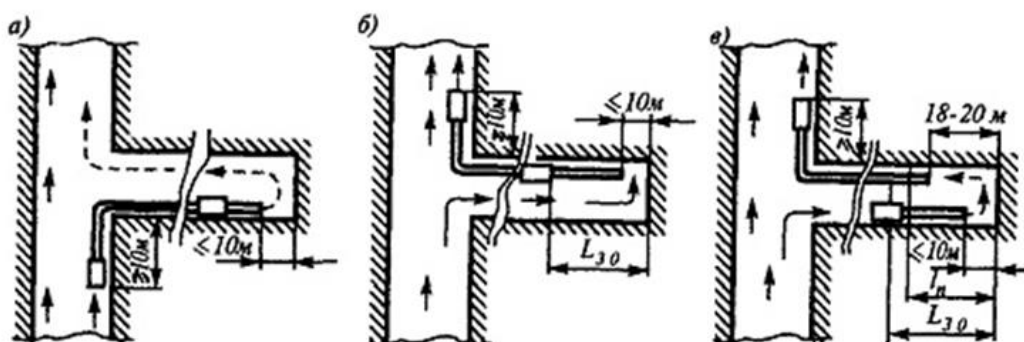


Рисунок 3.1 – Примеры схем к нагнетательному (а), всасывающему (б) и комбинированному (в) способам проветривания

Нагнетательный способ проветривания является наиболее распространенным и обязательным на газовых шахтах и рудниках. Его преимущество заключается в эффективной вентиляции призабойной зоны с помощью дежательной струи свежего воздуха, выходящей с большой скоростью из трубопровода. Согласно правилам безопасности, конец трубопровода на газовых угольных шахтах должен находиться на расстоянии 8 м от забоя, а на не газовых и рудных шахтах – на расстоянии 12 м и 10 м соответственно. Благодаря нагнетательному способу в призабойное пространство поступает свежий воздух без содержания метана, что способствует безопасным условиям труда.

Недостаток нагнетательного способа проветривания заключается в том, что во время взрывных работ ядовитые газы движутся по выработке. Поэтому люди могут входить в выработку только при достижении безопасной концентрации ядовитых газов.

Всасывающий способ проветривания применяется на угольных и рудных шахтах, которые не являются опасными по газу. Его преимущество состоит в том, что свежий воздух поступает к забою по выработке, и большая его часть не содержит газов. Объем удаления вредных веществ при правильной организации

всасывающего проветривания определяется площадью поперечного сечения выработки и длиной зоны отброса газов. Он остается постоянным и не зависит от длины выработки, что делает его менее эффективным по сравнению с нагнетательным способом.

Основной недостаток всасывающего способа проветривания заключается в трудности поддержания расстояния между концом всасывающего трубопровода и забоем из-за вероятности повреждения трубопровода разлетающимися кусками породы. Чаще всего при всасывающем способе применяется жесткий трубопровод, но при установке вентилятора в призабойной зоне можно использовать гибкий трубопровод, который защищается металлическим отрезком для сохранности вентилятора.

Комбинированный способ проветривания чаще всего применяется при скоростной проходке на не газовых шахтах. Он сочетает достоинства нагнетательного и всасывающего способов проветривания. При комбинированном способе используется один или два вентилятора. В случае одного вентилятора он сначала работает на всасывание, а после удаления высококонцентрированного газового облака из забоя по трубопроводу он переключается на всасывание. Второй вентилятор (вспомогательный) с коротким нагнетательным трубопроводом устанавливается в выработке близко к забою. Подача нагнетательного вентилятора должна быть на 20-30% меньше количества воздуха, которое поступает во всасывающий трубопровод.

3.5 Расчет расхода воздуха для вентиляции шахты

Расчет производим по следующим показателям:

1 по факту расхода ВВ.

2 по факту газов, выходящих при работе ДВС самоходного оборудования.

Расход воздуха по фактору расхода ВВ определяется по формуле (3.1)

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{100 \cdot J_{\text{ВВ}} \cdot B \cdot K_3}{T \cdot C_d} \quad (3.1)$$

где $J_{\text{ВВ}}$ – газовость ВВ, $J_{\text{ВВ}} = 0,04 \text{ м}^3/\text{кг}$

B – количество одновременно взрываемого ВВ, $B = 1185 \text{ кг}$;

K_3 – коэффициент запаса (при всасывающем способе вентиляции рудника и отсутствии аэродинамической связи с поверхностью $K_3=1,4$);

T – время проветривания выработки после взрыва, $T=60 \text{ мин}$.

C_d – максимально допустимая концентрация газа в общей исходящей струе шахты (для условного оксида углерода $C_d = 0,008 \text{ \%}$).

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{100 \cdot 0,04 \cdot 1185 \cdot 1,4}{60 \cdot 0,008} = 13\,825 \frac{\text{м}^3}{\text{мин}} = 230 \text{ м}^3/\text{с}$$

Расход воздуха для вентиляции шахты по факту выхлопных газов ДВС

$$Q_{\text{двс}} = q_{\text{м}} \cdot N_{\text{д}} \quad (3.2)$$

где $q_{\text{м}}$ – нормативный расход воздуха на 1 кВт номинальной мощности двигателя (для дизельных ДВС $q_{\text{м}} = 7-8 \text{ м}^3/(\text{мин. кВт})$);

$$N_{\text{д}} = (N_{\text{т}} \cdot n_{\text{т}} + N_{\text{б}} \cdot n_{\text{б}} + N_{\text{пмзш}} \cdot n_{\text{пмзш}} + N_{\text{погр}} \cdot n_{\text{погр}}) \cdot K_{\text{и}} \quad (3.3)$$

где $N_{\text{т}}$ – мощность двигателя автосамосвала - TORO -4D;

$N_{\text{б}}$ – мощность двигателя буровой кареты;

$N_{\text{пмзш}}$ – мощность двигателя МАЗ;

$N_{\text{погр}}$ – мощность двигателя погрузчика Cat 980;

$N_{\text{т}} = 335 \text{ кВт}$, $N_{\text{б}} = 75 \text{ кВт}$, $N_{\text{пмзш}} = 75 \text{ кВт}$, $N_{\text{погр}} = 140 \text{ кВт}$.

$n_{\text{т}}$, $n_{\text{б}}$, $n_{\text{пмзш}}$, $n_{\text{погр}}$ – соответственно количество машин, одновременно работающих в шахте: $n_{\text{т}} = 8$ шт, $n_{\text{б}} = 8$ шт, $n_{\text{пмзш}} = 4$ шт, $n_{\text{погр}} = 6$ шт

$K_{\text{и}}$ – коэффициент использования машин во времени, $K_{\text{и}} = 0,5-0,6$

$$N_{\text{д}} = (335 \cdot 8 + 75 \cdot 8 + 75 \cdot 4 + 140 \cdot 6) \cdot 0,6 = 2652 \text{ кВт}$$

$$Q_{\text{двс}} = 7 \cdot 2652 = 18\,564 \text{ м}^3/\text{мин} = 309,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Таким образом, получили $Q_{\text{вв}} = 230 \text{ м}^3/\text{с}$ и $Q_{\text{двс}} = 309,4 \text{ м}^3/\text{с}$

С учетом утечки воздуха и запаса ВГП $Q_{\text{необх}} = 1,3 \cdot 309,4 = 402,22 \text{ м}^3/\text{с}$

3.6 Выбор вентилятора проветривания

Для выбора вентилятора главного проветривания определяется его депрессия по формуле:

$$h_{\text{в}} = h_{\text{ш}} + h_{\text{вн}} \quad (3.4)$$

где $h_{\text{ш}}$ – депрессия шахты: для Анненского рудника характерна $h_{\text{ш}} = 2900 - 3500 \text{ Па}$, принимаем $h_{\text{ш}} = 3200 \text{ Па}$;

$h_{\text{вд}}$ – внутренние потери давления в вентиляторе (не учитываем ввиду незначительного значения).

$$h_{\text{вд}} = h_{\text{ш}} = 3200 \text{ Па} = 24 \text{ мм рт. ст.}$$

Для выбора ВГП с учетом утечки воздуха и запаса ВГП принимаем:

$$h_{\text{необ}} = 1,3 \cdot h_{\text{вд}} = 1,3 \cdot 24 = 31,2 \text{ мм рт. ст.} \quad (3.5)$$

Для проветривания шахты принимаем вентилятор, в зону промышленного использования которого (область экономичных режимов работы) вписываются значения режима работы $h_{\text{необх}} = 31,2 \text{ мм рт.ст.}$ и $Q_{\text{необх}} = 402,22 \text{ м}^3/\text{с}$

Этим значением соответствует характеристика вентилятора ВЦД-47,5 А.

Техническая характеристика ВЦД – 47,5 А:

- диаметр рабочего колеса, 4700мм
- чистота вращения, 490мин'
- окружная скорость, 121м/с
- диапазон в зоне промышленного использования:
- подачи, 90-710м³/с,
- статического давления, 1300-9100 Па.
- максимальный статический КПД = 0,865

Мощность давления вентилятора:

$$N_B = \frac{Q_B \cdot h_B}{100 \cdot h_B \cdot h_d \cdot h_{\pi}} \quad (3.6)$$

где h_B - КПД вентилятора, $h_B=0,86$;

h_d - КПД двигателя, $h_d = 0,95$;

h_{π} - КПД передачи от двигателя к вентилятору, $h_{\pi} = 0,95$.

$$N_B = \frac{Q_B \cdot h_B}{100 \cdot h_B \cdot h_d \cdot h_{\pi}} = \frac{335 \cdot 425}{100 \cdot 0,86 \cdot 0,95 \cdot 0,95} = 1834,4 \text{ кВт}$$

Принимаем двигатель СДВ–16–64–12 мощность 2000 кВт при напряжении 6кВ.

Годовой расход электроэнергии:

$$E = \frac{Q_i \cdot h_i \cdot T \cdot n}{100 \cdot h_{\text{си}} \cdot h_B \cdot h_d \cdot h_{\pi}} \quad (3.7)$$

где T – время работы вентилятора, $T = 24\text{ч}$;

n – Количество дней в году работы вентилятора, $n = 365$;

h_c – КПД сети, $h_c = 0,95$

$$E = \frac{335 \cdot 425 \cdot 24 \cdot 365}{100 \cdot 0,95 \cdot 0,86 \cdot 0,95 \cdot 0,95} = 16\,914\,867 \text{ кВт} \cdot \text{ч}$$

Удельный расход электроэнергии:

$$C = \frac{E}{A} \quad (3.8)$$

где А – годовая производительность рудника,
А= 2 217 600 т

$$C = \frac{16\,914\,867}{2\,217\,600} = 7,62 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$$

Таким образом, на основе анализа полученных расчетов выбираем вентилятор главного проветривания ВЦД – 47,5 А, который устанавливается на вентиляционных стволах Анненский №2 и №3. Вентилятор обеспечивает рудник необходимым количеством воздуха в объеме 90-710 м³/с.

На рудниках Жезказганского месторождения принят всасывающий способ проветривания по фланговой схеме, который предусматривает подачу свежего воздуха с поверхности по стволу, расположенному в центре шахтного поля. При этом движение воздуха обеспечивается за счет разряжения, создаваемого вентиляторами главного проветривания.

3.7 Горно-механическая часть

Горно-механическая часть относится к области горнорудной промышленности и включает в себя различные механические устройства, машины и оборудование, используемые для разработки и добычи полезных ископаемых. Это включает в себя такие элементы, как буровое оборудование, подъемные установки, карьерные машины, конвейеры, дробильно-сортировочное оборудование и другие механизмы, необходимые для выполнения горных работ. Горно-механическая часть играет ключевую роль в эффективности и безопасности горнодобывающих операций.

3.8 Подземный транспорт

Подземный транспорт в шахтах и рудниках является частью общешахтной транспортной системы. Он состоит из разветвленной сети различных типов транспортных установок, функционирующих в сложных горно-геологических условиях. Основные требования к шахтным транспортным системам включают увеличение пропускной способности, сохранение сортности грузов, надежность работы узлов системы, минимизацию времени погрузочно-разгрузочных операций, обеспечение вспомогательными материалами и использование прогрессивного транспортного оборудования. Также важны взаимосвязь основного и вспомогательного транспорта, соответствие технологических схем горно-геологическим условиям, эргономика и безопасность. В настоящее время проводятся исследования для оптимизации технологии и организации работы вспомогательного транспорта, а также совершенствуются технологические схемы и организация подземного транспорта.

3.9 Самоходные транспортные машины

Применение самоходных транспортных машин стало основным средством механизации подземной добычи руды. Они доставляют горную массу от забоев к рудоспускам и блоковым конвейерным штрекам, а также используются для перевозки грузов и людей. Преимущества этих машин включают высокую производительность, маневренность, способность передвигаться по сложным выработкам и транспортировать крупные грузы. На рудниках Жезказгана применяется разнообразное самоходное оборудование, включая погрузчики, самосвалы, вспомогательные машины, буровые кареты и обезопасчики.

3.10 Электровозная откатка

Электровозная откатка - часть подземного транспорта на Анненском руднике. Включает рудничные электровозы, вагонетки, депо, мастерскую, контактную сеть, рельсовые пути и другое оборудование. Откатка осуществляется на глубине 90 м, используются рельсы Р-33, Р-43 и деревянные шпалы. Движение составов происходит по кольцевой схеме. Электровозы типа EL 13/03 тянут вагонетки с рудой и породой, разгрузка происходит в вагоноопрокидывателях. Управление осуществляется с помощью аппаратуры ДУЭ-4, предусмотрены блокировки и связь с диспетчером. Это краткое описание электровозной откатки на Анненском руднике, которое включает основные аспекты ее работы и оборудования.

Расчет электровозной откатки

Расчет производим, исходя из следующих данных:

- суточная производительность откатки электровозом 6000 тонн;
- категория шахты не опасна по взрыву газа и пыли;
- средняя длина откатки принята, по кольцевой схеме и составляет:

Определим число вагонов в составе поезда. Для этого рассчитаем среднюю длину откатки для груженого и порожнего составов

$$L_n = \frac{L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5 + L_6}{n}, \quad (3.9)$$

$$L_r = \frac{L_1 + L_2 + L_3 + L_4 + L_5 + L_6}{n}. \quad (3.10)$$

$$L_n = \frac{475 + 900 + 1550 + 2750 + 2800 + 1700}{6} \approx 1,7 \text{ км},$$

$$L_r = \frac{1775 + 1350 + 1475 + 2775 + 2225 + 1700}{6} \approx 1,9 \text{ км}.$$

Вес состава по условию трогания гружённого поезда на подъём без буксования:

$$C_{гр} = \frac{1000 \cdot y \cdot P_{сц}}{wn + I + 110 + j_n} - P_{сц} \quad (3.11)$$

где $y = 0,21$ – коэффициент сцепления колёс с рельсами;

$P_{сц} = 274$ кН – сцепной вес электровоза;

$i = 40$ – уклон путей в штреках;

$j_n = 0,03, 0,05$ – ускорение состава при пуске;

w_n – удельное сопротивление при пуске состава:

$$wn = 1,5 \cdot w, \quad (3.12)$$

где $w = 8$ Н/кН – удельное ходовое сопротивление

$$wn = 1,5 \cdot 8 = 12 \text{ Н/кН}$$

$$C_{гр} = \frac{1000 \cdot 0,21 \cdot 274}{12 + 4 + 110 + 0,04} - 274 = 2546 \text{ кН}$$

Вес состава по условию торможения гружённого поезда под уклон с выключенными двигателями:

$$C_T = \frac{1000 \cdot y \cdot P_{сц}}{(-w + I + 110 + j_T)} \quad (3.13)$$

где j_T – замедление при торможении поезда

$$j_T = \frac{2 \cdot U_{дл}}{3 \cdot 3,62 \cdot l_t} \quad (3.14)$$

где $l_t = 40$ м – максимальный путь при экстренном торможении;

$U_{дл} = 22$ км/ч скорость движения в длинном режиме.

$$j_T = \frac{2 \cdot 22}{3 \cdot 3,62 \cdot 40} = 0,31$$

$$C_T = \frac{1000 \cdot 0,21 \cdot 274}{(-8 + 4 + 110 + 0,31)} = 1637 \text{ кН}$$

Число вагонок по условию трогания гружённого поезда на подъём без буксования:

$$N = \frac{C_{гр}}{(C+C_0)} \quad (3.15)$$

где $C_0 = 64 \text{ кН}$ – вес вагонетки;

C – вес груза в вагонетке:

$$C = 10 \cdot 16 = 160 \text{ кН},$$

где 10 – объём вагонетки;

16 – объёмный вес руды в вагонетке

$$n = \frac{2546}{160 + 64} = 11,3 \text{ вагона}$$

Число вагонеток по условию торможения груженого состава под уклон с выключенными двигателями:

$$n = \frac{C_T}{(C + C_0)} = \frac{1637}{160 + 64} = 7,3 \text{ вагона}$$

Вес состава по условию ограничения нагревания двигателей электровоза:

- при движении поезда с гружёными вагонами под уклон:

$$C_r = \frac{F_{дл}}{(w-i)} - P_{сц} = \frac{19\,000}{(8-4)} - 274 = 4476 \text{ кН} \quad (3.16)$$

число груженных вагонов в составе:

$$n_r = \frac{C_r}{C+C_0} = \frac{4476}{(160+64)} = 19,98 \text{ вагонов}$$

- при движении поезда с порожними вагонами на подъём:

$$C_n = \frac{F_{дл}}{w+i} - P_{сц} = \frac{19000}{8+4} - 274 = 1309 \text{ кН} \quad (3.17)$$

число порожних вагонов в составе:

$$n_n = \frac{C_n}{C_0} = \frac{1309}{64} = 20,45 \text{ вагонов} \quad (3.18)$$

По условию ограничения нагревания тяговых двигателей электровоза за рейс следует принять состав:

$$n = \frac{n_r + n_n}{2} = \frac{19,98 + 20,45}{2} \approx 21 \text{ вагон} \quad (3.19)$$

Из трёх выполненных расчётов принимаем состав из 8 вагонов по условию торможения груженого поезда.

3.11 Водоотлив

В ходе горных работ, в том числе в горных выработках, возникает проблема стока воды как с подземных водоносных горизонтов, так и с поверхности. Поступление воды существенно затрудняет ход работ и негативно влияет на санитарно-гигиенические условия труда. Поэтому одной из задач является организация эффективного водоотлива для удаления шахтных вод на поверхность по мере их поступления.

Для осуществления откачки воды на поверхности применяются специальные шахтные водоотливные установки, включающие главную и вспомогательные насосные установки. Главная установка предназначена для откачки всего объема поступающей воды в шахте, а вспомогательные установки используются для откачки воды с отдельных участков в главный водосборник.

В ходе очистных работ шахтные воды собираются в созданных пространствах и затем естественным образом стекают по водосточным канавкам на откаточный штрек. Затем они направляются в водосборник шахты, расположенный на концентрационном горизонте. В водосборнике происходит осветление воды и осаждение механических примесей. После этого вода через коллекторы поступает в приемные колодцы, откуда откачивается на поверхность при помощи центральных насосов, размещенных в околоствольном дворе[8].

3.12 Защита окружающей среды и охрана труда

Защита окружающей среды и охрана труда являются важными аспектами в любой сфере деятельности, включая промышленность и горнодобывающую отрасль.

Защита окружающей среды включает в себя меры, направленные на предотвращение и снижение негативного влияния производственных процессов на природу и экосистемы. Это может включать контроль выбросов загрязняющих веществ, рациональное использование природных ресурсов, утилизацию и переработку отходов, внедрение экологически чистых технологий и т.д.

Охрана труда направлена на обеспечение безопасности и здоровья работников. Это включает в себя оценку и управление рисками на рабочем месте, обеспечение безопасных условий труда, обучение и информирование работников о мерах безопасности, использование защитной и специальной противоаварийной экипировки, контроль за соблюдением норм и правил охраны труда и т.д.

Защита окружающей среды и охрана труда являются важными аспектами устойчивого развития и социальной ответственности организаций и должны быть надлежащим образом учтены и реализованы в рамках всех производственных процессов и деятельности.

3.13 Защита окружающей среды

Разработка Анненского рудника требует внимания к охране окружающей среды.

Основные аспекты включают:

- 1) Минимизация выбросов и отходов с использованием передовых технологий и обогащения руды;
- 2) Создание защищенных зон и соблюдение правил для сохранения биоразнообразия;
- 3) Разработка планов устойчивого водопользования, включая переработку и повторное использование воды;
- 4) Прозрачность и взаимодействие с местным сообществом;
- 5) Мониторинг экологического воздействия для своевременных мер по предотвращению проблем;
- 6) Обучение персонала по экологической безопасности;
- 7) Взаимодействие с местным сообществом и социальная ответственность компании.

Эти меры помогут обеспечить устойчивое развитие рудника, минимизировать воздействие на окружающую среду и поддерживать социальное благополучие.

3.14 Охрана труда

Охрана труда является приоритетной задачей на Анненском руднике. Компания стремится создать безопасную и здоровую рабочую среду. Первоначальным шагом является проведение оценки рисков и составление плана мероприятий. Одной из ключевых мер является обеспечение обучения и тренингов для всех сотрудников. На руднике принимаются меры для минимизации рисков и обеспечения безопасности в рабочих зонах. Важным аспектом является также учет психологического благополучия работников. Система непрерывного улучшения и контроля играет важную роль в обеспечении охраны труда на Анненском руднике. Регулярные аудиты и проверки проводятся для выявления нарушений и улучшения системы безопасности и охраны труда. Организация аварийной службы и плана эвакуации является важным аспектом охраны труда на Анненском руднике[3].

3.15 Генеральный план поверхности Анненского рудника

Генеральный план поверхности Анненского рудника представляет собой важный инструмент для эффективной организации и развития этой горнорудной территории. Он разрабатывается с целью оптимизации использования ресурсов, улучшения инфраструктуры и обеспечения безопасности. В состав генерального плана входят размещение горнодобывающих и обогатительных установок, системы дорог и коммуникаций, а также обустройство складских и административных зон. Генеральный план также должен учитывать вопросы безопасности и экологической устойчивости. Он играет ключевую роль в обеспечении устойчивого развития рудника и максимизации его потенциала.

3.16 Экономическая часть

На современном этапе развития народного хозяйства необходимо, чтобы каждый специалист обладал глубокими экономическими знаниями. Овладение этими знаниями должно способствовать формированию современного экономического мышления, развитию предпринимчивости и воспитанию умения эффективно и качественно организовывать работу. Кроме того, специалисты должны уметь использовать достижения научно-технического прогресса с целью повышения производительности труда и снижения себестоимости[7].

Капитальные затраты на строительство рудника определяются на основе составления сметного расчёта. Они предназначены для выполнения следующих видов работ: горных, строительных, приобретения и монтажа оборудования.

Капитальные затраты на горные работы определяются в (приложение А, таблица А.1).

К строительным затратам относятся работы, связанные со строительством производственных зданий и сооружений. Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений в зависимости от их назначения включаются в главы сводного сметного расчёта.

Капитальные затраты на приобретение и монтаж технологического оборудования, необходимого в процессе эксплуатации рудника, определяются на основе сметы (приложение А, таблица А.3).

Капитальные затраты на строительство рудника:

$$K_{\text{общ}} = (K_{\text{гор.раб}} + K_{\text{мон.раб}} + K_{\text{обор}} + K_{\text{пр.раб}}) \cdot K_{\text{заг.скл}} \quad (3.20)$$

где $K_{\text{заг.скл}} = 1,012$ – коэффициент учитывающий заготовительно – складские расходы.

$$K_{\text{общ}} = (164\,486\,000 + 2\,471\,728\,000 + 164\,486\,000 + 164\,486\,000 + 330\,747\,000) \cdot 1,012 = 3\,335\,484\,196 \text{ тг.}$$

На основе общей суммы капитальных затрат на строительство рудника по сводному сметному расчёту определяются удельные капитальные затраты:

$$K_{\text{уд}} = \frac{K_{\text{общ}}}{D_{\text{год}}} = \frac{3\,335\,484\,196}{2\,217\,600} = 1\,504 \frac{\text{тг}}{\text{т}} \cdot \text{год} \quad (3.21)$$

Амортизационные отчисления

Основной для расчёта годовой суммы амортизационных отчислений, включаемых в себестоимости добычи руды, являются капитальные затраты на оборудование, горные работы, строительные работы.

Годовые амортизационные отчисление от стоимости оборудования определяются следующим образом:

$$A_{\text{г.об}} = \frac{C_{\text{об}} \cdot H_{\text{об}}}{100} \quad (3.22)$$

где $C_{\text{об}} = 1\,582\,619\,058 \text{ тг}$ – стоимость оборудования;

$H_{\text{об}} = 25\%$ - норма амортизации оборудования.

$$A_{\text{г.об}} = \frac{1\,582\,619\,058 \cdot 25}{100} = 39\,654\,765 \text{ тг.}$$

Амортизационные отчисления от стоимости горных выработок на реконструкцию:

$$A_{\text{г.в}} = \frac{C_{\text{в}} \cdot H_{\text{в}}}{100} \quad (3.23)$$

где $C_{\text{в}} = 37\,588\,080 \text{ тг}$ - затраты на проведение горных выработок;

$H_{\text{в}} = 4\%$ - общая норма амортизации

$$A_{\text{г.в}} = \frac{37\,588\,080 \cdot 4}{100} = 1\,503\,523 \text{ тг}$$

Амортизационные отчисления на здания и сооружения:

$$A_{\text{г.зд.с}} = \frac{C_{\text{зд.с}} \cdot H_{\text{зд.с}}}{100} \quad (3.24)$$

где $C_{\text{зд.с}} = 423\,720\,000 \text{ тг.}$ – затраты на строительство зданий и сооружений;

$H_{\text{зд.с}} = 8\%$ общая норма амортизации на здания и сооружения

$$A_{\text{г.зд.с}} = \frac{423\,720\,000 \cdot 8}{100} = 33\,897\,600 \text{ тг.}$$

Общая сумма амортизационных отчислений:

$$A_{\text{общ}} = A_{\text{г.об}} + A_{\text{г.в}} + A_{\text{г.зд.с}} \quad (3.25)$$

$$A_{\text{общ}} = 395\,654\,765 + 1\,503\,523 + 33\,897\,600 = 431\,055\,888 \text{ тг.}$$

Производственные фонды рудника включают в себя основные производственные фонды и оборотные средства:

Стоимость основных производственных фондов:

$$\Phi = K_{\text{общ}} - 0,15 \cdot K_{\text{общ}} \quad (3.26)$$

$$\Phi = 3\,335\,484\,196 - 0,15 \cdot 3\,335\,484\,196 = 2\,835\,161\,567 \text{ тг.}$$

Стоимость оборотных средств:

$$Q = \frac{C \cdot A_{\text{год}}}{n_{\text{об}}} \quad (3.27)$$

где $C = 758,88$ – оптовая цена руды;

$n_{\text{об}} = 10$ - количество оборотов.

$$Q = \frac{758,88 \cdot 2\,217\,600}{10} = 168\,289\,228 \text{ тг}$$

Стоимость нормируемых оборотных средств рассчитывается, исходя из удельного веса в общей стоимости оборотных средств:

$$Q_{\text{н}} = \frac{Q \cdot g_{\text{н}}}{100} \quad (3.28)$$

где $g_{\text{н}} = 80\%$ - удельный вес нормируемых средств

$$Q_{\text{н}} = \frac{168\,289\,228 \cdot 80}{100} = 134\,631\,382 \text{ тг}$$

Стоимость материалов определяется, исходя из норм на 1 тонну руды и оптовых цен.

Расчёт потребности материалов для очистных работ заносится в (приложение А, таблица А.4)

Для рудников, добывающих руды, на которые установлены оптовые цены, прибыль определяется следующим образом:

$$\Pi = (\Pi - C_{\Pi}) \cdot A_{\text{год}} \quad (3.29)$$

где $\Pi = 758,88$ тг – оптовая цена за 1т руды;

$C_{\Pi} = 626,95$ – полная себестоимость добычи 1т руды.

$$\Pi = (758,88 - 626,95) \cdot 2\,217\,600 = 292\,567\,968 \text{ тг}$$

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Изучены, обсуждены, рассчитаны основные процессы технологии подземной разработки рудника Анненск и предложены проектные решения для производства. В проекте анализируются выбор способа открытия основных работ, подъем руды, транспортировка, вопросы электроснабжения, система добычи, включающая глубинную подачу, и выявляются ее недостатки. Предложена система незасыпной добычи руды. Рассчитаны все вспомогательные процессы и предусмотрены способы мобилизации их технологии земляных работ. Решены также вопросы экологии и охраны труда. Экономические показатели приведены в итоговых темах проекта. Некоторые решения проекта предлагаются к производству. В дипломном проекте изучались вопросы охраны труда и размещения надземных сооружений. В экономическом разделе проекта определяются показатели и представляются результаты расчетов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 О.Е. Хоменко М.Н. Кононенко – Вскрытие и подготовка рудных месторождений при подземной разработке – 2016г., 101 стр.
- 2 Ломоносов Г.Г. – Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений – 2011г., 517 стр.
- 3 Ефремова О.С. «Охрана труда». 2014г.,100 стр.
- 4 <https://lib.kstu.kz>
- 5 Статья – <https://moluch.ru/archive/109/26465/>
- 6 <https://vuzlit.com>
- 7 <https://studfile.net>
- 8 <https://poznayka.org>

Приложение А

Экономический раздел

Таблица А.1 - Капитальные затраты на горные работы

Наименование выработок	Ед. из м.	Кол- во выра- б шт.	Объём одной выраб, м ³	Общи й объём выраб, м ³	Стоимость 1м ³ выработки , тг	Общ. стоим. тыс.тг.	Амор.отчис- ления (4%) тыс.тг.
Ствол	м ³	1	17442	17442	900	15 697,8	627,912
Квершлаг	м ³	4	16407	65628	200	13 271,4	525,024
Околоствольный двор	м ³	1	10000	10000	250	1 700	100
ИТОГО		6	43849	93070	1350	30 669,2	1 252,936
Неучтённые работы (20%)						6 264,68	
ВСЕГО		6	43849	93070	1350	36 933,88	2 505,872

Таблица А.2 – Капитальные затраты на строительные работы

Наименование зданий и сооружений	Общая стоимость тыс.тг.	Амортизационные отчисления (8%), тыс.тг.
Надшахтные сооружения	385 200	30 816
Неучтённые работы (10%)	38 520	3 081,6
ВСЕГО	423 720	33 897,6

Таблица А.3 – Капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования

Оборудование	Кол- во	Цена оборудования, тыс.тг.	Общая стоимость, тыс.тг.	Общ. Год. Норма аморт., %	Годовая сумма амортизационных отчислений тыс.тг.
Параматик	4	64 800	259 200	25	64 800
Юнимостёр	1	28 671,97	28 671,97	25	7 167,993
УБШ -532	6	22 125	132 750	25	33 187,5
УБС	2	21 240,752	42 481,504	25	10 620,376
Cat -980 G	7	5 154	351 078	25	87 769,5
TORO-40D	12	46 486,703	557 840,436	25	139 460,109
TORO-650	2	39 462,346	78 924,692	25	19 731,173
TORO-501	2	42 142,48	84 284,96	25	2171,24
МАЗ	5	7 010	35 050	25	8 762,5
ПМЗШ-2	4	1 762,5	7 050	25	1 762,5

СП-8А	3	1 762,5	5 287,5	25	1 321,875
-------	---	---------	---------	----	-----------

Таблица А.4 – Сводный сметный расчёт на строительство рудника

Наименование главных работ	Сметная стоимость тыс.тг.					Общая сметная стоим. Тыс.тг.	Порядок расчёта (%)
	Горных работ + 5 %	Строительных работ +75%	Монтаж. Работ +5%	Оборудования + 5%	Прочих затрат + 10%		
1.Подготовка территории строительства	1 021,964	15 329,454	1 022	1 021,96	2 043,9	20 439,3	0,5- 1% от 2-4
2. Основные гор. объекты	1 879,404	28 191,06	1 879,40	1 879	3 758,8	37 587,7	
3. Строительные работы	21 186	317 790	21 186	21 186	42 372	423 720	
4.Оборудование	79 130,95	1 186 964,3	79 130,9	79 131	15 862	1 582 619	
5.Озеленение и благоустройство территории	1 532,945	22 994,18	1 533	1 532,9	3 065,8	30 659	0,5- 1,5% от 2-4
6. Временные здания и сооружения	9 289,65	140 034,56	9 289,65	9 290	18 855	186 759	9% от 1-5
7.Прочие работы и затраты	15 751,11	23 7436,4	15 751,1	15 751	31 970	316 659,7	14% от 1-6
8.Содержание дирекции и надзора	641,295	9 667,053	641,3	641,295	1 301,6	12 892,6	0,5% от 1-7
9.Проектные изыскательские работы	19 238,86	290 011,6	19 238,8	19 239	39 049	386 777,5	15% от 1-7
ИТОГО	148 139	2 233 090	148 140	148 139	300 679	2 978 187	
10.Неучтенные работы (10%)	14 814	223 309	14814	14 813,9	30 068	297 818,7	10% от 1-9
ВСЕГО	164 486	2 471 728	164 486	164 486	330 747	3 295 933	