МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Мұздыбай Айжан Болаткызы

Проект подземной разработки Акчии-Спасского блока Жезказганского месторождения

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6В07205 – «Горная инженерия»

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра Горное дело

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

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

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

на тему: Проект подземной разработки Акчии-Спасского блока Жезказганского месторождения

6В07205 – «Горная инженерия»

Выполнил Мұздыбай А.Б

Рецензент
Начальник
горного отдела ТОО «Антал»
_____В. В Грязнов
«07» июня 2023г.

АНТАЛ

Научный руководитель
канд.техн.наук, ассоц.профессор
_____Д.К.Ахметканов
«05» 06 2023г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

Кафедра Горное дело

6В07205 – «Горная инженерия»

УТВЕРЖДАЮ
Зав. кафедрой «Горное дело»
д-р. техн.наук, профессор
_____Молдабаев С.К.
«07» июня 2023г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение дипломного проекта

Обучающемуся: Мұздыбай Айжан
Тема: Проект подземной разработки Акчии-Спасского блока Жезказганского месторождения
Утверждена приказом по университету №1725-до от "28" октября 2022г.
Срок сдачи законченной дипломного проекта «05» июня 2023г.
Исходные данные к дипломному проекту: Глубина разработки до 400 метров. Средняя мощность рудных залежей 9 метров. Объемный вес руды 2,62 т/м^3. Условное содержание полезного компонента в руде (медь) 1,60%. Производительность шахты 3млн. т/год. Руды не склонны к слеживаемости и самовозгоранию.
Перечень подлежащих разработке в дипломном проекте вопросов или краткое их содержание дипломного проекта
а) Геологическая часть
б) Вскрытие месторождения
в) Выбор системы разработки
г) Электроснабжение
д) Охрана труда и окружающей среды
е) Экономическая часть
ж) Заключение
з) Приложение
Рекомендуемая основная литература:
1. Основы физики горных пород. В.В.Ржевский, Г.Я.Новиков, Москва “Недра” 2010г.
2. Горное дело. С.А.Брылов, Москва “Недра” 2010г.
3. Задачник по подземной разработке рудных месторождений. И.М.Панин, И.А.Ковалев, Москва “Недра” 2011г.
4.Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. В.Р.Именитов, Москва “Недра” 2012г.
5.Временная инструкция по расчету целиков при камерно-столбовой системе разработки и Б.Ц. для пологопадающих и наклонных залежей Жезказганского месторождения, Алма-Ата 2011г.

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геологическая часть	17.11.23г – 02.12.23г	
Вскрытие месторождения	26.12.23г – 30.01.23г	
Система разработки месторождений полезных ископаемых	27.02.23г - 31.03.23г	
Экономическая часть	17.04.23г - 20.05.23г	

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

Наименования разделов	Ф.И.О консультанты (уч. степень, звание)	Дата	Подпись
Горная часть	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	31.01.2023г	
Вскрытие месторождения. Выбор системы разработки	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	31.03.2023г	
Экономическая часть	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	31.05.2023г	
Техника безопасности и охрана труда	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	20.04.2023г	
Нормоконтроль	Мендекинова Д.С.	07.02.2023	

Научный руководитель _____Д.К. Ахметканов

Задание принял к исполнению студент _____А.Б Муздыбай

Дата "01" ноябрь 2022 г.

АННОТАЦИЯ

Данный дипломный проект подземной разработки Акчии-Спасского блока Жезказганского месторождения. Выявление оптимальной добычи руды с минимальными затратами, а также учитывая безопасность и охрану труда.

АҢДАТПА

Бұл Акчи-Спасск блогының Жезқазған кен орнының жерасты игеру жобасы. Минималды шығындармен, сондай-ақ қауіпсіздік пен еңбекті қорғауды ескере отырып, кенді оңтайлы өндіруді анықтау.

ABSTRACT

This graduation project of the underground development of the Akchia-Spassky block Zhezkazgan field. Identification of the optimal extraction of ore with minimal costs, as well as taking into account safety and labor protection.

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр
Введение	7
1 Геологическая часть	8
1.1 Краткая история исследования	8
1.2 Стратиграфия и литология	9
1.3 Полезные ископаемые	11
1.4 Горно - технические условия	12
2 Вскрытие месторождения	14
2.1 Исходные данные для составления проекта	14
2.2 Выбор способа разработки	14
2.3 Годовая производительность и срок службы рудника	14
2.4 Вскрытие месторождения	14
2.4.1 Высота этажа	14
2.5 Горно-капитальные работы	18
3 Выбор системы разработки	21
3.1 Определение параметров	21
3.2 Подготовительно-нарезные работы	27
3.3 Технология и механизация очистных работ	28
3.4 Очистные работы	29
3.5 Определение производительности и количества задействованного оборудования	30
3.6 Вентиляция	33
4 Электроснабжение	39
4.1 Электроснабжение и освещение	39
4.2 Автоматизация и диспетчеризация	40
5 Охрана труда и окружающей среды	41
5.1 Понятия и определения охраны труда и ТБ	41
5.2 Санитарно-гигиенические мероприятия, состояние труда и ТБ на при отработки запасов и извлечении МКЦ	42
6 Экономическая часть	46
6.1 Расчет режима работы рудника и рабочих	46
6.2 Численность работающих и производительность труда	46
6.3 Капитальные затраты на строительство рудника. Амортизационные отчисления	49
6.4 Производственные фонды рудника	51
6.5 Себестоимость добычи	51
6.6 Прибыль и рентабельность	53
Заключение	
Список использованной литературы	
Приложение А	
Приложение Б	
Приложение В	
Приложение Г	

ВВЕДЕНИЕ

Экономический потенциал Республики Казахстан в настоящее время в значительной мере определяется уровнем производства металлов, поэтому правительством поставлена задача обеспечения дальнейшего укрепления и расширения минеральной базы Республики, повышении эффективности и качества использования недр.

По объему потребления медь занимает второе место в мире среди цветных металлов (после алюминия). Свыше половины получаемой меди, благодаря большой электропроводности используется в электротехнической промышленности. Высокая теплопроводность и сопротивление коррозии позволяет изготовлять из меди детали теплообменников, холодильников, вакуумных аппаратов и т.п. Около 30% меди используется в виде различных сплавов: латуни (с цинком), бронзы (с оловом, алюминием, свинцом, бериллием) медно -никелевых.

Начало использования руд Жезказганского месторождения относится к глубокой древности. Об этом свидетельствует большое число так называемых калмыцких или чудских выработок. Первые сведения о наличии медных руд в Жезказганском регионе опубликовал в 1771г. в своих “Дневных записках” военный топограф Н.Г.Рычков.

В настоящее время на Жезказганском месторождении функционируют пять крупных рудников с подземной добычей руд, один карьер, три обогатительные фабрики, литейно-механический завод, электростанция и другие вспомогательные предприятия.

В результате многолетней разработки месторождения камерно-столбовой системой с поддержанием выработанного пространства рудными целиками, в недрах месторождения оставлены значительные запасы как балансовых, так и забалансовых руд. Только списанная в потери руда составляет 25-30% от погашенных запасов. Доработка этих запасов является актуальной проблемой. Решение ее позволит значительно расширить сырьевую базу объединения, продлить срок действия предприятия.

1 Геологическая часть

1.1 Краткая история исследования

Начало исследования Жезказганских руд относится к бронзовому веку, о чем свидетельствует большое количество, так называемых «чудских» или «калмыцких» выработок, приуроченных к выходам окисленных руд в пределах Жезказганского рудного поля.

Первые литературные сведения о Жезказганском районе имеются в «Дневных записях» военного топографа капитана Николая Рычкова, выпущенных в совет в 1771 году.

Первые описания Жезказганского месторождения дано геологом С. Болл по работам 1910 г. чем же была составлена первая геологическая карта месторождения.

С 1916 года в течение ряда лет в районе работал М.М. Пригоровский. Он установил широкое развитие в районе нижнекаменноугольных отложений вопреки утверждениям об их девонском возрасте. Геологоразведочные работы в советский период возобновилась с 1926 года, но носили сезонный характер и велись силами бывшего Геолкома, под руководством геолога И.С. Яговкина.

Однако результат буровых разведочных работ, выполняющихся бывшим Геолкомом в период с 1926 года по 1929 год на самом Жезказгане оказались весьма спорными.

К. И. Сатпаев будучи главным геологом треста «Атбасцветмет», на основе лишь анализа, накопленного к тому времени, геологического материала по Жезказгану, оценивал возможные запасы его в количестве 116 2000 тонн меди.

С 1929 по 1941 года К.И. Сатпаев до конца своей жизни уделил исключительное внимание горно-геологическим работам. Ему принадлежит огромная заслуга в комплексном изучении геологии и металлогении Жезказганского месторождения и Жезказган - Улутауского района.

В 1936-1941 годах исследования в районе велись группой сотрудников Центрально-Казахстанской экспедиции ИГН АН СССР. В.Н. Крестовниковым, Д.Г. Сапожниковым и другие.

В 1936-1937 годах Н.П. Вороновым была составлена геологическая карта листа М-42-123, которая отличается схематичностью.

В 1957-1958 годов Жезказган посетил геолог Г.Ф. Кратененников, проводивший тематические литологические исследования в районе, в соответствии с программой специальной партии Казахстанской экспедиции геологического факультета МГУ. Одно из отличительной особенностей деятельности геологоразведочной службы Жезказгана является комплексность разведочных работ, что хорошо отражается в приведенной характеризующей структуре всех затрат геологоразведочные работы, [1].

При генеральном пересчете запасов на месторождении выделено 391 рудное тело I, II, III группы сложности по классификации ГКЗ. Все рудные тела относятся к пластовому типу.

По конфигурации в плане выделяется 130 ленточных, 144 щитообразных и 177 изометрических рудных тел. Площадь наиболее крупных тел достигает 5-7 км², площадь средних по размеру тел составляет от 0,2 до 1, а рудные тела площадью менее 0,2 км² относятся к мелким. Мощность рудных тел колеблется от 1-3 до 25-30 м. На долю мощных залежей приходятся менее 12 % запасов руд месторождения. Рудные тела залегают в общем согласно с пластами вмещающих пород и имеют в большой части месторождения пологое (до 15-200) падения. В крутопадающих частях залежей приуроченных к флексурным зонам, находятся около 5% запасов руд месторождения. Рудные тела четких геологических границ не имеют, контуры их определяются опробованием. Залежи Анненского участка имеют более сложное строение по сравнению с центральной частью месторождения из-за большой роли в их составе комплексных и свинцово-цинковых руд, чередующихся на площади и в разрезах с медными рудами.

Основные запасы руд и металлов на месторождении сосредоточены на глубинах 100 – 400 м. Максимальная глубина залегания рудных тел достигает 1030 м. Выходы рудных тел на поверхность имеются в центральной части, на северном и юго-западном флангах месторождения, [3]

1.2 Стратиграфия и литология

Стратиграфическая мощность части Жезказганской свиты, заключенной в интервале от кровли роговиков до основания красноцветной толщи, в районе Акчия составляет 580 м. В Жезказгане мощность этой части свиты в среднем равна 450 м. Раймундовские слои в районе Акчи выражены неясно. Лишь в зеленовато-серых среднезернистых песчаниках установлены редкие прослои конгломератов с галькой из окремненных известняков и роговиков. Нормальная стратиграфическая мощность пород от кровли роговиков до основания горизонта равна в Акчие 250 м. В Жезказгане стратиграфическая мощность пород, между кровлей роговиков и основаниями отдельных горизонтов раймундовских слоев, для нижнего раймунда составляет 80 м, для среднего раймунда - 120 м и для верхнего раймунда 160 м. В Жезказгане этому горизонту соответствует, вероятно, средний раймунд. В этом случае стратиграфическая мощность Жезказганской свиты между горизонтом роговиков и средним раймундом увеличивается на месторождении Акчий вдвое по сравнению с Жезказганом. Слюдистые песчаники визе с про слоями известняков появляются в Акчие на глубине 100 м ниже горизонта роговиков, в то время как этот интервал в Жезказгане составляет не менее 175-180 м. Общая стратиграфическая мощность всей продуктивной части жезказганской свиты на Акчи около 680 м, на Жезказгане 650 м, т. е. практически они являются одинаковыми.

В структурном отношении месторождение Акчий представляет вторичный купол, приуроченный к восточному крылу Жанайского антиклинала. В отличие от вторичных куполов Жезказгана, купол Акчий имеет несравненно более крутые углы падения пород, изменяющиеся снизу-вверх от 65-70 до 25-300, в то

время как во вторичных куполах Жезказгана они обычно не превышают 10-250. Другое отличие купола Акчий заключается в том, что он не замкнут с северо-западной стороны, тогда как купала Жезказгана, наоборот, не замкнуты с северо-востока. Однако общая ориентация вторичных куполов к более крупным «первичным» структурам как в Жезказгане, так и в Акчие остается вполне закономерной. Эта закономерность заключается в том, что вторичные купола, как правило, не замыкаются с той стороны, откуда они непосредственно примыкают к «первичным», материнским структурам. Купол Акчий, например, незамкнут с северо-запада потому, что именно с этой стороны он непосредственно примыкает к структуре «первичной» для него Жанайский антиклинали. Точно так же все вторичные купола Жезказгана не замкнуты с северо-востока, так как с этой стороны они непосредственно примыкают к структуре ближайшего и «первичного» для них Кенгирского антиклиналя. Подобная закономерность в ориентации вторичных куполов является одним из убедительных доказательств более позднего формирования этих куполов по сравнению с «первичными» структурами.

Общей чертой для куполов Жезказгана и Акчи является интенсивное развитие в их структуре внутрипластовых и межпластовых зон дробления, надвигов и расслаивания. Подобные зоны нарушений приурочены преимущественно к пластам слоистых аркозовых песчаников, в то время как перемежающиеся с ними слои песчано-глинистых сланцев ведут себя в качестве «текучих» пластичных тел, неподверженных разрывам и дроблению. Общим признаком для Акчи и Жезказгана оказывается также несомненное руководящее значение элементов механической структуры в процессах рудоотложения: указанные выше внутри- и межпластовые зоны нарушений в сопряжении с крутопадающими, секущими разломами стали теми главными каналами, которые направляли и контролировали процессы миграции и осаждения гидротермальных рудных растворов. В пределах брахикупола Акчий установлено промышленное оруденение в составе четырех стратиграфических горизонтов, соответствующих горизонтам N2 4-7 Жезказгана. Жильные и рудные минералы Акчи тождественны таковым Жезказгана, что указывает на общность очагов рудоносных растворов в Жезказгане и Акчи.

Обнаженность месторождения Акчий не превышает 20 %. В связи с этим для установления детальной стратиграфии и структуры месторождения, а также его геологической позиции эта работа проводилась на восточном крыле Жанайской антиклинали и проходящем вдоль нее крупном Спасском тектоническом разломе, где наличие промышленной медной минерализации выявлено, кроме Акчи, также в Спасском и Северо-Спасском месторождениях, расположенных от Акчи на север на расстояния 2 и 5 км. В 1938 г. была выполнена детальная геологическая съемка всей рудоносной части купола Акчий. Здесь были пройдены четыре магистральные геологические канавы (М 10, 17,42,72), обнажившие джезказганскую свиту в характерных структурных сечениях Акчийского месторождения. Было пройдено также 58 разведочных канав для обнажения и опробования четырех рудоносных горизонтов Акчи в

интервалах 100 М по их простиранию. Для подсечения рудоносных горизонтов N2 1, 2 и 3 пройдены также девять буровых скважин на вертикальной глубине 40-50 м.

1.3 Полезные ископаемые

В пределах Жезказганского рудного района расположены весьма крупные месторождения меди и полиметаллов, крупные месторождения асбеста, бурового угля, месторождения марганца, железа, рудопроявления кобальта и никеля, золота, редких металлов и каменной соли, а также месторождения подземных вод.

Полезные ископаемые связаны практически со всеми известными в районе геологическими формациями.

Наибольшее народно-хозяйственное значение в районе имеют руды цветных металлов, среди которых главная роль принадлежит меди. Промышленное медное оруденение содержится только в сероцветных песчаниках верхнего палеозоя. Помимо крупного разрабатываемого Жезказганского месторождения, в 25 км севернее него уже разрабатывается месторождение Итауз и на очереди разработка месторождений Сарыоба, Кипшакпай, Карашошак, Жиландинской группы месторождений, а за пределами Жезказганской синклинали, но в пределах Жезказганской впадины (80 км к ю.в. от города Жезказгана) начато строительство рудника на месторождений Жаман-Айбат. Кроме медного Жезказганское и Жаман-Айбатское месторождения в подчиненно количестве содержат промышленное свинцово-цинковое оруденение. Медные руды всех месторождении района содержат серебро и рений, составляющие существенную часть ценности руд.

С красноцветными отложениями верхнего девона связаны месторождения марганца Жезды и Жаксы-Котр, расположенные соответственно в 40 и 115 км к северо-западу от г. Жезказгана. С корой выветривания серпентинитов Шайтантасского массива и Эскулинском куполе связаны рудопроявления кобальта и никеля и проявления хризотил-асбеста. В Кумолинской синклинали нижней части кенгирской свиты, приурочено промышленное месторождение родусит-асбеста.

С протерозойскими метаморфическими толщами связаны месторождение железистых кварцитов (Балбраун, Керегетас и др.). С пестроцветной формацией Перми связано месторождение каменной соли (скв. Ю-30, Ю-31 и др.).

В качестве строительного щебеночного материала используются гранодиориты Шайтантасского массива, песчаники Жезказганского месторождения. В кайнозойских отложениях имеются месторождения песка и гравия, небольшие месторождения кирпичных и огнеупорных глин.

Особое значение в условиях засушливого климата имеют подземные воды. Основные запасы подземных вод сосредоточены в Эскулинской, Айдосской,

Уйтасской, Жанайской, Уртакагыльской, Аяккагыльской и др. структурах. Из них на четырех первых построены и эксплуатируются водозаборы,[3].

1.4 Горно - технические условия

Массив горных пород Жезказганского месторождения характеризуется специфическими горно-геологическими условиями, обусловленными его геолого-структурными условиями формирования. К ним относятся:

- равнинный, слабо всхолмленный рельеф местности;
- слабое развитие зоны выветривания;
- переслаивание различных пород, разных по мощности и физико-механическим свойствам;
- многоярусность оруденения с мощностью рудных тел от 1 до 40 м, мощностью породных междупластий от 3 до 50м, глубиной балансового оруденения до700м;
- наличие огромного объема пустот выработанного пространства, создающих специфическую инженерную горнотехническую обстановки;
- район не сейсмичен, возможности возникновения оползней и селевых потоков исключаются.

По сложности инженерно-геологических условий разработки месторождение относится к категории средней сложности.

Породы рудоносной толщи характеризуется следующими физико-механическими свойствами:

- для всех типов пород плотностью Y0=2,65 г/см^3; объемная масса d=2,62 г/см^3; пористость П=2,5%; естественная влажность W=0,3%; угол внутреннего трения F=350.

-красноцветные аргиллиты и алевролиты малоабразивные (А=3 мг) средней крепости (Рк=800 МПа).

- песчаники рудные и безрудные выше средней абразивности (А=40 мг), крепкие (Рк=2300 МПа).
- конгломераты среднеабразивные (А=26 мг), крепкие (Рк=1500 МПа).

Коэффициенты крепости проф. Протодьяконова составляют для песчаников 10-16, алевролитов и аргиллитов 5-7, конгломератов 8-10.

Значения предела прочности при одноосном сжатии (Gc) и растяжении (Gp), сцепления (С), коэффициенты хрупкости (Кхр) и т.д. основных типов пород зависят от глубины залегания (Н), структурного местоположения колеблются в широких пределах.

При инженерно-геологической оценке рудовмещающих пород необходимо учитывать быстрое разрушение алевролитов и аргиллитов в обнажениях горных выработок под воздействием влажного рудничного воздуха и рудничных вод, что приводит к потере их несущей способности [2].

Руды и породы месторождения не слеживаются. Месторождение является негазоносным, нерадиоактивным. Содержание общей серы в рудах превышает 0,90%, что исключает возможность возникновения подземных пожаров.

Содержание свободного кремнезема высокое (49,5-76,2%), что создает силикозоопасную обстановку при отработке.

К поверхностям ослабления относятся трещины, контакты пород, зоны дробления. К зонам ослабления относятся флексуры и кора выветривания.

В горных выработках отмечаются различные геомеханические явления обрушения пород кровли, разрушение поддерживающих целиков, на глубинах ниже 400м горные удары.

Наиболее распространенным типом разрушения стенок горных выработок является шелушение, которое происходит по трещинам разгрузки.

Для поддерживающих целиков характерны сдвиг по наклонным поверхностям, раздавливанием с отрывом блоков, с вывалом блоков.

Разработка месторождения ведется открытым и подземным способами.

2 Вскрытие месторождения

2.1 Исходные данные для составления проекта

1. Исходными данными для составления проекта являются горно-геологические условия и горно-технические условия шахты.
2. Глубина разработки до 400 метров.
3. Средняя мощность рудных залежей 9 метров.
4. Объемный вес руды 2,62 т/м^3
5. Условное содержание полезного компонента в руде (медь) 1,60%.
6. Производительность шахты 3млн. т/год.
7. Руды не склонны к слеживаемости и самовозгоранию.
8. Шахта не опасна по газу и пыли.

2.2 Выбор способа разработки

Жезказганское месторождение отрабатывается открытым и подземным способом разработки.

Граничный коэффициент вскрыши для данного месторождения $К_{гр}$=1,1.

Для условий шахты при глубине залегания рудных залежей до 400метров ($К_{гр}$>40) применение подземного способа экономически целесообразно.

Принимаем для участка Акчи-Спасский подземный способ разработки.

2.3 Годовая производительность и срок существования рудника

Исходя из заданной производительности рудника определяем срок существования рудника:

$$T=Q\cdot К_и/A(1-p), \text{ год.} \qquad (2.1)$$

где Q –промышленные запасы руды,

A -заданная годовая производительность,

$К_и$ =0,87–коэффициент извлечения,

P=5% -разубоживание.

$T=110\cdot10^6\cdot0,87/3\cdot10^6\cdot(1-0,05)=33$ года

2.4 Вскрытие месторождения

2.4.1 Высота этажа

Участок Жезказганского месторождения Акчи-Спасский сложен из перемещающихся рудных и безрудных песчаников.

Способ вскрытия месторождения выбираем путем отбора и сравнения вариантов применение которых возможно для данного месторождения.

Рассмотрим варианты вскрытия:

1. Вскрытие вертикальным стволом.
2. Вскрытие спиральным автомобильным съездом.
3. Вскрытие наклонным стволом оборудованным конвейером.

Применение последнего значительно затруднено, так как при проходке наклонного ствола, оборудованного конвейером при глубине отработки 260 метров, он будет попадать в зону отработки соседнего рудника. Это вызовет нарушение охранного целика. Этот вариант не отвечает особенностям взрывной отбойки при добыче крепких пород. Кроме того, при данной производительности рудника транспортирование крупнокусковой высокоаброзивной руды конвейером нецелесообразно [5].

Поэтому для технико-экономического расчета оставим вскрытие вертикальным стволом.

Затраты на проведение и эксплуатацию вспомогательных стволов, на водоотлив при расчете не учитывают.

Поперечное сечение выработок и объемы околоствольных дворов принимаем типовыми в соответствии с годовой производительностью.

Количество добываемой руды:

$$D=Б\cdot R_и/1\text{-}p;\ т \qquad (2.2)$$

$D=30\cdot 10^7/1\text{-}0{,}05=315789473$ т

Вскрытие вертикальным стволом.

1. Капитальные затраты

а) на проведение ствола:

$$К_{пр.ст}=k_{пр.ст}\cdot S_{ст}\cdot H \qquad (2.3)$$

где $k_{пр.ст}$=8059гт/м^2 -затраты на проходку ствола,

$S_{ст}$ -сечение ствола в проходке при диаметре ствола 8м, Sст=50,24м^2,

H=260м -глубина разработки

$К_{пр.ст}$=8059·50,24·260=105269881,6тг

б) на проведение квершлага

$$К_{пр.кв}=k_{пр.кв}\cdot S_{кв}\cdot L_{кв} \qquad (2.4)$$

где $k_{пр.кв}$=2500тг/м^3 - затраты на проходку 1м^3 квершлага,

$S_{кв}$=17,6м^2 - сечение квершлага,

$L_{кв}$=250м -длина квершлага.

$К_{пр.кв}$=2500·17,6·520=22880000тенге

в) на проведение околоствольного двора. Согласно производительности принимаем кольцевой тип околоствольного двора. Ориентировочный объем выработок околоствольного двора:

$V_{о.д}$=12000м^3

$$К_{пр.о.д}=k_{пр.о.д}\cdot V_{о.д}\text{ ,тг} \quad (2.5)$$

где $k_{пр.о.д}$=4500тг/м^3 -затраты на проходку 1м^3 околоствольного двора.

$К_{пр.о.д}$=4500·12000=54000000тг.

2. Эксплуатационные затраты:

а) затраты на поддержание ствола

$$Э_{под.ст}=k_{под.ст}\cdot T\cdot H \quad (2.6)$$

где $k_{под.ст}$=200тг/м -годовые затраты на поддержание ствола,

Т- срок службы рудника.

$Э_{под.ст}$=30·260·200=1560000гт

3. Затраты на транспортирование руды:

а) по стволу

$$К_н=k_н\cdot D\cdot H \quad (2.7)$$

где $k_н$=0,0007тг 1п.м.-затраты на подъем

$К_н$=0,0007·315789473 ·260=57473684тг

б) по квершлагу

$$К_{кв}=L_{кв}\cdot D\cdot k_{кв} \quad (2.8)$$

где $k_{кв}$=0,0004тг/м -затраты на транспортирование руды по квершлагу.

$К_{кв}$=520·315789473·0,0004=65684210,38тг.

Оптимальный вариант определяем по минимальным удельным суммарным затратам ($Е_н$ /А)хК+((К+Э)/Б), где $Е_н$=0,15 - коэффициент эффективности капиталовложений.

Суммарные затраты по I-варианту $\sum_{к1}$=339667872,4тг

Удельные затраты q_i=339667872·(1-0,05)/Б·(1-П)=339667872·(1-0,05)/300000000(1-0,2)=322684478,4/240000000=1,34тг/т

Вскрытие спиральным автомобильным съездом

1. Капитальные затраты.

Затраты на проведение съезда:

$$Q_c=К_{пр.с}\cdot S_c\cdot L_c \quad (2.9)$$

где $К_{пр.с}$=80тн/м^3 –стоимость проведения 1м^{3}съезда,

S_c=25м^2,

L_c -длина съезда

$$L_c = H_{г.р}/\sin\alpha = 260/0{,}2419 = 1074м \quad (2.10)$$

Где $\alpha=14^0$ –угол наклона съезда.

$Q_c=80\cdot25\cdot1074=2148000$тн.

Затраты на приобретение и содержание автосамосвалов TORO-40Д:

$$Q_{об}=(К_а+К_х)\cdot N_а \quad (2.11)$$

где $К_а=35546262$тн -стоимость одного самосвала,

$К_х=5060$тн -стоимость хранения (стоянки) одного автосамосвала,

$N_а$ –инвентарное число автосамосвалов для транспортирования руды.

$$N_а = А\cdot К_{нер}\cdot К_и / 3\cdot365\cdot А_{см} \quad (2.12)$$

где $К_{нер}=1{,}1$ коэффициент неравномерности работы автосамосвалов,

$К_и=1{,}2$ -коэффициент инвентаризации,

$А_{см}$-сменная производительность самосвала

$$А_{см}=l_{см}\cdot q/2\cdot L_c = 70\cdot40/2\cdot1074=2шт \quad (2.13)$$

где $Q_{об}=(35546262+5060)\cdot2=71102644$тн.

2. Эксплуатационные затраты

На поддержание съезда:

$$Q_{под.с}=К_с\cdot T\cdot L_c \quad (2.14)$$

где $К_с=40$тн/п.м -затраты на поддержание съезда.

$Q_{под.с}=40\cdot4\cdot1074=171840$тн,

Стоимость 1км дороги с цементно-бетонным покрытием при ширине проезжей части 5м равна 314тыс.тн. Тогда общая стоимость дороги:

$Q_{дор}=314\cdot1{,}074=337$тыс.тн.

По наименьшим удельным затратам принимаем вариант вскрытия вертикальным стволом.

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

1. концентрируется откатка руды с верхних горизонтов на одном, что способствует более экономичному использованию шахтного оборудования;
2. значительно снижается себестоимость 1 тонны руды;

Место заложения ствола определяется по методу проф. Соболевского:

1. по средневзвешенному центру тяжести рудной залежи, что сокращает подземную откатку;
2. уменьшение запасов руды в охранном целике ствола;

3. удобство площадки для размещения надшахтных зданий и сооружений.

Вскрытие принимаем одноступенчатое, проходка ствола осуществляется сразу на всю глубину [4].

Вскрытие поля учитывается особенностями геологического строения месторождения и основными требованиями технологии добычи мощным самоходным оборудованием.

К геологическим особенностям Жезказганского месторождения следует отнести пастообразную форму залежей. В основном угол падения колеблется в пределах от 2^0-3^0 до 12^0-15^0.

Для подачи руды и породы с рудных горизонтов на концентрационные предусмотрены капитальные рудоспуски и породоспуски.

Руда из забоев очистных панелей, а порода из капитальных и подготовительных выработок доставляется самоходными вагонами типа ТОРО-40D, к капитальным рудоспускам или породоспускам, по которым перепускается на концентрационный горизонт, где руда грузится в составы глухих вагонеток емкостью 10м^3 и электровозом с цепным весом 28тонн, в зависимости от ее модификации, откатывается к опрокидывателям главного ствола шахты.

2.5 Горно-капитальные работы

Основные и вспомогательные стволы

Исходя из того, что форма залегания рудного тела пластообразная, большая глубина залегания и технология добычи самоходным оборудованием, вскрытие шахтного поля осуществляется вертикальными стволами, рудными и концентрационными горизонтами, Для передачи руды и породы с рудных горизонтов на концентрационные горизонты предусмотрены капитальные рудоспуски и породоспуски.

Главный ствол шахты предназначен для выдачи медной руды, спуска-подъема людей и мелкого оборудования. Диаметр ствола в проходке 6м в свету, 6,5м и бетонная крепь, толщиной 500мм.

В сечении ствола размещаются два скипа с противовесом, одна клеть с противовесом, лестничное, кабельное и трубное отделения.

Грузовой ствол, диаметром в свету 6м, расположен в 65м от главного ствола. Ствол оборудован только проводниками, по которым ходит траверза крана для спуска-подъема людей, деталей и узлов крупногабаритного оборудования, через ствол также подается свежий воздух для проветривания.

Вентиляционные стволы диаметром в свету 6м и в проходке 6,6м с бетонной крепью, предназначенные для выдачи загрязненного воздуха расположены на флангах шахтного поля.

Средняя скорость проходки стволов 40м/мес.

Сечение вентиляционного ствола производим по условию вентиляции:

скорость воздуха в стволе

$$v=A_{сут}\cdot k_З\cdot q_{сут}/60\cdot S_{ств} \quad (2.15)$$

где $A_{сут}$ -суточная добыча руды,

$$A_{сут}=A_{год}/N_{дн} \quad (2.16)$$

$A_{сут}=30\cdot10^6/300=10000$т/сут,

$k_З$ =1,45-коэффициент запаса воздуха,

$q_{сут}$=0,5м/мин -норма подаваемого воздуха на 1 т суточной добычи,

$S_{ств}$=28,26м^2 -площадь поперечного сечения ствола

$v=10000\cdot1,45\cdot0,5/60\cdot28,26=4$м/с

По условиям ТБ скорость воздуха по стволу не должна превышать 12м/сек.

Вскрытие и подготовка рудных залежей производится квершлагами и основными штреками, сбивающими выдачные шахтные стволы и грузовые стволы с вентиляционными стволами и капитальными рудоспусками.

Сечение квершлага определяется на основе габаритов оборудования с учетом необходимых зазоров, предусмотренных ТБ.

Крепление квершлагов в основном штанговое, на участках с менее устойчивой кровлей -комбинированное.

Квершлаги проходятся с уклоном 4^0 в сторону ствола шахты с водоотливной канавкой, обеспечивающей дренаж воды.

Скорость движения воздуха по квершлагу:

$$v=A_{сут}\cdot k_З\cdot q_{сут}/60\cdot S_{кв}\cdot n_{кв} \quad (2.17)$$

где $S_{кв}$=18,2м^2 -поперечное сечение квершлага,

$n_{кв}$ =2 -число квершлагов

$v=10000\cdot1,45\cdot0,5/60\cdot18,2\cdot2=3,3$м/с.

По правилам безопасности скорость воздуха по квершлагу должна быть <8м/сек.

Околоствольный двор и околоствольные камеры

Околоствольный двор шахты на концентрационном горизонте принимаем петлевой двухсторонний. Откатку руды по этому горизонту от рудоспусков к выдачному стволу осуществляется по кольцевой схеме.

Определяем необходимый объем выработок околоствольного двора в соответствии с годовой производительностью и применяемым оборудованием.

В качестве бункера для руды служит рудоспуск проведенный непосредственно по близости от скипового ствола. Камеры подземного дробления для приема и дробления руды, поступающей по концентрационному горизонту, расположены ниже у главного ствола шахты.

Дозаторная камера располагается за дробильной камерой и оборудуется дозатором на 2 скипа. В околоствольном дворе располагается камера центральной понизительной подстанции $V_{ЦПП}$=570 м^3.

Камера электровозного депо размещается между ветвями околоствольного двора и имеет два независимых выхода [5].

Объем электровозного депо:

$$V_{э.д}=L \cdot B \cdot H_к, м^3 \qquad (2.18)$$

где L=22м -длина электровозного депо с учетом размещения трех электровозов,

B=2,4м -ширина камеры с учетом соответствующих зазоров,

$H_к$=2,4м -высота камеры с учетом оборудования.

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

3 Выбор системы разработки

3.1 Определение параметров

На выбор системы разработки влияют такие важнейшие горногеологические факторы:

1 Постоянные -мощность рудного тела, угол падения, глубина разработки, устойчивость руды и вмещающих пород.

2 Переменные -ценность руды, состав вмещающих пород, гидрогеологические условия, сохранность поверхности от влияния горных работ.

Для выбора системы разработки применяют метод исключения, который сводится к рассмотрению возможности применения на данном месторождении всех существующих систем разработки. Исключаются те из них, условия применения которых не соответствует заданным горногеологическим условиям. В результате отбора остаются две-три системы разработки.

Таблица 3.1- Отбор конкурентно способных систем разработки

№ п/п	Наименование класса систем разработки	Заданные горно-технические условия	Перечень горно-техн. условий исключающих примен. системы
1	Системы разработки с открытым очистным пространством	m=6-11м,	
	1.1 Потолкоуступная	$\alpha=3^0$,	α,m
	1.2 Со сплошной выемкой		опорные целики
	1.3 Камерно-столбовая	H=260м,	
	1.4 С подэтажной отбойкой		α,m
	1.5 Этажно-камерные	руда и вмещающие породы устойчивые,	α,m
2	Системы разработки с закладкой выработанного пространства		
	2.1 Горизонтальными слоями	содержание полезного компонента 1,6%	низкое содержание и α
	2.2 Сплошная с однослойной выемкой и закладкой		α
	2.3 Столбовая с выемкой и закладкой		α
	2.4 С камерной выемкой и закладкой		

Выбираем две наиболее производительные системы и производим технико-экономическое сравнение:

I вариант -камерно-столбовая (панельно-столбовая) система разработки.

II вариант -система разработки камера-целик с твердеющей закладкой выработанного пространства [12].

Технико-экономическое сравнение систем разработки

Таблица 3.2 - Исходные данные для расчета

Показатели	I вариант	II вариант
Себестоимость 1т руды	600	715
Потери %	18	5
Разубоживание %	5	8

Экономический ущерб от более высокого разубоживания

$$У_р=(c/a_1-c/a_2)\cdot(C_д-C_р+C_{пер} \quad (3.1)$$

где с -содержание полезного компонента в руде, %

a_1 и a_2 -соответственно содержание полезного компонента в рудной массе для сравниваемых систем разработки.

$$a_1=c-P_1\cdot c \quad (3.2)$$

$a_1=1,6-0,08\cdot1,6=1,47$

$$a_2=c-P_2\cdot c \quad (3.3)$$

$a_2=1,6-0,05\cdot1,6=1,52$

$C_д$ -полная себестоимость добычи 1т руды для системы с более высоким разубоживанием;

$$C_д=1,4\cdot C_р \quad (3.4)$$

где 1,4 -для ценных сортов руд;

$C_р$=715тн/т

$C_д=1,4\cdot715=1001$тг/т

$C_{пер}$ -стоимость переработки 1т руды;

$$C_{пер}=(0,4-1,2)\cdot C_д \quad (3.5)$$

где 1,2-для дорогих сортов обогащения;

$C_{пер}=0,9\cdot1001=900$тг/т

$У_р=(1,08-1,05)\cdot1472=44,16$

$$d_п=d_{раз}+d_{ан}+d_{пр} \quad (3.6)$$

где $d_{раз}$ -величина затрат вложенных в разведку 1т балансовых запасов;

$$d_{раз}=(0,0002-0,001)\cdot C\cdot d_н \quad (3.7)$$

где $d_н$ -оптовая цена 1т металла,

$d_н$=232000тн

$d_{раз}$=(0,0002-0,001)·232000=46,4

$d_{ам}$- амортизационные отчисления на 1т балансовых запасов;

$$d_{ам}=0,5 \cdot C_1 \quad (3.8)$$

где C_1 -полная себестоимость добычи 1т руды при применении систем разработки с повышенными потерями

$$C_1=1,4 \cdot C_р=1,4x600=840тн/т \quad (3.9)$$

где $d_{ам}$=0,05·840=42тн/т

$d_{пр}$ -прибыль полученная при реализации продукции извлеченной из 1т балансовой руды:

$$d_{пр}=(Ц_о-C_б)+П_{гр} \cdot Ц_о \quad (3.10)$$

где $Ц_о$ -оптовая цена извлекаемых из 1т балансовых запасов полезных компонентов;

$$Ц_о=d_к \cdot C/100 \quad (3.11)$$

Полученный результат прибавляем к себестоимости добычи 1т руды с повышенным разубоживанием.

$$C_р^1=C_р+У_р=715+44,16=759,16тн/т \quad (3.12)$$

Полученный результат сравниваем с себестоимостью добычи панельно-столбовой системой разработки:

$C_р^1$=759тн/т>Ср=600тн/т

Вывод: более экономичной является панельно-столбовая система разработки с почки зрения разубоживания.

Экономический ущерб от повышенных потерь отнесенной на 1т извлекаемых запасов балансовой руды составит:

$$У_п=d_п \cdot (k_1-k_2)/k_2 \quad (3.13)$$

где, k_1,k_2 -соответственно коэффициенты извлечения руды при добыче для сравниваемых вариантов к системе с меньшими потерями.

$$k_1=(1-П_1)/(1-P_1)=(1-0,05)/(1-0,08)=1,03 \quad (3.14)$$

$$k_2=(1-П_2)/(1-P_2)=(1-0,18)/(1-0,05)=0,86 \quad (3.15)$$

$d_п$ -экономический ущерб от потерь 1т балансовой руды,

где $d_к$ -оптовая цена 1т концентрата,

$d_к$=67572тн

$Ц_о$ =67572·1,6/100=1081тн/т

$С_б$ -себестоимость добычи и переработки в расчете на 1т балансовых запасов

$$С_б=С_р+С_{пер}, \quad (3.16)$$

где $С_{пер}$ -себестоимость переработки 1т руды,

$С_{пер}$=159тн/т

$С_б$=600+159=759тн/т

$П_{гр}$ -доля затрат на геологоразведку к оптовой цене полезных компонентов,

$П_{гр}$=2-10%

$d_{пр}$=(1081-759)+0,02·1081=343тн/т

Экономический ущерб от потерь 1т балансовой руды

$d_п$=46,4+42+343=431тн/т

$У_п$=431(1,03-0,86)/0,86=256тн/т

Величину экономического ущерба от повышенных потерь, отнесенную на 1т извлеченных запасов руды с балансовым содержанием по системе, которая имеет более высокие потери:

$$С_р^{11}=С_р+У_п=600+85=685тн/т \quad (3.17)$$

$С_р$=685тн/т<715тн/т

Исходя из расчетных данных при уровне развития техники, потери полезного ископаемого существенного экономического ущерба не вызывает. Принимаем панельно-столбовую систему разработки, которая является целесообразной по заданным горнотехническим условиям.

Расчет прочностных размеров барьерных и опорных целиков:

а) расчет размеров барьерных целиков:

$$A= \sqrt{К_н \cdot \gamma \cdot h \cdot L \cdot H \cdot n_{бц} \cdot К_\alpha / К_{тр} \cdot \sigma_н} \quad (3.18)$$

где $К_н$=1 –коэффициент нагрузки,

γ=2,62т/м^3 –объемный вес,

h =10м –высота барьерного целика,

L=100м -расстояние между осями барьерных целиков,

$n_{бц}$=3 -запас прочности барьерного целика,

$К_\alpha$ -коэффициент влияния угла наклона, для $\alpha=3^0$,

$$К_\alpha =\cos^2 3+\beta\sin^2 3=0.99 \quad (3.19)$$

где β=1 -боковое давление,

$К_{тр}$=0,65-коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости на несущую способность барьерных целиков,

$\sigma_н$=22000т/м^2 -лабораторная прочность серого рудного песчаника, при Н=260м

$A=\sqrt{1 \cdot 2,62 \cdot 10 \cdot 100 \cdot 260 \cdot 3 \cdot 0,99/0,65 \cdot 22000}$=13м

б) расчет диаметра междукамерного целика:

$$d=\sqrt[3]{4 \cdot К_н \cdot \gamma \cdot H \cdot h \cdot S_{оп} \cdot K_\alpha \cdot n_{мкц} / \pi \cdot \sigma_н \cdot К_{тр} \cdot К_{пр} \cdot К_{пмф} \cdot К_к} \quad (3.20)$$

где $К_н$ =0,78 –коэффициент нагрузки,

$S_{оп}$ =400м^2 –площадь кровли приходящаяся на целик,

$n_{мкц}$ =2 –коэффициент запаса прочности междукамерного целика,

$К_{тр}$ =0,4 -коэффициент трещиноватости,

$К_{пр}$ =0,9 -коэффициент, учитывающий влияние слабых прослоев из алевролита, красного песчаника или кальцита на несущую способность целика,

$К_{пмф}$ =0,85 -коэффициент, учитывающий БВР при оформлении МКЦ на его несущую способность при шпуровой отбойке,

$К_к$,=0,7 -коэффициент, характеризующий влияние контактных условий на прочность целика, при наличии в почве и кровле красного песчаника или алевролита.

$d=\sqrt[3]{4 \cdot 0,78 \cdot 2,62 \cdot 260 \cdot 10 \cdot 400 \cdot 1 \cdot 2/ 3,14 \cdot 22000 \cdot 0,4 \cdot 0,9 \cdot 0,85 \cdot 0,7}$=10м,

в) число опорных целиков в панелях Ю-5, Ю-6 по длине:

$$a_1=L/20-1 \quad (3.21)$$

$$a_{1.2}=L/20-1 \quad (3.22)$$

a_1=350/20-1=16шт. a_1=250/20-1=11шт.

Число опорных целиков по ширине:

$$a_2=b/20-1 \quad (3.23)$$

$$a_{2..2}=b/20-1 \quad (3.24)$$

a_2=100/20-1=4шт, a_2=130/20-1=5шт,

Общее число опорных целиков в панели:

$$N_{о.ц}=a_1 \cdot a_2=16x4=64шт \quad (3.25)$$

$$N_{о.ц.1}=a_{1.1} \cdot a_{2.2}=11x5=55шт \quad (3.26)$$

Объем опорных целиков:

$$V_{о.ц}=(\pi\cdot d^2/4)\cdot h\cdot N_{о.ц},\ м^3 \qquad (3.27)$$

$$V_{о.ц}=(\pi\cdot d^2/4)\cdot h\cdot N_{о.ц.1},\ м^3 \qquad (3.28)$$

где, h=8-10м –высота целиков.
$V_{о.ц}=(3,14\cdot 9^2/4)\cdot 8\cdot 64=32555,5\ м^3$ $V_{о.ц}=(3,14\cdot 10^2/4)\cdot 10\cdot 55=43175\ м^3$
г) объем БЦ по ширине панели:

$$V_{бц}=2\cdot B\cdot A\cdot h \qquad (3.29)$$

$V_{бц}=2\cdot 150\cdot 12\cdot 10=36000м^2$
Объем БЦ по длине панели:

$$V_{бц}=(L-2\cdot A)\cdot A\cdot h-V_з-V_{п.ш} \qquad (3.30)$$

где $V_з$ –объем заездов,
$V_{п.ш}$ –объем панельного штрека.

$$V_з=n_з\cdot A\cdot S_з \qquad (3.31)$$

где $n_з$ =8 -число заездов,
$S_з$ =16,8м^2 -сечение заездов
$V_з=8\cdot 12\cdot 16,8=1612,8\ м^3$

$$V_{п.ш}=2\cdot(L-2\cdot A)\cdot S_з \qquad (3.32)$$

$V_{п.ш}=2\cdot(350-2\cdot 12)\cdot 16,8=10953м^3$,
$V_{бц}=(350-2\cdot 12)\cdot 12\cdot 10-1612,8–10953=26554,2м^3$.
Объем всех целиков в панелях:

$$V_ц=V_{оц}+V_{бц}+V_{бцд},\ м^3 \qquad (3.33)$$

$V_ц$= 75730,5+36000+26554,2=138284,7 м^3
Потери руды в панелях:

$$V_п=B\cdot L\cdot h,\ м^3 \qquad (3.34)$$

$V_п=2,62\cdot 138284,7=362305,914\ м^3$
Запасы руды в панелях:

$$Б_п=V_п\cdot\gamma,т \qquad (3.35)$$

$Б_п$=362305,9·2,62=949241,45т

Извлекаемые запасы в панелях:

$$Б_и=Б_п - V_п=949241,45-362305,914=913005,536т \quad (3.36)$$

3.2 Подготовительно-нарезные работы

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке комплекса выработок необходимых для ведения очистных работ в соответствии с 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 40 м, проведение вентиляционного штрека, который сбивается со сборным вентиляционным штреком. К нарезным выработкам относятся проведение работ в подготовительных выемочных единицах. Все подготовительные и нарезные работы проходят специализированные проходческие бригады.

Сечение выработок принимаем типовые из условия прохождения по ним самого большого оборудования, плюс все зазоры в соответствии с ЕПБ. По данным практики принимаем площадь поперечного сечения всех подготовительно-нарезных выработок 16,8м^2, на закруглениях 18,2м^2.

Состав проходческого оборудования:

1. для бурения шпуров –СБУ-2Б,
2. для погрузки и доставки отбитой горной массы -TORO-501Д,
3. для заряжания шпуров -ЗП-2.

Скорость проходки -150п.м/мес.

Удельный объем подготовительных и нарезных выработок на 1т готовых к выемке запасов:

$$К_{п.н}=1000·\sum l/Б_п-Б_{п.н} \quad (3.37)$$

где $Б_{п.н}$ –количество руды извлекаемые при подготовке панели.

$$Б_{п.н} =\sum V_{п.н} ·\gamma,т \quad (3.38)$$

где $\sum V_{п.н}$=13820м^3 -общий объем подготовительно-нарезных выработок,

$Б_{п.н}$ =1382 ·2,62=35932т,

$К_{п.н}$=1000·1607/913005,536-35932=1,8м/1000т

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

Таблица 3.3 - Показатели подготовительно –нарезных работ

Наименование показателей	Выработки						
	Откаточный штрек	Вентиляционный штрек	Панельный штрек	Разрезной штрек	Вентиляционный штрек	Заезды	Итого
Площадь поперечного сечения, $м^2$	16,8	16,8	16,8	16,8	16,8	16,8	
Длина, м	150	150	350	328	350	280	1608
Объем, $м^3$	2520	2520	5880	5510,4	5880	4704	27014,4
Скорость проходки пм/см	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	
Продолжительность проходки, с	93	93	218	205	218	175	1002
Численность рабочих, чел	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	2,3	
ПДМ, шт	1	1	1	1	1	1	2
Буровая установка, шт	1	1	1	1	1	1	3

Примечание: для подготовки панели необходимо 3 бригады по 7 человек в каждой.

3.3 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 –мелкошпуровая. Негабаритные куски руды дробятся в забое после каждого цикла работ.

Технологические процессы (бурение, заряжание, взрывание, уборка, крепление, вентиляция и др.) производятся согласно паспортам.

По мере продвижения очистной выемки в панели, для передвижения самоходного оборудования и людей по оси одной из камер предусматривается освещенная трасса движения. Кровля выработанного пространства над трассой движения и междукамерные целики вдоль трассы осматриваются согласно ЕПБ.

Отбитая горная масса грузится погрузочной машиной в автосамосвалы и доставляется по панели и откаточному штреку к капитальному рудоспуску.

Состав комплекса самоходного оборудования:

1. для бурения шпуров –Параматик Г205Т,
2. для заряжания шпуров -ПМЗШ-2,

3. для погрузки отбитой горной массы –Cat-980
4. для транспортирования руды -автосамосвал TORO-40Д
5. для осмотра, оборки и крепления кровли –самоходный полок СП-8А.

3.4 Очистные работы

Расчет будем вести на цикл производственных процессов применительно к выемочному участку.

Расчет паспорта буровзрывных работ.

Диаметр шпуров $d_{шп}$=45мм в соответствии с принятым буровым оборудованием. Сетка расположения шпуров устанавливается на основании площади забоя на один шпур, по данным практики S=1,6.

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС):

$$W=S/m=1,6/1,1=1,4м \quad (3.39)$$

где m =1,1 –коэффициент сближения зарядов.

Расстояние между шпурами в ряду:

$$A=m\cdot W=1,1\cdot 1,4=1,6м \quad (3.40)$$

Площадь забоя:

$$S_З=l\cdot h=9\cdot 7=63м^2 \quad (3.41)$$

Число шпуров на забой:

$$N_{шп}=S_з /S=63/1,6=40шп \quad (3.42)$$

Принимаем клиновой вруб. Число шпуров:

Врубовых –$n_в$=1·40/3=40шт,

Отбойных –$n_о$=0,5·40/3=7шт,

Оконтуривающих –$n_{ок}$=1,5·40/3=20шт.

Глубину шпуров принимаем в соответствии с технической возможностью бурового оборудования, $l_{шп}$ =3,8м.

Общая длина шпуров:

$$L_{шп}=n_{шп}\cdot l_{шп}=40\cdot 3,8=152м \quad (3.43)$$

Длина шпура на 1м^3 отбитой горной массы:

$$L_д=L_{шп}/V_з \quad (3.44)$$

где $V_з$ –объем отбитой руды за цикл:

$$V_з = L_{шп} \cdot S_з \cdot \eta = 3{,}8 \cdot 63 \cdot 0{,}9 = 215{,}46 м^3 \quad (3.45)$$

где η=0,9 –коэффициент использования шпура,
$L_д$=152/215,46=0,7м/м^3.
Выход руды:

$$V_р = V_з / L_{шп} \quad (3.46)$$

$V_р$ =215,46/152=1,41м^3/м.
Общий расход ВВ на цикл:

$$Q_{вв} = q_{шп} \cdot n_{шп} \quad (3.47)$$

где $q_{шп}$ –емкость шпура.

$$q_{шп} = (\pi \cdot d^2/4) \cdot l \cdot k_з \cdot \Delta \cdot \sigma_з \quad (3.48)$$

где $k_з$ =0,85 –коэффициент заряжания,
Δ=1160кг/м^3 –плотность ВВ,
$\sigma_з$=0,89 –плотность заряжания.
$q_{шп}$ =(3,14·(0,045)^2/4)·3,8·0,85·1160·0,89=5,3кг,
$Q_{вв}$=5,3·40=212кг.
Удельный расход ВВ:

$$q_у = Q_{вв} / V_з \quad (3.49)$$

$q_у$ =212 /215,46=0,98кг/м^2.
Способ взрывания принимаем электрический.
Расчет средств взрывания на 1 цикл:
- электродетонаторы: 40+1(негабарит)=41шт,
- магистральный провод: 45м,
- участковые провода: 50м.

3.5 Определение производительности и количества задействованного оборудования

Бурение:

$$Q_э = Q_т \cdot t_{см} \cdot k_и \quad (3.50)$$

где $Q_т$- техническая производительность установки, $Q_т$=195м /см;

$t_{см}$- продолжительность смены, $t_{см}$=10 часов ;

$k_и$ =0,65–коэффициент использования установки,

$Q_э$ =195 ·10·0,65=1267,5м/см.

Время на обуривание забоя:

$$T_{оз}=L_{шп}/Q_э \quad (3.51)$$

$T_{оз}$=152/1267,5=0,12 см.

Подготовка забоя к взрыванию:

Для заряжания шпуров принимаем самоходную пневмозарядную машину ПМЗШ-2.

Таблица 3.4 - Техническая характеристика ПМЗШ-2

Емкость бункера для гранулита, $м^3$	0,93
Емкость бункера пневмозарядчиков, $м^3$	0,15
Фронт заряжания, м	
На высоте 10-12м	10(6)
На высоте 7-18м	12(8)
Зарядное устройство типа ЗП	
Техническая производительность на ВВ машины (при работе одного пневмозарядчика) кг/с	0,33
Скорость передвижения машины, км/час	
Без груза	до 40
С нагрузкой	5
Масса, кг	170
Угол поворота стрелы в горизонтальной плоскости в каждую сторону, град	180

Эксплуатационная производительность $Q_э$=210м/см

Время на подготовку забоя к взрыванию:

$$t_{вз} = t_м + t_в + t_з \quad (3.52)$$

где $t_м$ =25мин – подача машины в забой,

$t_в$ =11мин -вспомогательные работы,

$t_з$ –время заряжания

$$t_з = \eta_{шп} \cdot t_з^1 \quad (3.53)$$

где $t_з^1$ =1,05мин -время на заряжания одного шпура,

$t_з$ =40 ·1,05=42мин,

$t_{вз}$ =25 +11+42=78мин,

Одной машиной ПМЗШ-2 за смену можно обслужить 3 забоя.

Погрузка и доставка руды:

Сменная эксплуатационная производительность погрузчика Cat-980C:

$$Q_э = Q_т \cdot t_{см} \cdot k_и \quad (3.54)$$

где $Q_т$ =140т/час –техническая производительность погрузчика,

$t_{см}$ =7часов –продолжительность смены,

$k_и$ =0,9 –коэффициент использования погрузчика.

$Q_э$ =140 ·7·0,9=882т/см

Таблица 3.5 - Техническая характеристика ковшового погрузчика Cat-980C

Емкость ковша, $м^3$	3
Мощность двигателя, кВт	140,5
Скорость перевозки, км/ч	46
Длина	2300
Ширина	2430
Высота	2235
Масса, т	20

Время на уборку отбитой горной массы:

$$t_у = V_з / Q_э \quad (3.55)$$

где $V_з$ =215,46·2,26=564,5т,

$t_у$ =564,5/882=0,64см.

Доставка руды.

Эксплуатационная производительность самосвала TORO-40Д:

$$Q_э = Q_т \cdot t_{см} \cdot k_и \quad (3.56)$$

где $Q_т$ =150т/час -техническая производительность,

$k_и$ =0,85 –коэффициент использования самосвала,

$Q_э$ =150 ·10·0,85=1275т/см.

Необходимое число самосвалов:

$$n_a = V_з / Q_э = 564,5/1275 = 0,56ед \approx 1ед \quad (3.57)$$

Время на транспортирование руды:

$t_{тр}$=564,5/1·1275=0,44см.

Таблица 3.6 - Техническая характеристика TORO-40Д

Общая длина, мм	10036
Общая ширина, мм	3036
Высота, мм	2600
Высота кузова, мм	2687
Высота подъема кузова, мм	5720
Массы:	
Эксплуатационная, кг	28500
Общая масса с грузом, кг	68500
Осевые массы	
Радиус поворота, мм	
По крайне выступающей точке	9000
По внутренней боковой точке	4944
Грузоподъемность, кг	40000
Кузов, $м^3$	16,5-22
Мощность двигателя	335кВт(2100об/мин)

Среднесуточная производительность блока:

$$P=D_{ук} /t_{цк}\cdot n_c\cdot n_{оз} \quad (3.58)$$

где $D_{ук}$ =564,5т –количество отбитой руды за 1цикл,

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

$$t_{цк}=t_{бур}+t_{вз}+t_д+t_к \quad (3.59)$$

где $t_к$=0,9 –время на бурение шпуров под крепление и установку анкерной крепи,

$t_{цк}$=0,12+0,13+0,64+0,9=1,79см,

n_c=2 -число смен в сутки,

$n_{оз}$=3 –число забоев в одновременной работе.

P=564,5/1,79·2·3=1892,1т/см.

Необходимое число панелей для выполнения суточного объема добычи:

$$N_{п.см}=A/305\cdot 2\cdot P_{см}\cdot k_р \quad (3.60)$$

где $P_{см}$=P/2=946т/см, -сменная производительность панели,

$k_р$=1,35 -коэффициент резерва, учитывающий время на подготовку панели.

$N_{п.см}$=3000000/305·2·946·1,35=7ед.

3.6 Вентиляция

На шахтах рудника Степной принята фланговая схема проветривания при всасывающей системе вентиляции с помощью вентиляторных установок установленных на вентиляционных стволах. При этом движение воздуха обеспечивается за счет разрежения, создаваемого вентиляторами главного проветривания (ГВУ) и устанавливаемых на поверхности у вентиляционных стволов.

Забор свежего воздуха из атмосферы на воздухоподающих стволах осуществляется на высоте 65метровот поверхности земли по воздухозаборным трубам с обогревом до температуры $+2^0$ в зимнее время с помощью калориферных установок.

Для обеспыливания атмосферного воздуха, поступающего в шахту установлены электрофильтры совместно с калориферными установками.

Подогрев воздуха осуществляется горячей водой, поступающей от Юго-Западной котельной по трубопроводам.

Расчет количества воздуха для вентиляции шахты

1) По наибольшему количеству людей находящихся в шахте:

$$Q_{оч} = q_ч \cdot Z \cdot k_з,\ м^3/мин \qquad (3.61)$$

где $k_з$ =1,2 -коэффициент запаса воздуха,

$q_ч$ =6м^3/мин, норма подачи в забой свежего воздуха на одного человека;

Z – наибольшее число людей, одновременно находящихся в очистном забое в смену, чел.

$Q_{оч}$ =6·315·1,2=2268м^3 /мин.

2) Расход воздуха по добыче полезного ископаемого:

$$Q = q \cdot T\ м^3/мин \qquad (3.62)$$

где q=0,4м^3 /мин –расчетная норма расхода на 1т добытой руды,

T=10000т – суточная производительность рудника,

Q=0,4·10000=4000м^3 /мин.

3) Расчет воздуха по одновременно взрываемым ВВ:

$$Q_{ш.в} = 100 \cdot У_{вв}\ B \cdot k_з / L_д \cdot T \qquad (3.63)$$

где $У_{вв}$=0,004м^3 -загазованность,

B =1185кг –количество одновременно взрываемых ВВ,

$L_д$ =0,0016% -допустимая концентрация газов,

T=60мин –время проветривания выработки.

$Q_{ш.в}$ =100·0,004·185·1,2/0,0016·60=5525м^3 /мин.

4) Расчет необходимого количества воздуха для разжижения газов выделяемых ДВС:

$$Q_{ш.д} = L_ш \cdot N_д \quad (3.64)$$

где $L_ш$ =7-8 –нормативный расход воздуха на 1кВт номинальной мощности двигателя, $м^3$ /мин

$N_д$ -суммарная мощность всех двигателей, работающих в выработках,

$$N_д = 3 \cdot N_т + N_{б.к} + 2 \cdot N_{погр} + N_{п.д} \quad (3.65)$$

где $N_т$ =440кВт –мощность ТОРО-40Д,

$N_{б.к}$=170кВт –мощность двигателя бурильной установки,

$N_{погр}$=286кВт –мощность двигателя Cat-980C,

$N_{п.д}$=325кВт –мощность погрузочно-доставочной машины ТОРО-501Д

$N_д$ =3·440+170+2·286+325=1320+170+572+325=2387кВт,

$Q_{ш.д}$ =8·2387=19096$м^3$/мин.

5) Количество воздуха для отработки одного участка:

$Q_у = Q_{ш.д}$=19096·1,2=22915 $м^3$ /мин

Выбор вентилятора главного проветривания производится в зависимости от расчетного количества воздуха:

$$Q_р = k_п \, x Q_у \quad (3.66)$$

где $k_п$ =1,1 –коэффициент учитывающий подсос воздуха через устье вентиляторного ствола,

$Q_р$ =1,1x22915=25206 $м^3$ /мин =420$м^3$ /сек.

6) Эквивалентное отверстие определяется по формуле:

$$A_{min} = 0{,}38 \cdot Q_р / \sqrt{h_{max}} \quad (3.67)$$

$$A_{max} = 0{,}38 \cdot Q_р / \sqrt{h_{min}} \quad (3.68)$$

где h_{max} =290, h_{min}=180 –соответственно максимальная и минимальная депрессия.

A_{min}=0,38·420/√290=10$м^2$

A_{max}=0,38·420/√180=12$м^2$

7) Определяем ориентировочный диаметр рабочего колеса вентилятора:

$$Д_1 = 1{,}08x\sqrt{A_{max}} / A \quad (3.69)$$

$$Д_2 = 1{,}08x\sqrt{A_{min}} / A \quad (3.70)$$

где А –максимальное значение по безразмерной характеристике вентилятора

$Д_1$=0,38·√10 /0,44=1,81$м^2$;

$Д_2$=0,38·√12 /0,44=1,9$м^2$

Таблица 3.7 - Техническая характеристика ВЦД-32

Диаметр рабочего колеса, мм	3200
Частота вращения, об/мин	750
Диапазон подачи, $м^3$ /с	97-268
Максимальное эквивалентное отверстие,$м^2$	4
Максимальный статистический КПД	0,86
Депрессия	180-290

8) Необходимая мощность вентилятора:

$$N_{мощ}=Q_р \cdot h_{max}/r_в \cdot r_р \cdot r_д \cdot 1000 \quad (3.71)$$

где $r_в$ =0,7, $r_р$ =0,85, $r_д$ =0,85 –КПД, соответственно вентилятора, передачи от двигателя к вентилятору, двигателя.

$N_{мощ}$=420·290/0,7·0,85·0,85·1000=240 кВт

Принимаем двигатель СДВ –15-34-12:

Мощность –500кВт, скорость вращения-500об/мин, напряжение –6кВ.

9 Расход электроэнергии за год:

$$E=Q \cdot h \cdot n \cdot T/102 \cdot \eta_в \cdot \eta_с \cdot \eta_д \cdot \eta_р \cdot \eta_{эл.с}, \text{ кВт} \quad (3.72)$$

где Q =420 -максимальное количество воздуха

T= 362-363 –число дней работы вентилятора в году,

n=23,4-23,7ч –количество часов работы вентилятора в сутки,

$h_{ср}=(h_{min}+h_{max})/2=(290+1800)/2=235$

$\eta_р$ =0,8-0,85 –КПД регулируемого вентилятора,

$\eta_с$=0,7-0,85 –КПД сети,

$\eta_в$=0,7 -КПД вентилятора,

$\eta_д$ =0,8-0,85 -КПД двигателя,

$\eta_{эл.с}$ =0,8.

E=420·235·23,4·362/102·0,7 ·0,85·0,8·0,85·0,8=29792477,3 кВт

10 Удельный расход электроэнергии:

$$C=E/A=29792477,3/3000000=9,9 \text{кВт/мин} \quad (3.73)$$

Подземный транспорт

При транспортировки горной массы наибольшее распространение получили три вида транспортирования – рельсовый, пневмоколесный и конвейерный. Наиболее интенсивно развивается пневмоколесный транспорт, он является более приемлемым, и руда доставляется от забоя до рудоспуска непосредственно.

Достоинством самоходного оборудования является высокая производительность (особенно при небольших расстояниях доставки, высокая

безопасность труда, широкий диапазон грузоподъемности и мощности, что позволяет подобрать их оптимальное значение для любых заданных условий, высокая мобильность, отсутствие капитальных затрат на установку оборудования и материалов, буксировка других машин.

Самым производительным видом транспортирования является конвейерный транспорт, но для данных условий его применение невозможно из-за высокой абразивности пород.

Одним из основных видов транспортирования от рудоспуска до ствола является локомотивный транспорт, который служит для перевозки основных и вспомогательных грузов, перевозки людей и маневровых работ.

Принимаем следующий вид транспортировки: руда из очистных забоев к рудоспускам доставляется автосамосвалами TOPO-40D, затем через рудоспуски руда транспортируется до околоствольного двора, где с помощью опрокидывателя перегружаются в бункера. Погрузка горной массы осуществляется ковшовым погрузчиком “Cat-980C”.

Для транспортирования руды по концентрационному горизонту от капитальных рудоспусков до околоствольного двора, применяем хорошо зарекомендовавшую себя на данном месторождении локомотивную откатку.

Так как шахта не опасна по взрыву газа и пыли принимаем контактные электровозы со сцепным весом 28тонн и вагоны емкостью 10м^3 типа ВГ-10, электровозы EL13/03.

Для погрузки руды в вагонетки у каждого рудоспуска монтируются люки с двухсекторными затворами. Разгрузка вагонеток в околоствольном дворе осуществляется с помощью трех круговых опрокидывателей типа ОК-1-10.

Руда погружаемая в круговых опрокидывателях типа ДКЭЧ-0-760-90, установленных в разгрузочных камерах поступает в бункер дробильной установки, далее пропускается через грохот, после чего кондиционные куски поступают в бункер накопитель, а некондиционные куски в дробилку крупного дробления конусного типа. Из бункера дробленой руды, руда поступает в дозаторную камеру, где загружается в скипы и выдается на поверхность.

Таблица 3.8 - Техническая характеристика электровоза EL 13/03

Колея, мм	900
Число ведущих осей	2
Сцепной вес, т.	28
Часовая мощность, кВт/час	160
Часовая скорость, км/час	12
Число тяговых двигателей	2
Габариты, мм	
длина	660
ширина	1313
высота (с токоприемником)	2650 (3000)

Таблица 3.9 - Техническая характеристика вагонетки ВГ-10

Емкость, $м^3$	10
Грузоподъемность, т	26
Мертвый вес, кг	9500
Колея, мм	900
Габариты, мм	
длина	7300
ширина	1800
высота	1600
Минимальный радиус закругления, м	10

4 Электроснабжение

4.1 Электроснабжение и освещение

Основным поставщиком электроэнергии является город Караганда, расположенная в 520 км. от города Жезказгана. Частично также электроэнергия поступает от Жезказганской ТЭЦ, расположенной в 34 км.

Питание по линии ЛЭП, напряжением 110кВ по проводам АС-250, на главную понизительную подстанцию, после чего кабельными линиями и щитопроводами напряжением 6кВ, расходится по приемникам электроэнергии, в том числе и на наиболее важную часть шахтного электропривода – подъемные двигатели, генераторы и фидеры.

Основными потребителями электроэнергии являются: синхронный двигатель на напряжение 6кВ-питающий генераторы на напряжение 0,4кВ, главные двигатели подъема на напряжение 0,4кВ.

Часть потребителей шахты питается напряжением 6кВ (вентиляторы главного проветривания, насосы главного водоотлива, подъем), а другая часть транспортируется до 0,4кВ и служит для питания низковольтных потребителей.

ЦПП имеются на каждом горизонте, от которой электроэнергия подается на передвижные трансформаторные подстанции. ЦПП запроектирована на обслуживании двумя секциями по 6кВ, разделена магнитными выключателями.

В качестве светильников для освещения камер и забоев приняты светильники с лампой накаливания РН-100, установленные на кронштейнах с опорой высотой 5 – 8 метров.

Электроэнергия низкого напряжения распределяется между потребителями с помощью фидерных выключателей АФВ.

Фидерные автоматы предназначены для защиты обходных кабелей от токов короткого замыкания и утечет токов на землю.

В качестве утечки токов на землю принимается реле УАКИ-127. Осветительные трансформаторы отключаются с помощью пускателей ПМВИ. Потребители отключаются при помощи магнитных пускателей ПВИ.

Для освещения используется кабель типа ТРПСИ, магистральный кабель типа АВРБГ, для питания потребителей (ПНБ-4) применяют кабель ГРШЭ (гибкий, резиновый, шахтный, экранизированный). Защитные заземления установлены в зданиях насосных станций горизонта 30 метров, а местные заземления непосредственно у трансформаторных подстанций через каждые 200 метров [8].

При высоте очистного пространства более 3-4 метров освещение кровли производится прожекторами ПЗС –3,5.

В соответствии с правилами безопасности на участке выявляются выработки подлежащие освещению, подбираются тип и мощность светильников. На шахте применяются светильники типа РН-100.

4.2 Автоматизация и диспетчеризация

Автоматизация производственных процессов позволяет резко увеличить производительность, улучшить условия труда, снизить трудоёмкость работы, что является главным направлением технического процесса горного процесса. Автоматизация отдельных машин и операций завершается на руднике автоматизацией в целом. На подстанциях применяют две автоматические системы: АВР – автоматическое включение резерва и АПВ – автоматическое повторное включение.

1. Автоматизация комплекса подземного дробления. Весь комплекс подземного дробления : дробилки, маслонасосы, вентиляторы, обеспыливание, полностью автоматизированы. Контроль за состоянием механизмов а также включение их в начале и в конце смены осуществляется операторами. Для этого оператору внесены на пульт охраны управление и сигнализации.

2. Дистанционное управление электровозами. При разгрузке руды из люков и капитальных рудоспусков в вагоны на концентрационном горизонте предусмотрено дистанционное управление. Для этого на каждом электровозе предусмотрены выносная станция и приёмное устройство, управляющие двигателем электровоза. Электровоз снабжён аппаратурой, связью машиниста с диспетчером транспорта [8].

3. Автоматизированное управление опрокидывателями. На околоствольном дворе параллельно рельсовому пути устанавливается ряд управления, расстояние между которыми равно расстоянию между вагонами.

4. Автоматизация шахтного водоотлива. Центральная подстанция полностью автоматизирована. Для этих целей применяются комплексные устройства АРВ – 60, АРВ – 61, АЦН – 62.

5. Автоматическое управление вентиляционными установками. Вентиляционные установки главного проветривания управляются дистанционно с диспетчерского пульта.

6. Автоматизированное управление калориферной установкой. Предусматривается автоматическое поддержание температуры воздуха в стволе шахты при помощи калориферных установок в зимнее время, а также для отчистки воздуха масляных самоочищающихся фильтрах в летний период.

7. Подъемные установки также полностью автоматизированы.

Для надёжности и контроля работы механизмов предусматривается система сигнализации.

5 Охрана труда и окружающей среды

5.1 Понятия и определения охраны труда и ТБ

Для обеспечения здоровых и безопасных условий работы большое значение имеют правила и нормы по охране труда.

Правила безопасности и нормы производственной санитарии подразделяются на межотраслевые (общие), отраслевые и сквозные.

Под охраной труда понимается система законодательных актов, соци-ально-экономических, организационных, технических и лечебно-профилактических мероприятий и средств, обеспечивающих безопасность сохранения здоровья и работоспособности человека в процессе труда.

На всех предприятиях проводятся мероприятия по повышению безопасности работ и улучшению условий труда. Их осуществление обеспе-чивает значительные успехи в сокращении производственного травматиз-ма.

Несчастным случаем на производстве называется случай с работаю-щим, связанный с воздействием на него опасного производственного фак-тора.

Производственной травмой называется травма, полученная работаю-щим на производстве из-за несоблюдения требований безопасности труда.

Техника безопасности – это система организационных мероприятий и технических средств, предотвращающих воздействие на работающих опасных производственных факторов.

Создание нормальных и безопасных условий труда на предприятиях является одной из важнейших задач нашего государства. Повышение уровня охраны труда в горной промышленности немыслимо без глубоких научных исследований. В настоящее время ими занимается ряд специализированных в области охраны труда отраслевых и академических институтов.

Производственная санитария - это система организационных мероприятий и технических средств, предотвращающих или уменьшающих воздействия на работающих вредных производственных факторов.

Безопасность труда – это состояние условий труда, при котором исключено воздействие на работающих опасных и вредных производственных факторов.

Для своевременного составления научно обоснованных мероприятий по предупреждению несчастных случаев на предприятиях возникает необходимость в изучении степени влияния каждого из указанных факторов на уровень травматизма.

К техническим причинам относятся несовершенство технологического процесса, оборудования, инструмента и приспособлений; отсутствие предохранительных устройств; некачественное ограждение горных выра-боток, движущихся и токоведущих частей механизмов.

Безопасность производственного оборудования – это свойство производственного оборудования сохранять требования безопасности труда при выполнении заданных функций в условиях установленных норматив-но-технических документации [8].

Безопасность производственного процесса – это свойство производственного процесса сохранять в соответствии требованиям безопасности труда в условиях установленных нормативно-технической документации.

Организация условий труда на производстве возложена административно-технический персонал предприятия: директора, главного инженера, механика, энергетика, начальников цехов и сменных мастеров.

Все нормы и правила регламентированы и выполняются на предприятиях.

5.2 Санитарно-гигиенические мероприятия, состояние труда и ТБ на при отработки запасов и извлечении МКЦ

Управление охраной труда в корпорации является неотъемлемой частью производственного процесса на предприятиях и цехах. Системой управления охраной труда в соответствии с законодательством и действующими нормативно-техническими документами, и правилами.

Организация работы по обеспечению безопасных и здоровых условий труда, предупреждению производственного травматизма и профессиональной заболеваемости на предприятиях, цехах и участках возлагается на руководителя.

На шахте существует отдел техники безопасности, который следит за соблюдением техники безопасности при производственных процессах.

Основными источниками пылевыделения являются: бурение, взрывные работы, погрузка и разгрузка руды и породы.

Для эффективного пылеподавления, кроме вентиляции предусматривается:

- благоустройство промплощадки главных стволов (асфальтирование подъездных дорог и территории вокруг промышленных сооружений, озеленение территории);
- засасывание свежего воздуха на высоте 65 метров от поверхности земли через специальную воздухозаборную трубу из зоны, где содержание пыли не превышает допускаемое санитарными нормами;
- устройство световой сигнализации, остановки вентиляторов главного проветривания, при соблюдении которой операторы и водители самоходных машин обязаны заглушить дизельные двигатели;
- бурение шпуров с промывкой водой;
- орошение горной массы и стен выработок при погрузочно-разгрузочных работах;
- установка водяных завес в выработках вентиляционных и отка-точных горизонтов в местах выноса пыли;
- установка ротационных пылеуловителей в местах разгрузки на рудных горизонтах.

Питание водой оросительных приборов и перфораторов осуществляет-ся специальным подземным водопроводом [8].

В забоях подготовительных выработок устраивают по одному ороси-телю.

В разгрузочных камерах рудных горизонтов и погрузочных камерах откаточных горизонтов устанавливаются в очистных панелях по 4-6 оросителей.

Доведение содержания токсичных в отработанных газах двигателей до санитарных норм осуществляются газоочистителями, и подачей в рудник соответствующего количества свежего воздуха.

Мероприятия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию самоходного оборудования:

- перед запуском двигателей операторы должны убедиться в том, что на месте работы машины действует вентиляция;
- в начале смены операторы должны произвести осмотр шин, крепление полос, машины в целом, системы очистки выхлопных газов, за-тем запустить двигатель, включить фары, проверить тормоза и сирену;
- о всех замеченных неисправностях оператор обязан доложить механику участка, который принимает меры по их устранению;
- стоянка машин допускается на горизонтальных площадках с выключенными тормозами и установленными колодками под задние колеса, а у погрузочно-доставочных машин ковш должен быть опущен на почву;
- запрещается оборка кровли и установка штанговой крепи, а также заряжание и взрывание шпуров в кровле погрузочно-доставочной машины, поскольку неисправная электропроводка может вызвать прежде-временное взрывание детонаторов;
- при разгрузке ковша погрузочно-доставочная машина должна стоять на тормозах;
- езда по глубоким лужам воды не рекомендуется, т.к. могут выйти из стоя тормоза;
- запрещается запуск двигателя, используя движение самоходного оборудования под уклон.

Мероприятия, направленные на улучшение технологии добычи руды и обеспечение безопасности работ на участках:

1. Рудные залежи разделены на очистные панели шириной 150м., кото-рые разобщены между собой барьерными целиками, служащими, помимо снижения нагрузки на поддержание целика, также для:
   - предупреждения горных ударов;
   - локализация воздушных ударов и возможных обрушений кровли;
   - улучшение условий проветривания очистных забоев.
2. Для безопасности работ залежи мощностью более 16 м., независимо от содержания металла в руде, разрабатываются системами с закладкой выработанного пространства твердеющими материалами.
3. Для бурения шпуров и установки штанг для крепления кровли вы-работанного пространства предусмотрены самоходные каретки, которые обеспечивают:
   - бурение с сухим пылеулавливанием;
   - размещение оператора, управляющего агрегатом, на почве вы-работанного пространства в стороне от места установки штанг.

4. Кровля очистных камер, независимо от вида вскрывающих пород, а также поддерживающие целики, при наличии в них прослоев красноцветных пород или трещиноватой породы, крепятся штангами, с последующим нанесением слоя торкретбетона толщиной не менее 50мм.

5. Своевременно, в соответствии с проектом, необходимо устанавливать перемычки и заезды в очистные камеры, оставляя в работе не более двух заездов, запретив перемещение людей и механизмов по очистному пространству панелей.

Охрана окружающей среды

Горным предприятиям недра для добычи полезных ископаемых предоставляются на основании акта, удостоверяющего «горный отвод».

Разработка месторождений полезных ископаемых в соответствии со ст.24 основ законодательства Республики Казахстан должна осуществляется таким образом, что бы было обеспечено:

-применение наиболее рациональных и эффективных методов добычи основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и извлечения содержащихся в них компонентов, имеющих промышленное значение, недопущение сверх нормативных потерь и разубоживания полезных компонентов, а также выборочной отработке богатых участков месторождения, приводящей к необоснованной потери балансовых запасов полезных ископаемых;

- осуществление до разведки месторождений и иных геологических работ, проведение маркшейдерских работ;

- учет состояния движения запасов, потери и разубоживания полезных ископаемых;

- сохранение и учет попутно добываемых, временно используемых полезных ископаемых, а также правильное их размещение;

- безопасность работ, охрана недр и других объектов природной среды, зданий и сооружений.

За использованием охраной недр установлен горный надзор и государственный геологический контроль, помимо этого осуществляется ведомственный контроль, производимый органами, в ведении которых находятся предприятия, использующие недра.

На горных предприятиях контроль за правильностью разработки месторождений с охраной недр осуществляется геологической, маркшейдерской и иными службами, например, ВГСЧ [8].

Охрана недр

В процессе разработки месторождения полезных ископаемых подземным способом происходят более существенные изменения гидрогеологической ситуации в районе проведения работ, сводящиеся к истощению статистических запасов вод и нарушению гидродинамических параметров (изменение уровневого режима, скоростей и направления фильтрации, понижение напоров и образование депрессионных воронок).

Обязанности водопользователей заключается в проведении технологических, гидротехнических, мелиоративных и других необходимых мер-приятий обеспечивающих охрану вод.

Охране ресурсов питьевой воды уделяется особое внимание. Водяные источники должны использоваться в первую очередь для удовлетворения бытовых потребностей населения, питьевая вода из подземных источников может быть использована для других целей только с размещением органов по регулированию использования и охране вод.

Основной составной частью шахтных вод являются существующие воды, поступающие из водонасосных горизонтов. Степень минерализации сопутствующих вод различен и во многом зависит от системы разработки.

Технологические воды загрязняются мелкодисперсными минералами, частицами и химическими растворами при бурении шпуров, скважин, а также при пылеподавлении и пылезащите.

Обогащение вод преимущественно мелкозернистыми частицами пород наблюдается при гидрозакладочных работах.

Методы очистки загрязненных вод основывается на физических, химических, физико-химических и общешахтных процессов. Осветление воды достигается путем отстаивания, фильтрования. При отстаивании взвешенные грубодисперсные минеральные частицы осаждаются под действием гравитационных сил, осаждение начинается при определенной скорости потока. Жидкости: в неподвижном потоке ответвление осуществляется наиболее интенсивно. При фильтрации взвешенные частицы задерживаются в фильтрах.

Очистка, нейтрализация и обеззараживание шахтных вод во время разработки месторождений осуществляется в подземных выработках и на поверхности.

6 Экономическая часть

6.1 Расчет режим работы рудника и рабочих

Годовой режим работы рудника принимается непрерывным. Число дней работы рудника составит:

$$T_р=365-t_п, \quad (6.1)$$

где $t_п$ - праздничные дни , $t_п=0$;

$T_р=365$

В сутки две рабочие смены, принимаем скользящий график работы - три дня работы, один день-выходной; продолжительность смены принимается:

- для подземных рабочих- 10 часов;
- для рабочих на поверхности –9 часов.

Годовой режим работы рабочего данной профессии определяется в зависимости от режима работы рудника и продолжительности очередного отпуска:

$$T_{раб} =(T_р- T_{отп}) \times k \quad (6.2)$$

где $T_{отп}$ – продолжительность отпуска;

k - коэффициент, учитывающий невыходы рабочих по уважительным причинам, k=0,96 [9].

Для подземных рабочих основной группы продолжительность отпуска- 45 дней, для подземных рабочих вспомогательной группы- 33 дня, для рабочих на поверхности-24 дня, ИТР-38 дней.

$T_{раб.ос}$=(365-45)0,96=307дней;

$T_{раб.вс}$=(365-33)0,96=319дней;

$T_{раб.пов}$=(365-24)0,96=327дней;

$T_{раб.итр=}$=(365-38)0,96=314дней.

6.2 Численность работающих и производительность труда

Производим расчет численности работников промышленно-производственного персонала. Явочная численность повременно оплачиваемых рабочих определяется в соответствии с нормами обслуживания с учетом рабочих мест необходимых для выполнения работ и число рабочих смен [8]. Явочная численность сдельно - оплачиваемых рабочих:

$$Ч_{яв}=Q_{сут} / Н_{выр} \quad (6.3)$$

где $Q_{сут}$- суточная норма добычи руды,

$Q_{сут}$=10000т .

$Н_{выр}$- норма выработки одного рабочего за смену выполняющего данный вид работ;

$Ч_{яв.бур}$=10000/532,7=18чел

$Ч_{яв.тр.toro}$=10000/600=16чел.

$Ч_{яв.тр.cat}$=10000/741=13чел.

$Ч_{яв.тр.эл.}$=10000/558=17чел.

$Ч_{яв.креп.}$=10000/597=16чел.

$Ч_{явбвзр.}$=10000/420=23чел.

Списочная численность рабочих определяется:

$$Ч_{сп}=Ч_{яв} x\ k_{сп}\ ,чел \qquad (6.4)$$

где $k_{сп}$- коэффициент списочного состава

$k_{сп}=T_{р}/T_{раб}$,

$k_{сп}$=365/307=1,19-для подземных рабочих основной группы;

$k_{сп}$=365/319=1,14-для подземных рабочих вспомогательной группы;

$k_{сп}$=365/327=1,12-для рабочих на поверхности;

$Ч_{сп.бур.}$=18x1,19=21чел.

$Ч_{сп.тр.toro}$=16x1,19=19чел.

$Ч_{сп.трcat}$=13x1,19=15чел.

$Ч_{сп.авт.сл}$=5x1,14=6чел.

$Ч_{сп.пут.рб}$=15x1,14=17чел.

$Ч_{сп.слес}$=15x1,14=17чел.

$Ч_{сп.пр.раб}$=25x1,14=29чел.

$Ч_{сп.пов.раб}$=96x1,12=112чел.

Сменная производительность труда для рабочих (явочный состав)

$$Р_{см}Q_{сут}/Ч_{яв}xП_{см} \qquad (6.5)$$

где $Q_{сут}$- суточная норма добычи руды, $Q_{сут}$=10000т;

$Ч_{яв}$- явочная численность рабочих;

$П_{см}$- количество смен в сутки, $П_{см}$=2;

$Р_{см.б}$=10000/18x2=266т/челхсм,

$Р_{см.погр}$=10000/13x2=369т/челхсм,

$Р_{смютoro}$=10000/16x2=300т/челхсм,

$Р_{см.взр}$=10000/23x2=210т/челхсм.

Таблица 6.1 - Штатное расписание ИТР служащих и МОП рудника

Категория персонала	Численность	Месячный оклад	Прямая зар. плата
ИТР			
1 Директор	1	50000	50000
2 Главный инженер	1	45000	45000
3 Зам.главного инженера	1	41000	41000
4Главный механик	1	43000	43000
5Главный энергетик	1	43000	43000
6Главный маркшейдер	1	43000	43000
7 Начальник очистного участка	4	25000	100000
8 Зам. начальника участка	4	22000	88000
9 Начальник горного участка	4	24000	96000
10 Зам. начальника участка	4	21000	84000
11 Горный мастер	4	20000	80000
12 Главный экономист	1	30000	30000
13 Плановый отдел	6	16000	96000
14 Инженеры	20	15000	300000
Итого	53		1139000
СЛУЖАЩИЕ			
1Главный бухгалтер	1	24000	24000
2 Отдел труда и заработной платы	15	18000	270000
3 Начальник отдела кадров	1	20000	20000
4 Отдел кадров	6	10000	60000
5 Машинное бюро	5	8000	40000
6 Прочие	15	7000	105000
Итого	43		519000
МОП			
1 Водитель машины	3	5700	171000
2 Уборщики	7	3200	224000
3 Дворники	4	2950	118000
Итого	14		513000

Месячная производительность труда рабочего:

$$P_{мес.}=Q_{мес}/Ч_{ип}\text{, т/чел.см} \qquad (6.6)$$

где $Q_{мес}$- обьем работ за месяц, $Q_{мес}$=291666 т;

$Ч_{ип}$- списочная численность промышленно-производственного персонала (или рабочих по добыче) [9].

Таблица 6.2 - Численность рабочих рудника и их прямая заработная плата

Категория персонала	Численность		Разряд	Дневная тарифная ставка тенге	Количество выходов в месяц	Прямая заработная плата
	яв	сп				
Подземные рабочие						
А) Основная группа						
1 Бурильщик	18	21	5	464,75	525	243993
2 Помошник бурильщика	18	21	4	408,72	525	214578
3 Машинист cat-980c	13	15	5	461,5	375	1730625
4 Водитель toro-40	16	19	5	461,5	475	2192125
5 Взрывник	23	27	5	458,25	675	309318,7
6 Помощник взрывника	23	27	3	367,9	675	248332,5
7 Крепильщик	16	19	4	367,9	475	174752,5
8 Машинист электровоза	17	20	3	408,72	500	2043600
9 Прочие рабочие	20	24		367,9	600	2207400
Итого	164	193				5834249
Б) Вспомогательная группа						
1 Слесарь КИП	6	7		368,16	182	67005
2Электрослесарь	10	11		368,16	326	108293,7
3 Автослесарь	5	6		368,16	156	57433
4 Путевые рабочие	15	17		330,72	442	146178,2
5 Слесаря	15	17		368,16	442	162126,7
6 Прочие рабочие	25	29		330,72	454	249362,8
Итого	76	87				787999,68
Поверхностные рабочие-40%	96	112		310,96	3024	940343
Всего по шахте	336	392				6853391,7

$Р_{мес}$=291666/193=1138т/чел,см

6.3. Капитальные затраты на строительство рудника. Амортизационные отчисления

Таблица 6.3 - Сводный сметный расчет на строительство рудника

Наименование работ и затрат	Сметная стоимость, тыс.т					Общая сметная стоимость, тыс.т
	Горные работы	Строительные работы	Монтажные работы	Оборудования	Проходческие работы	
Подготовка терр.строит	351,78	5276,9	351	351	703,56	7034,3
Основные объекты строит	19474,13	292125,6	19474,13	19474,13	38950,6	389498,59
Подсобные объекты	2251,6	33779,2	2251,6	2251,6	4504,5	45038,3
Объекты энер.хоз	1930,5	28957,5	1934,4	1930,5	3861	38613,9
Объекты транспот.хоз.и связи	8036,47	29346,14	8036,47	8036,47	16073,2	69728,75
Наружные сети и сооружен. водоснабж	3486,47	52296,14	3486,47	3486,47	6972,81	69728,36
Благоустройство и озеленение		7035,99				7035,99
Временные здания		44029,31	7769,84			51799,15
Прочие работы и затраты	25093,9	6273,41	3136,77	53300	24,31	87828,39
Содержание дирекции строящегося предприятия					4286,49	4286,49
Подготовка кадров					3361,8	3361,8
Проектные расходы					12859,6	12859,6
Всего	60624,85	499320	46440,68	88830,17	91597,87	786813,82
Непредвиден расходы и затраты	6062,48	49932	4644,07	8883,02	9159,79	78681,4
Всего	66687,34	549252	51084,75	97713,19	100737,6	865495,22

Капитальные затраты на строительство рудника определяются на основе составления сметного расчета. Они предназначены для выполнения следующих видов работ:

1 Горные
2 Строительные и монтажные
3 Приобретение оборудования
4 Прочие капитальные затраты и работы
5 Капитальные затраты на горные работы

Удельные капитальные затраты на добычу руды:

$$К_{уд} = К_{общ} / А_{год}; \text{ тен/т} \quad (6.7)$$

где $К_{общ}$ =865495220тенге –общая сметная стоимость,
$А_{год}$ =3х10^6 тен –годовая производительность рудника;
$К_{уд}$ =865495220/3х10^6 =247 тен/т

Амортизационные отчисления за год от стоимости оборудования:

$$А_г = С_б \text{ х} Н_{об} /100, \text{ тенге} \quad (6.8)$$

где $С_{об}$ =97913190 тен,–себестоимость оборудования,
$Н_{об}$ –норма амортизации, %;

Амортизационные отчисления от стоимости горных выработок:

$$А_{г.в} = С_{гв} \text{ х} Н_{гв} /100, \text{ тенге} \quad (6.9)$$

где $С_{гв}$ =66687340 тенге –сметная стоимость горных работ;
$А_{г.в}$=66687340х4/100= 2667493,6 тенге

Амортизационные отчисления на здания и сооружения:

$$А_{зд.и\ соор.} = С_{зд} \text{ х} Н_{зд} /100, \text{ тенге} \quad (6.10)$$

где $С_{зд}$ =549252280тн –сметная стоимость строительных работ,
$А_{зд.и\ соор.}$=549252280х9/100 =49432тн

Капитальные затраты на приобретение и монтаж технологического, энергетического, подземно-транспортного оборудования, насосно-компрессорного и других видов оборудования, необходимого в процессе эксплуатации рудника определяется на основе сметы.

Виды и количество оборудования принимаются на основе расчетов, выполненных в соответствующих разделах дипломного проекта [9].

Капитальные затраты на приобретение оборудования:

$$К_{об} = (Ц_{об} + С_{тр} + С_м + С_{дм} + С_{зг} + С_к) \text{х} К_{заг}, \text{тн} \quad (6.11)$$

где $Ц_{об}$ –оптовая цена оборудования,
$С_{тр}$ –расходы на транспортировку оборудования,
$С_м$ –расходы на монтаж оборудования,

$С_{дм}$ –расходы на демонтаж оборудования,
$С_{зг}$ –стоимость запасных частей,
$С_{к}$ –расходы на комплектацию оборудования,
$К_{заг}$ –коэффициент учитывающий заготовительные работы.
$К_{об}$=(2014795++201479+100739,5+30221,85+40295,9+54399,4)x1,012= 2471233,7тн.

6.4 Производственные фонды рудника

Производственные фонды рудника включают основные производственные фонды и оборотные средства.

Стоимость основных производственных фондов:
$Ф=К_{общ}-0,15хК_{общ}$,
Ф=865495220-0,15x86545220=735670940тн

Стоимость оборотных средств:

$$О=(ЦхQ_{год})/n_{об},тн \quad (6.12)$$

где $Q_{год}=A_{год}=3x10^6$ –годовая добыча руды,
$n_{об}$ =10оборотов –количество оборотных средств.
$О=38575x3x10^6/10=11572500000тн$

Стоимость нормируемых оборотных средств:

$$Q_н=(Oxγ_н)/100 \quad (6.13)$$

где $γ_н$ =80-85% –удельный вес нормируемых оборотных средств.

6.5 Себестоимость добычи руды

Таблица 6.4 - Производительность труда

Показатели	План 2000г	Факт 2000г	%	Факт 1999г	2000 к 1999
Очистные и проход.работы забойного, $м^3$/чхсм	24,46	26,3	108	24,4	107,8
Подземного	11,28	11,78	104	11,1	106,1
Всего	8,52	9,27	109	8,46	109,6

Таблица 6.5 - Калькуляция себестоимости добычи руды

Элементы и статьи затрат	На 1т руды, тн	На годовой объем добычи
Заработная плата рабочих по руднику	14,3	49103983.2
Отчисления на соц.страхования	14,3	49103983.2
Охрана труда	14,3	49103983.2
Материалы	50	176672867.0
Энергетические затраты	6,37	22287580
Амортизационные отчисления:		
Горные работы	0,76	2667493.6
Оборудование	11,16	39085276
На строительство	14,12	49432705
Текущий ремонт	103	36050000
Цеховая себестоимость	86,65	303275000
Погашение затрат на реконструкцию	0,5	175000
Общерудничные расходы	8,6	30327500
Прочие неучтенные расходы и затраты	2,6	9098250
Итого	452,15	678563280

Таблица 6.6 - Труд, заработная плата и совершенствование управления

	Выполнение на 2000 г			Факт 1999г	2000 к 1999
	план	факт	%		
Средняя численность пром. персонала	1919	2071	108	2086	99,3
В т.ч. рабочих	1605	1765	110	1778	99,3
Фонд з/платы пром.персонала	766947,3	759421,1	99	648899,3	117,0
Средн. з/плата трудящихся (тенге)	33310	30560	92	25922	117,9
Средняя з/плата рабочего	32799	26681	81	24759	107,8

6.6 Прибыль и рентабельность

Прибыль определяется следующим образом:

$$П=\sum Ц_i x Q_{год}-(C_п + C_{пер})x A_{год}, тенге \quad (6.14)$$

где $\sum Ц_i x Q_{год}$= 9757,2х35000 =341502000 тенге -общая стоимость получаемых на фабрике концентратов ,

$\sum Ц_i$ = 9757,2тн -оптовая цена за 1т концентрата

$Q_{год}$-количество извлекаемого вида концентрата

$C_п$ = 452 -полная себестоимость добычи 1т руды,

$C_{пер}$ = 159тн -себестоимость переработки 1т руды,

$A_{год}$ =3х10^6 т

П= 9757,2х35000 –(452+159)=341501389 тенге

Уровень рентабельности

$$У_р=П/Ф+Q_н x100, \% \quad (6.15)$$

где Ф =735670940тн-стоимость основных производственных фондов,

$Q_н$=11476062500тн –стоимость нормируемых оборотных средств,

$У_р$=341501389/735670940 +11476062500х100=1147606250000

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основании проведенной работы можно заключить следующее: анализ сырьевых ресурсов АО «Жезказганцветмет» показывает, что в настоящее время на месторождении для охраны налегающей толщи и сооружений, расположенных на земной поверхности, оставлено значительная часть запасов в междукамерных и барьерных целиках.

В дипломном проекте были рассмотрены такие вопросы как, повышение полноты извлечения полезных ископаемых из недр и управление горным давлением при отработке запасов для условий шахты.

В работе приведены следующие основные части:

1. Геология, где рассмотрены строение, структура, текстура, полезные ископаемые и т.д.

2. Произведен расчет производительности рудника, выбор способа вскрытия, выбор системы разработки и расчет ее параметров, определена схема вентиляции и выбор вентиляторной установи.

3. Выбран тип подъемной установки.

4. При существующем притоке воды определена и принята структура водоотливной установки.

5. Выбран технологический комплекс оборудования и произведен расчет электровозной откатки.

6. Выполнен расчет схемы электроснабжения участка и определены параметры кабелей и защитного заземления.

7. Рассмотрены вопросы безопасности жизнедеятельности, охраны труда и окружающей среды.

8. В специальной части дипломного проекта рассматривается порядок отработки запасов руд, геомеханическому обеспечению устойчивости конструктивных элементов системы для повышения полноты извлечения запасов из недр на руднике Степной.

9. Произведены расчеты по определению проектных и фактических параметров целиков, площади отработки, определении нагрузки надежности систем, выбран порядок погашения выработанного пространства, а также технология выемки МКЦ.

10. Определена экономическая целесообразность выемки руд с применением различных способов управления горным давлением.

При предложенной системе отработки потери и разубоживание будут составлять П=5-8%, Р=5-7%.

Полнота извлечения при этом составит до 90-95%.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1 Большой Жезказган. К.И.Сатпаева

2 Основы физики горных пород. В.В.Ржевский, Г.Я.Новиков, Москва “Недра” 2010г.

3 Горное дело. С.А.Брылов, Москва “Недра” 2010г.

4 Задачник по подземной разработке рудных месторождений. И.М.Панин, И.А.Ковалев, Москва “Недра” 2011г.

5 Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. А.О.Брылов, Москва “Недра” 2013г.

6 Проведение подземных горных выработок. В.К.Шехурдин и др, Москва “Недра” 2014г.

7 Аэрология горных предприятий. К.З.Ушаков и др, Москва “Недра” 2012г.

8 Охрана труда в горнорудной промышленности. А.Е.Наумов, Москва “Недра” 2012г.

9 Экономика горнорудной промышленности. М.И.Агошков, Москва “Недра” 2010г.

10 Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений. В.Р.Именитов, Москва “Недра” 2012г.

11 Горное давление при отработке мощных пологих рудных залежей. В.Ч.Борщ-Компониец, А.Б.Макаров, Москва “Недра” 2013г.

12 Временная инструкция по расчету целиков при камерно-столбовой системе разработки и Б.Ц. для пологопадающих и наклонных залежей Жезказганского месторождения, Алма-Ата 2011г.

13 Учебное пособие по оценке состояния Выработанного пространства подземного района, управлению процессом обрушения налегающей толщи пород и погашение пустот. Николаев Е.И., Жезказган 2012г.