

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Касенеев Ерлан Аманжолович

Проект подземной разработки золоторудного месторождения «Бестобе»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

6B07205 – «Горная инженерия»

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

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.
«14» 03 2023г.

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
к дипломному проекту

на тему: Проект подземной разработки золоторудного
месторождения «Бестобе»

6B07205 – «Горная инженерия»

Выполнил

Касенеев Е.А

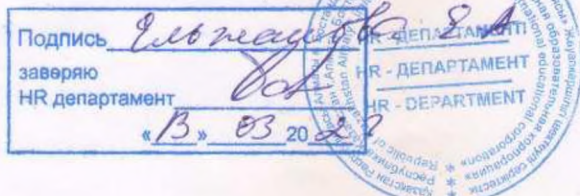
Рецензент

канд.техн.наук, зам.декана
факультета Общего строительства,
Международная образовательная
корпорация

Научный руководитель

канд.техн.наук, ассоц.профессор
Д.К.Ахметканов
«13» 03 2023г.

Е.А. Ельжанов
«13» 03 2023г.



Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова

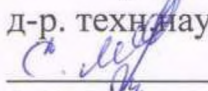
Кафедра Горное дело

6B07205 – «Горная инженерия»

УТВЕРЖДАЮ

Зав. кафедрой «Горное дело»

д-р. техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

« 14 » 10 2023г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся: Касенеев Ерлан Аманжолович

Тема: Проект подземной разработки золоторудного месторождения
«Бестобе»

Утверждена приказом по университету №1725-до от "28" октября 2022г.

Срок сдачи законченной дипломного проекта «15» марта 2023г.

Исходные данные к дипломному проекту: $L_{\text{пад}}=200\text{м}$; $L_{\text{пр}}=680\text{м}$; $\alpha=60^\circ$;
 $m=30\text{м}$; $H=250\text{м}$; $f_{\text{руды}}=4\div 6$; $f_{\text{породы}}=8$; $\gamma=3,5\text{т/м}^3$; потеря 15%; разубоживание
– 10%

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

- а) Общие сведения о месторождении
- б) Расчет расхода воздуха для проветривания рудника
- в) Горно-капитальные выработки
- г) Система разработки месторождений полезных ископаемых
- д) Заключение

Рекомендуемая основная литература:

1. Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных
производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные
работы. Утверждены приказом Министра по инвестициям и развитию
Республики Казахстан от 30.12.2014. - № 352;

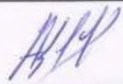
2. Инструкция по безопасному применению самоходного
(нерельсового) оборудования в подземных рудниках. - М.: Недра, 2003

ГРАФИК
подготовки дипломного проекта

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Геологическая часть	7.11.2022 - 29.11.22	
Производительность рудника	29.11.2022 - 26.12.22.	
Вскрытие месторождения	9.01.23 - 28.01.23	
Система разработки месторождений полезных ископаемых	6.02.23 - 3.03.23	

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	13.02.23	
Горно-капитальные выработки	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	28.02.2023	
Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	6.03.2023	
Техника безопасности и охрана труда	к.т.н., ассоц.профессор Д.К. Ахметканов	10.03.2023	
Нормоконтроль	Мендекинова Д.С.	13.03.2023	

Научный руководитель

 Д.К. Ахметканов

Задание принял к исполнению студент

 Е.А. Касенеев

Дата

" 7 " 11 2022 г.

АННОТАЦИЯ

Данный дипломный проект направлен на оптимизацию схемы разработки рудника Бестобе. Актуальность данного вопроса обусловлена тем, что в виду снижения производительности рудника Бестобе появилась необходимость в временном отсечении выработок для оптимизации потребления воздуха, и улучшения проветривания горных работ.

АҢДАТПА

Бұл дипломдық жоба Бестөбе кенішін игеру схемасын оңтайландыруға бағытталған. Бұл мәселенің өзектілігі Бестөбе кенішінің өнімділігінің төмендеуіне байланысты ауаны тұтынуды оңтайландыру және тау-кен жұмыстарының желдетілуін жақсарту үшін қазбаларды уақытша кесу қажеттілігі туындады.

ANNOTATION

This diploma project is aimed at optimizing the development scheme of the Bestobe mine. The relevance of this issue is due to the fact that due to the decrease in the productivity of the Bestobe mine, there was a need for temporary cutting off of workings to optimize air consumption and improve the ventilation of mining operations.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	
1	Геологическая часть	10
1.1.	Краткая геологическая характеристика месторождения	10
1.2	Описание рудных тел месторождения	10
1.3	Разведанность месторождения и запасы	11
2	Горные работы	14
2.1	Производительность рудника	14
2.2	Вскрытие месторождения	15
2.3	Горно-капитальные выработки	16
2.3.1	Параметры наклонно-транспортного съезда и, транспортного уклона	18
2.3.2	Параметры квершлагов, откаточных штреков, доставочных штреков, полевых штреков и заездов на них с НТС и ТУ	19
2.4	Камеры для погрузки руды в процессе эксплуатации на основных горизонтах	19
2.5	Крепление капитальных выработок	20
2.6	Технология проходки горизонтальных и наклонных выработок, применяемое оборудование	21
2.7	Технология проходки капитальных восстающих выработок, применяемое оборудование	29
3	Подэтажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва	36
3.1	Подготовительно-нарезные работы	36
3.2	Очистные работы	36
3.3	Потери и разубоживания	37
3.4	Вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы	42
4	Рациональное использование и охрана недр	46
4.1	Календарный план строительства и эксплуатации рудника	48
4.2	Выбор ВМП при проходке НТС и ТУ	49
4.3	Околоствольные дворы	51
5	Техника безопасности и охрана труда	52
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ЛИТЕРАТУРЫ	

ВВЕДЕНИЕ

По совокупности всех климатообразующих элементов участок изысканий относится к строительно-климатическому району.

Среднегодовая температура почвы положительная и составляет 9 °С.

Первый заморозок на поверхности почвы отмечен в начале октября.

Район используется в основном для нужд отгонного животноводства и экономически находится в стадии освоения за счет развития горнодобывающей и горно-перерабатывающей промышленности.

Актуальность исследования. Сложность и разнообразие экономических факторов, интенсивность и динамика экономических процессов требуют максимального использования возможностей предприятий.

Современная экономика Казахстана имеет следующие проблемы:

- сырьевую ориентацию экономики;
- слабая интеграция в мировую экономику;
- вялость межотраслевой и межрегиональной экономической интеграции внутри страны, а так же низкая производительность обрабатывающей промышленности;
- незначительный потребительский спрос на товары и услуги на внутреннем рынке (малая экономика);
- недостаточное развитие производственной и социальной инфраструктуры;
- быстрый износ основных фондов в ненефтегазовых и недобывающих отраслях;
- общая техническая и технологическая отсталость предприятий;
- отсутствие рациональной связи науки и производства;

Низкое выделение средств на НИОКР; слабая адаптация отечественной науки к условиям рыночной экономики, отсутствие эффективных механизмов доведения научно-технической продукции до товарного уровня, как следствие, уровень инновационных предложений в целом низкий;

- отсутствие современной системы подготовки и переподготовки специалистов и рабочих; отсутствие стимулов для отечественных финансовых институтов инвестировать в производственные секторы экономики;

- несоответствие менеджмента целям адаптации экономики к процессам глобализации и перехода к сервисно-технологической экономике.

Для реализации инновационных стратегий необходимо создание эффективной системы управления предприятием, которая включает разработку организационных и рентабельных механизмов управления, мотивационных механизмов инновационной деятельности не только между рисками хозяйственной деятельности, но и между потребительскими отношениями.

1 Геологическая часть

В геологическом строении рудного поля принимают участие терригенно-осадочные породы ордовика – толща переслаивающихся песчаников, алевролитов, конгломератов, гравелитов и эффузивно-осадочные породы девона – туфы, туфопесчаники. Отложения кайнозоя представлены глинами, суглинками, такырно-солончаковыми и элювиально-делювиальными образованиями. Интрузивные образования представлены гранитоидными и габбродиоритовыми комплексами девонского возраста. Постдевонские субвулканический и дайковый комплексы представлены мелкими телами кварцевых порфиров, гранит-порфиров и дайками гранодиоритовых, диоритовых и диабазовых порфиритов, лампрофиров.

Важнейшими рудоконтролирующими структурами являются оперяющие трещины скола или отрыва. Протяженность их до 2-3 км. Падение разнонаправленное под углами от 40-45 до 60-85°. Важную роль в контроле положения рудных тел играют дайки.

1.1 Краткая геологическая характеристика месторождения

Золоторудное месторождение является наиболее крупным месторождением одноименного рудного поля и составляет основу сырьевой базы.

Рудное поле расположено в пределах Кызылжартасского интрузива гранодиоритов, который прорывает песчано-сланцевые отложения ордовика и эффузивы среднего девона. Площадь поля составляет около 25 км²; покровные отложения на всей площади представлены рыхлыми четвертичными образованиями мощностью от 0,5 до 1,5 м.

Основную роль в строении рудного поля и находящихся в его пределах золоторудных месторождений играют разрывные нарушения, представленные системами крутопадающих разломов субширотного простирания и оперяющих их пологих разломов типа сколовых трещин. В пределах интрузива широко развиты дайки лампрофиров, а также диоритовых и диабазовых порфиритов. Дайки лампрофирового ряда выделяются в золотоносный дайковый комплекс, с которым связываются основные проявления промышленного оруденения.

1.2 Описание рудных тел месторождения

Месторождение является жильным месторождением, залегающим в интрузиве. Жилы выполняют субширотные разрывные нарушения. Рудные тела контролируются дайками лампрофиров и диоритовых порфиритов, локализуясь в их контактах или внутри даек, реже отходят на небольшое расстояние от них. Все жилы имеют северное падение. Выделяются

крутопадающие и пологие жилы. Углы падения составляют для крутопадающих 60-70° и 75-80° и от 40-50 до 20° для пологих.

Поперечное строение жил достаточно простое. Центральная часть сложена одной, редко двумя стержневыми кварцевыми жилами небольшой мощности (первые десятки сантиметров). Они окаймляются полосами золотонесущих березитов мощностью до 1,0м, реже более метров. В контур рудного тела может входить и гидротермально измененная часть дайки. В западной части жилы Глубинной на горизонте 180м рудное тело нацело представлено дайкой. Контакты кварцевых жил с березитами – четкие, а березитов с гранодиоритами тоже достаточно четкие, выделяются визуально и маркируются тонкими трещинками с глиной трения. Иногда по простиранию кварцевая жила имеет пережимы, вплоть до полного исчезновения. Тогда рудное тело представлено только березитами, как правило, с умеренным оруденением.

Опыт эксплуатации месторождения показал полное соответствие геологических границ рудных тел фактически наблюдаемому рудо распределению. В геологических границах сосредоточены практически все повышенные концентрации золота. Вне их слабо гидротермально измененные породы содержат, как правило, до 1,0 г/т золота.

По результатам геологоразведочных работ характеристики рудных тел представлены в следующем виде:

В целом морфология рудных тел характеризуется как достаточно простая, но изменчивая по мощности. Повышенные мощности наблюдаются на небольших по протяженности отрезках жил и в местах сопряжения жил. Очень редкие случаи выдающихся мощностей (до 9,0 м) устанавливаются, в основном, при мало амплитудных дизъюнктивных нарушениях, образующих «сдвоение» жилы в поперечном сечении.

Жильные тела на восточном фланге локализованы на продолжении рудоконтролирующих структур месторождения, но отличаются от жил последнего значительно более низким общим уровнем оруденения и сложной морфологией. Они характеризуются наличием частых пережимов и разветвлений, малым количеством или отсутствием кварцево-жильного выполнения, сам кварц, большей частью, содержит золото в невысоких концентрациях.

1.3 Разведанность месторождения и запасы

Учитывая размеры и морфологию рудных тел, характер распределения мощности и содержания золота месторождение отнесено ко второй группе сложности геологического строения, к типу крупных и средних по размеру жил с неравномерным и очень неравномерным распределением золота и серебра.

Поверхность месторождения перекрыта маломощным (0,5-1,0м) чехлом четвертичных отложений, в связи с чем вскрытие рудных тел

осуществлялось канавами и траншеей. Траншея пройдена в центральной части месторождения с целью вскрытия по простиранию жил Октябрьская и Главная на протяжении 225м. Все рудные тела, выходящие на поверхность под наносами, вскрыты канавами с расстояниями между ними по простиранию через 10-40м.

Рудными минералами кварц-березитовых рудных тел являются: пирит, арсенопирит, золото, буланжерит, джемсонит, сфалерит, халькопирит, антимонит, дискразит, галенит. Очень редко встречаются пирротин, висмутин, самородное серебро, киноварь. Главными сульфидными минералами являются пирит и арсенопирит. Роль других сульфидов незначительна и они не имеют какого-либо практического значения. Содержание сульфидов в рудах невысокое и составляет 3-5%.

Среди нерудных минералов преобладают кварц и серицит, являющиеся основными продуктами рудно-метасоматического процесса. В меньшей степени развиты хлориты.

Основная часть золота (до 80%) находится в свободной форме в кварце, частично и сростках с сульфидами. Тонкодисперсное золото в сульфидах, в основном, в арсенопирите, составляет 20%, иногда более, серебро большей частью связано с сульфоантимонитами и золотом.

Золото распределено в рудах крайне неравномерно. Оно наблюдается в виде зерен, топких прожилков и пленок. Размеры выделений золота от субмикроскопических до 2 мм, в единичных случаях до 0,5 см.

По условиям нахождения в руде и особенностям срастания можно выделить три основных разновидности золота.

1) Золото в виде включений в кварце. Размер и форма зерен золота разнообразна, преобладает мелкие золотины размером 0,1-0,5 мм. В кварце отмечаются и наиболее крупные выделения золота.

2) Золото, приуроченное к контактам зерен арсенопирита, реже кварца. Размер золотинок от 0,01 до 0,05 мм.

3) Золото в виде микровключений различной формы в сульфидах. Размер микровключений 0,001-0,03 мм.

Вредными компонентами руд являются мышьяк, содержание которого составляет 0,2-0,3%, и сурьма, имеющая в целом по месторождению низкое содержание (сотые доли процента). Однако, в процессе эксплуатации выявились одиночные локальные участки, где доля сурьмы достигает десятых долей процента. Руды с повышенными содержаниями сурьмы создают трудности при переработке.

Химическими анализами групповых проб установлено, что содержание мышьяка колеблется от 0,1% до 0,55% (среднее 0,14%), сурьма от 0,0013 до 0,016% (среднее 0,005%), кремнезема от 51,3% до 80,9% (среднее 67,4%) глинозема от 9,2% до 14,4% (среднее 12,1%), сера сульфидная от 0,13% до 1,5%(среднее 0,72%).

В последующие годы проведен целый ряд научно-исследовательских работ по уточнению параметров обогащения руд месторождения, а также

лежалых хвостов обогатительной фабрики. Испытаны методы гидрометаллургической переработки гравитационных и флотационных компонентов.

В результате этих исследований наиболее приемлемой и в то же время оптимальной схемой переработки оставшихся в недрах запасов руды месторождения является комбинированная технология переработки, включающая гравитацию с последующим раздельным цианированием гравитационного концентрата и хвостов гравитации. В зависимости от вида перерабатываемого сырья (тип руд, соотношения руд, соотношение между рудами и хвостами ОФ) степень извлечения золота в сплав Доре может меняться в большом диапазоне от 50% при переработке только хвостов ОФ до 90-95% при переработке легкообогатимой руды (например, руды жилы Фроловская) [1].

Извлечение золота по данной схеме переработки составляет 75% при исходном содержании золота 3,97 г/т.

Рудные тела месторождения представлены кварцевыми жилами с зальбандами березитов в гранодиоритах.

Вмещающие породы и руды характеризуются высокой крепостью и устойчивостью. Значения коэффициентов крепости по шкале М.М. Протодяконова составляют: кварцевых руд – 16-18, березитов – 11-14, даек лампрофиров – 11-12, гранодиоритов – 14-16. Наиболее ослабленным являются участки сопряжения кварцевых жил, а также контакты последних с рудоконтролирующими дайками.

Руды не склонны к слеживанию, размоканию, вспучиванию, самовозгоранию; по содержанию свободного кремнезема (30-40%) относятся к силикозоопасным. Радиационная опасность отсутствует.

Объемная плотность руд составляет 2,73 т/м³, вмещающих пород 2,7 т/м³; коэффициент разрыхления одинаков и составляет 1,6.

Вмещающие породы характеризуются высокими прочностными показателями. Предел прочности на сжатие гранодиоритов 1130-1530 кг/см², кварцевых жил до 1700 кг/см², березитов 650-1390 кг/см², лампрофиров 600-1000 кг/см². Средний коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова гранодиоритов – 14, лампрофиров – 8, березитов и беритизированных гранодиоритов – 10,5.

По аналогии с основным месторождением, на восточном фланге руды не склонны к размоканию, вспучиванию и при длительном хранении не слеживаются, не оплывают и не самовозгораются [2]. Естественная влажность руд и вмещающих пород низкая. Породы месторождения не газоносны. Руды силикозоопасны в связи с повышенным содержанием двуокси кремния (до 73%). Рельеф на участке спокойный, мощность рыхлых отложений небольшая (до 1-8м). Горнотехнические условия отработки месторождения благоприятны.

2 Технологические решения. Горные работы

2.1 Производительность рудника

В соответствии с «Нормами технологического проектирования» (ВНТП-13-2-93) годовая производственная мощность рудника по добыче руды рассчитывается по горнотехническим возможностям отработки запасов категории В+С1+С2 [2,3].

Исходя из величины годового понижения очистных работ, расчет годовой производственной мощности рудника выполним по формуле:

$$A = \frac{V \cdot S \cdot \gamma_p \cdot K_n \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4}{K_p}, \text{ тыс. тонн.} \quad (2.1)$$

где, $V = 15$ м – среднее годовое понижение уровня выемки;

$S = 2,47$ тыс. м² – средняя величина рудной площади этажа;

$K_1 = 1$ – поправочный коэффициент величины годового понижения уровня выемки в зависимости от угла падения;

$K_2 = 1,25$ – поправочный коэффициент в зависимости от мощности рудных тел;

$K_3 = 1,0$ – поправочный коэффициент в зависимости от применяемой системы разработки;

$K_4 = 1,7$ – поправочный коэффициент в зависимости от числа этажей, находящихся в работе;

$\gamma_p = 2,73$ т/м³ – плотность руды;

$K_n = 0,92$ – коэффициент потерь;

$K_p = 0,76$ – коэффициент разубоживания.

$$A = \frac{15 \cdot 2,47 \cdot 2,73 \cdot 0,92 \cdot 1 \cdot 1,25 \cdot 1 \cdot 1,7}{0,76} = 260,2 \text{ тыс тонн.}$$

Для дальнейших расчетов производительность подземного рудника с учетом расчетных возможностей принимается в 260 тыс.т. руды в год.

Срок отработки месторождения при максимальном годовом объеме добычи определим по формуле:

$$T_1 = \frac{Q_{\text{бал}} \cdot K_n}{A \cdot K_p}, \text{ лет.} \quad (2.2)$$

где: $Q_{\text{бал}}$ – балансовые запасы намеченные к отработке, $Q_{\text{бал}} = 3215,6$ т.

K_n – коэффициент, учитывающий потери руды, $K_n = 0,92$;

K_p – коэффициент, учитывающий разубоживание руды, $K_p = 0,76$;

$A = 260,0$ тыс.тонн/год.

$$T_1 = \frac{3215,6 \cdot 0,92}{260,0 \cdot 0,76} = 15 \text{ лет.}$$

С учетом времени на проходку вскрывающих выработок (ГКР и ГПР) и времени затухания отработки (снижение уровня добычи) общее время отработки месторождения Акбакай составит:

$$T_{\text{общ.}} = T_{\text{вскр.}} + T_1 + T_{\text{зат.}}, \text{ лет} \quad (2.3)$$

где, $T_{\text{вскр.}}$ и $T_{\text{зат.}}$ годы совмещаются по срокам и составят 1,5 год;

$$T_{\text{общ.}} = 15 + 1,5 = 16,5 \text{ лет.}$$

Согласно рекомендации норм технологического проектирования принимается следующий режим работы рудника:

- число рабочих дней в году – 340;
- число рабочих смен в сутки – 3;
- продолжительность смены:
 - а) на подземных работах – 6 часов;
 - б) на поверхности – 8 часов.

2.2 Вскрытие месторождения

Схема вскрытия наклонным стволом со скиповым подъемом вскрытия подземного рудника рассчитана на осуществление доступа к отработываемым запасам наклонно-транспортными уклонами.

Вскрытие запасов предусмотрено производить с высотой этажа 60 и 80 м в соответствии с конструктивными размерами выемочных блоков. Высота этажа 80 м предусмотрена выше горизонта 340 м (отм.+136м), на остальных участках высота этажа будет составлять 60 м. Каждый горизонт вскрывается квершлагами, этажными откаточными штреками, а также на некоторых горизонтах полевыми штреками, расположенными в породах лежачего бока. Доступ на этажные горные выработки до горизонта 400м(отм.+76м) обеспечивается стволами «Главная», «РЭШ-1» и, наклонно-транспортными съездами – 1 и 2, ниже горизонта 400м (отм.+76м) доступ будет обеспечиваться стволом «Главная», наклонно-транспортным съездом – 1 и транспортным уклоном (восток) [4].

Рудник будет иметь четыре независимых выхода на поверхность: один в центральной части по наклонно-транспортному съезду №1, второй и третий в южной части по стволам «РЭШ-1» и «Главная», четвертый в восточной части по наклонно-транспортному съезду №2. Также по флангу месторождения расположены вент-лифтовые восстающие, горизонты между собой сбиваются вентиляционными и ходовыми восстающими. Все восстающие выработки оборудуются лестничными отделениями для аварийного передвижения людей, контроля над состоянием восстающих и их ремонта.

Для механизированного перемещения людей между горизонтами будет

использоваться транспорт с дизельным приводом по наклонно-транспортным съездам и этажным штрекам, а также стволами, оборудованными клетьевыми подъемниками.

2.3 Горно-капитальные выработки

Выбор и обоснование основных поперечных сечений горно-капитальных выработок в проекте выполнен с учетом следующих факторов:

- назначение капитальных выработок;
- габариты оборудования при проходке выработок и при эксплуатации выработок;
- условия проветривания выработок при проходке и при эксплуатации;
- тип и параметры крепления капитальных выработок.

По назначению и сроку службы капитальные выработки разделены на четыре основные группы:

1 группа - выработки, предназначенные для осуществления спуска и подъема людей, материалов, оборудования, и осуществляющие проветривание шахты, транспортировки руды в процессе эксплуатации (главные вскрывающие выработки);

2 группа - выработки для обеспечения доступа оборудования и людей к месту производства работ (подэтажные штреки, отрезные восстающие);

3 группа - выработки, предназначенные для проветривания рудника и запасные выходы;

4 группа - выработки вспомогательного назначения.

К первой группе отнесены: стволы, наклонно-транспортные съезды, откаточные штреки, полевые штреки, доставочные штреки. Все эти выработки, предназначенные для транспортировки горной массы и, для передвижения автосамосвалов грузоподъемностью 20т в процессе эксплуатации.

Срок службы выработок равен сроку службы рудника с момента его строительства [5].

Ко второй группе отнесены: подэтажные выработки и отрезные восстающие. По ним предусматривается доступ к обрабатываемым блокам с целью выполнения буро-взрывных работ, а также проветривания.

Сечение в проходке для этой группы выработок определено габаритами и допустимыми зазорами комплекса оборудования, применяемого для проходки выработок и используемого в период эксплуатации.

Срок службы выработок равен сроку отработки вскрытых подэтажными выработками запасов.

К третьей группе отнесены: все основные выработки, предназначенные для проветривания рудника (вентиляционные восстающие, вент-ходовые восстающие, вентиляционные штрека, вент-сбойки, вентиляционные камеры для подачи свежего воздуха и выдачи загрязненного

воздуха). Срок службы выработок: с момента проходки и до конца отработки запасов и консервации (ликвидации) рудника.

К четвертой группе отнесены все выработки вспомогательного назначения (погрузочные и перегрузочные камеры, разминочные камеры, насосные камеры, водосборники, монтажные камеры КПВ, склады ППМ, камеры пунктов технического обслуживания оборудования и т.д.).

Срок службы равен сроку службы выработок, из которых они пройдены.

Все выработки проходятся буровзрывным способом по паспортам БВР, разрабатываемым и утверждаемым в установленном порядке (таблицы-2.1, 2.2).

Таблица 2.1- Объемы горно-проходческих работ

ОБЪЕМЫ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ (гор.180м отм.+296м)

№	Наименование горных выработок	Вид работ	Сечение в прох.,м2	Длина выработки, м	Объем ГМ, м3	По породе, м3	По руде, м3	Примечание
1	Вент.восстающий №2 на гор.100м	ГКР	10.0	71.0	710.0	710.0		
2	Вент.восстающий №3 на гор.100м	ГКР	10.0	71.0	710.0	710.0		
3	Вент.восстающий №4 на гор.100м	ГКР	10.0	73.0	730.0	730.0		
4	Вент.лифтовой восстающий №1	ГКР	6.9	83.0	572.7	572.7		
5	Вент.лифтовой восстающий №2	ГКР	6.9	73.0	503.7	503.7		
6	ВХВ №1	ГКР	7.6	74.0	562.4	562.4		
7	Квершлаг гор.180м	ГКР	12.9	89.0	1148.1	1148.1		
8	Вент. канал ВВ №1 гор.180м	ГКР	12.9	43.0	554.7	554.7		
9	Вент. камера ВЛВ №1 гор.180м	ГКР	12.9	32.0	412.8	412.8		
10	Вент. штрек №1 гор.180м	ГКР	12.9	295.0	3805.5	3805.5		
11	Вент. штрек №2 гор.180м	ГКР	12.9	94.0	1212.6	1212.6		
12	Вент.сбойка №1 гор.180м	ГКР	12.9	54.0	696.6	696.6		
13	Вент.сбойка №2 гор.180м	ГКР	12.9	119.0	1535.1	1535.1		
14	Откаточный штрек по ж.Пологая-6 гор.180м	ГКР	12.9	1045.0	13480.5	10727.7	2752.8	
15	Откаточный штрек по ж.Фроловская гор.180м	ГКР	12.9	730.0	9417.0	8313.3	1103.7	
16	Откаточный штрек по ж.Тукиновская гор.180м	ГКР	12.9	213.0	2747.7	1973.3	774.4	
17	Откаточный штрек по ж.Юбилейная гор.180м	ГКР	12.9	250.0	3225.0	2880.0	345.0	
18	Откаточный штрек по ж.Дайковская гор.180м	ГКР	12.9	409.0	5276.1	4195.7	1080.4	
19	Откаточный штрек по ж.Фроловская-2 гор.180м	ГКР	12.9	242.0	3121.8	2489.8	632.0	
20	Разм.-перегрузочный заезд	ГКР	14.5	5х15	1087.5	1087.5		
21	Склад ППМ	ГКР	9.7	24.0	232.8	232.8		
22	Монтажная камера КПВ	ГКР	12.2	5х15	915.0	915.0		
23	Доставочный штрек №1 гор.180м	ГКР	12.9	108.0	1393.2	1159.2	234.0	
24	Доставочный штрек №2 гор.180м	ГКР	12.9	123.0	1586.7	1187.7	399.0	
ИТОГО:				4465.0	55637.5	48316.2	7321.3	

Таблица 2.2- Объемы горно-проходческих работ

ОБЪЕМЫ ГОРНО-ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ (НТС-1)

№	Наименование горных выработок	Вид работ	Сечение в прох., м2	Длина выработки, м	Объем ГМ, м3	Объем породы, м3	Объем руды, м3	Примечание
с гор.400м до 460м								
1	Наклонно-транспортный съезд №1	ГКР	12.9	351	4528	4528		
2	Разминочный заезд	ГКР	14.5	2х15	435	435		
ИТОГО:				381	4962.9	4962.9		

2.3.1 Параметры наклонно-транспортного съезда и, транспортного уклона

Наклонно-транспортные съезды и транспортный уклон являются главными транспортными артериями подземного рудника по доставке горной массы до рудоспусков/породоспусков, а также на поверхность земли, доставке породы в отвалы, материалов для производства работ, механизированной доставкой людей к месту производства работ и обратно, а также проветривания рудника [6].

Принимая во внимание назначение НТС и ТУ, будут строиться на основе следующих параметров:

- угол наклона не более 10°;
- радиус на закруглениях не менее 9м;
- угол наклона на закруглениях -1°;
- НТС и ТУ проходятся без включения горизонтальных участков в местах сопряжений с другими выработками;
- форма поперечного сечения – сводчатая;
- пройденные участки крепятся ж/б штангами и торкретбетоном.

При прохождении ослабленных участков вмещающих пород вид крепления определяется геологической службой рудника (в районе дайек).

- при проходке применяются вентиляционные трубы Ø=800 мм;
- проходка НТС и ТУ рассчитана на использование автосамосвала грузоподъемностью 20 т, погрузочно-доставочной машины объемом ковша 3,1- м³, буровой каретки с одной стрелой.

Согласно требованиям Правил обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы и норм проектирования вдоль НТС и ТУ проходятся разминочные заезды, расстояние между ними не более 200 п.м. А также, ниши безопасности через каждые 25 м. размером 1200 х 1800 х 700 мм. При этом зазоры для свободного прохода составляет 1м и 0,5м – с противоположной стороны.

Сечение и длина всех закруглений должны обеспечить условия свободного проезда автосамосвала MT2010 (AtlasCorpo) с выступающей частью при радиусе поворота $R_{внеш} = 7253$, $R_{внут} = 4110$.

Для оперативного выполнения текущих и других ремонтных работ самоходных оборудований (СХО) нагор.400 м (отм.+97м) проходится камера ремонта СХО.

Бурение при проходке НТС и ТУ, а также под крепление ЖБШ производится с помощью самоходного бурового оборудования (далее СБУ)Boomer 281.

Уборка и вывозка горной массы выполняется погрузочно-доставочной машиной ST-7(AtlasCopco) и самосвалами MT2010 (AtlasCopco).

2.3.2 Параметры квершлагов, откаточных штреков, доставочных штреков, полевых штреков и заездов на них с НТС и ТУ

Квершлагы, откаточные штреки, доставочные штреки, полевые штреки и заезды на горизонты производятся с теми же параметрами, что и НТС и ТУ, за исключением угла наклона.

Угол наклонов заездов с НТС и ТУ на этажные выработки принят переменным от 2° до 7°.

2.4 Камеры для погрузки руды в процессе эксплуатации на основных горизонтах

Проектом предусмотрено погрузка добытой руды при очистных работах погрузочно-доставочными машинами непосредственно в автосамосвалы грузоподъемностью 20т. Для этой цели через каждые 200-300м по протяженности откаточных штреков, полевых штреков, доставочных штреков проходятся погрузочно-разминочные камеры.

При отработке запасов центральной части месторождения горизонта 340м проектом предусмотрено перепускать руду по рудоспуску на горизонт 400м.

2.4.1 Ствол

Ствол «Главная» на сегодняшний день пройден до горизонта 400 м (отм.+76м), проектом предусмотрено углубка ствола «Главная» до горизонта 520 м (отм.-44м), переоснащение ствола не предусматривается. Ствол «Главная» будет служить для выдачи горной массы на поверхность, а также как механизированный запасной выход на поверхность. Сечение ствола в проходке 29,22 м², диаметром в свету 5,5 м. Ствол оснащен подъемной машиной ЦЗ,5х2А. В стволе размещены две клетки типа 21 НВ-3,1А на вагонетку ВГ-2,2, имеется лестничное и трубо-кабельное отделения [7].

2.4.2 Восстающие выработки и их параметры

Проектом предусмотрено следующие капитальные восстающие

выработки:

- для проветривания горных выработок (ГВВ, ВВ, ВХВ);
- лифтовые восстающие;
- рудоспуски.

Главный вентиляционный восстающий, а также вентиляционные восстающие будут использованы для подачи свежего воздуха на основные горизонты и, выдачи загрязненного воздуха на поверхность. Проходка вентиляционных восстающих выработок будет производиться сечением 10м².

Вентиляционный восстающий №1, будет обеспечивать свежим воздухом центральную часть месторождения до горизонта 580м.

Вентиляционный восстающий №2 предназначен для выдачи загрязненного воздуха из центральной и восточной части месторождения.

Главный вентиляционный восстающий расположен на восточном фланге месторождения, и на сегодняшний день пройден до горизонта 180м. Для обеспечения необходимым объемом свежего воздуха в восточной части месторождения, будет углублен до горизонта 580м.

Вент-ходовые восстающие расположенные во всех этажных выработках обеспечивают выдачу загрязненного воздуха на вентиляционный горизонт. Также они оборудуются лестничными отделениями и, служат запасными выходами между горизонтами [8].

Лифтовые восстающие будут использованы для механизированного подъема людей на поверхность. Они расположены по флангам месторождения на горизонтах 100м, 180м, 260м. Кроме лифтовых подъемников они оборудуются лестничным отделением.

Рудоспуск будет пройден с гор. 400м нагор. 340м в районе рудо-выдачного комплекса, для перепуска руды с вышележащего горизонта на горизонт 400м. Проходка выработки производиться сечением 7м².

Проектом предусмотрено проходить капитальные восстающие выработки с использованием проходческого комплекса КПВ-4 или «Алимак».

2.5 Крепление капитальных выработок

Горно-капитальные выработки будут проходиться, в основном, в устойчивых породах, где не ожидается значительного горного давления.

В основном, используя благоприятные условия по устойчивости пород, горизонтальные и наклонные выработки проходятся без крепления.

При проходке выработок по породам III и IV категории устойчивости в условиях рассматриваемого участка месторождения и креплении их железобетонными анкерами, набрызг-бетоном или монолитным бетоном.

При этом учитывались требования следующих нормативных документов «Руководство по применению типовых сечений горных выработок», «Типовые паспорта крепления» и «Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи».

Крепление стволов шахт и их сопряжений предусматривается монолитным бетоном.

Крепление камерных выработок предусматривается набрызг-бетоном.

Сопряжения горных выработок предусмотрено крепить железобетонными анкерами. Железобетонные анкера применяются с сердечником из арматурной стали периодического профиля.

До начала применения железобетонной анкерной крепи необходимо провести исследования по подбору цементного раствора и определению несущей способности установленных анкеров.

До начала проходки капитальных выработок необходимо провести детальное исследование по составам набрызг-бетонной крепи, методу торкретирования (сухой или мокрый метод), проведению переговоров со специализированными организациями по использованию современного оборудования.

Набрызг-бетонная крепь будет применяться как самостоятельная крепь и в сочетании с железобетонными анкерами.

2.6 Технология проходки горизонтальных и наклонных выработок, применяемое оборудование

Комплексы проходческого технологического бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования определены исходя из принятых в проекте систем разработки и выбора высокопроизводительной техники, эксплуатируемой при минимальных сечениях горных выработок и удовлетворяющей требованиям норм технологического проектирования и безопасности горных работ.

Проектом предусмотрено проходку капитальных выработок производить с использованием самоходного оборудования с дизельным приводом.

Принципиальная технологическая схема проходки капитальных выработок включает в себя - бурение, зарядание и взрывание шпуров согласно типовым паспортам БВР, представленным в настоящем проекте, уборку взорванной породы из забоя и доставку ее на поверхность комплексом ПДМ-автосамосвал с непосредственной погрузкой породы ПДМ в автосамосвалы и с использованием разминувочно-перегрузочной камеры, возведение крепи в соответствии с типовыми паспортами.

Бурение шпуров для отбойки производится буровой кареткой Boomer-281.

При проходке НТС, ТУ, откаточных штреков, полевых штреков, а также других этажных выработок бурение шпуров для анкерного крепления будет производиться буровой кареткой. Для этого на буровой каретке Boomer-281 установлен один телескопический податчик. В остальных случаях шпуры поданкерное крепление будут буриться ручными и телескопными [9].

Диаметр шпуров для анкерногокрепления принимается в зависимости от конструкции и типоразмера применяемых анкеров на руднике Акбакай.

В настоящее время АО «АК Алтыналмас» уже располагает тремябуровыми каретами Boomer-281, четырьмя подземными автосамосвалами грузоподъемностью 20 т (МТ-2010 произв. Atlas Copco), двумя ПДМ ST-7 с вместимостью ковша 3,1 м³ и двумя ПДМ ST-2G.

2.6.1 Определение необходимого количества самоходного оборудования для проходки НТС и ТУ

При расчетах производительности СБУ и ПДМ использовалась «Единая методика расчета самоходного горного оборудования на Норильских подземных рудниках», «Единые нормы выработки и времени...», другие действующие методические и нормативные документы.

Принятые при расчете исходные показатели определялись, как правило, путем интерполяции соответствующих показателей аналогичных машин, применяемых на рудниках. Исходные данные, принятые в расчетах согласно методики должны, уточняться в процессе опытно-промышленных испытаний по результатам наблюдений [10].

а) Расчет производительности СБУ

Техническая производительность СБУ определяется по формуле:

$$A_T^{BY} = \frac{N_{\text{бур.стр}} K_{\text{бм}}}{\frac{1}{V_{\text{б}} K_{\text{гл}}} + \sum t_i^B}, \text{ м/мин.} \quad (2.4)$$

где, $N_{\text{бур.стр.}}$ – число бурильных машин (стрел), шт;

$K_{\text{бм}}$ – коэффициент одновременности работы бурильных машин;

$V_{\text{б}}$ – скорость бурения, м/мин;

$K_{\text{гл.}}$ – коэффициент изменения в зависимости от глубины бурения;

$\sum t_i^B$ – суммарное время на выполнение вспомогательных операций, мин/м.

Сменная производительность СБУ рассчитана на основе технической производительности и расчетного времени работы СБУ в течение смены с учетом перегонов СБУ из забоя в забой или на место отстоя.

$$A_{\text{см}}^{BY} = A_{\text{т}}^{BY} \times T_{\text{оп}}^{BY} \times K_{\text{отд}}^{BY} \times K_{\text{ис}}^{BY}, \text{ м/смену.} \quad (2.5)$$

где, $T_{\text{оп}}^{BY}$ – расчетное оперативное время работы СБУ в течение смены, мин/смену;

$$T_{\text{оп}}^{BY} = T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}^{BY} - T_{\text{обсл.}}^{BY} - T_{\text{лп}} - T_{\text{мп}}^{BY}, \text{ мин/смену.} \quad (2.6)$$

где, $T_{\text{см}}$ – средняя продолжительность рабочей смены, мин;

$T_{\text{пз}}^{BY}$ – норма времени на подготовительно-заключительные операции, мин/смену;

$T_{\text{обсл.}}^{\text{БУ}}$ – норма времени на ежесменное обслуживание СБУ, мин/смену;

$T_{\text{лп}}$ – норма времени на личные потребности, $T_{\text{лп}} = 15$ мин/смену;

$T_{\text{шт}}^{\text{БУ}}$ – норма времени на технологические перерывы в течении смены, мин/смену:

$$T_{\text{тп}}^{\text{БУ}} = 0,12 \frac{L_{\text{отг}}^{\text{БУ}}}{V_{\text{тр}}^{\text{БУ}}} + 20, \text{ мин/смена.} \quad (2.7)$$

где, $L_{\text{отг}}^{\text{БУ}}$ – средняя длина переезда в рабочий забой и отгона СБУ после бурения, м;

20 – среднее время на непредвиденные простои СБУ, мин/смену;

$V_{\text{тр}}^{\text{БУ}}$ – средняя транспортная скорость СБУ, км/час;

$K_{\text{отд}}^{\text{БУ}}$ – коэффициент, учитывающий время отдыха оператора:

$$K_{\text{отд}}^{\text{БУ}} = 1 - \frac{\tau_{\text{отд}}^{\text{БУ}}}{100} \quad (2.8)$$

где, $\tau_{\text{отд}}^{\text{БУ}}$ – норматив на отдых, % от оперативного времени;

$K_{\text{ис}}^{\text{БУ}}$ – коэффициент сменного использования СБУ (таблицы 2.3, 2.4)

Таблица 2.3 - Сводная таблица расчета производительности СБУ

Модуль СБУ	Вид работ	$d_{\text{шп}}$ мм	$\ell_{\text{ср}}$ м	$A_{\text{м}}$ м/мин	$A_{\text{см}},$ $T_{\text{см}} = 8 \text{ час.}$		$A_{\text{год}}$ при $T = 340$ дней	
					шпм/ см	м ³ /см	т.м ³ / год	т.т/ год
Boomer104	ГКР	45	3,0	0,52	155,7	39,3		
Boomer281	ГКР	45	3,0	0,8	236,7	59,7		

Таблица 2.4 - Исходные данные для расчета производительности СБУ

Наименование показателя		Обозн.	Ед. изм.	Boomer 104	Boomer 281
Крепость по шкале Протодяконова		f_p	катег.	14	14
Диаметр шпура (скв.)		$d_{\text{шп}}$	мм	45	45
Ср. длина шпура (скв.)		$\ell_{\text{ср}}$	м	3,0	3,0
Число бур. машин		$N_{\text{бм}}$	шт.	1	2
Одновр. раб. бур/м		$K_{\text{бм}}$	д.ед.	1,0	0,80
Мощность перфоратора		P	кВт	15	15
Скор. Бур.	Механическая	$V_{\text{бм}}$	м/мин.	1,30	1,30
	Коэфф. глубины	$K_{\text{гл}}$	д.ед.	0,95	0,95
	Расчетная	$V_{\text{Б}}$	м/мин.	1,24	1,24
Продолж. смены		$T_{\text{см.}}$	мин.	480	480

<i>продолжение таблицы 2.4</i>				
Подг. закл. операции	$T_{пз}$	мин.	20	20
Время на тех. обслуж.	$T_{обс.}$	мин.	21	21
Время личн. надобн.	$T_{лн}$	мин.	10	10
Норматив на отдых	$\tau_{отд.}$	%	7	7
Ср. расстояние отгона	$L_0^{БУ}$	м	600	600
Скорость трансп.	$V_{тр}^{БУ}$	км/ч	5	5
Время технол. перерыва	$T_{пр}^{БУ}$	мин./см	20	20
Коэфф. исп. СБУ в смене	$K_{ис}$	д.ед.	0,81	0,81
Число смен в сутки	n_1	смен	3	3
Число раб. дней в году	n_2	дней	340	340
Выход с 1м шпура (скв.)	λ	м ³ /м	0,3	0,3
Коэфф. неравномерных работ	$K_{НГР}^{БУ}$	д.ед.	0,8	0,8

Следовательно, при глубине шпуров $L=3,0$ м, общего среднего числа шпуров на забой $N_{шп} = 42$, общая глубина составит – 126 шпурометров на один цикл. Время бурения забоя СБУ Boomer-281 ≈ 3 часа 48 мин, Boomer104 ≈ 5 часов 36 мин.

$$T_{обор}^{заб} = \frac{L_{шп}^{заб}}{A_T^{БУ} K_{отд}^{БУ} K_{ис}^{БУ}}, \text{ мин.} \quad (2.9)$$

$$\text{Boomer} - 281 - T_{обор}^{заб} = \frac{126}{0,8 \times 0,93 \times 0,81} = 209 \text{ мин или } 3 \text{ часа } 48 \text{ мин.}$$

$$\text{Boomer} - 104 - T_{обор}^{заб} = \frac{126}{0,52 \times 0,93 \times 0,81} = 304 \text{ мин или } 5 \text{ часа } 36 \text{ мин.}$$

При проходке НТС и ТУ, при глубине шпуров $L=3,0$ м, время обуривания забоя

Boomer-281 ≈ 3 часа 48 мин, Boomer104 ≈ 5 часов 36 мин.

Из приведенных выше расчетов проектом принимается на бурение шпуров проходческого забоя сечением 12,0 м² принимается СБУ - Boomer-281.

б) Расчет производительности ПДМ:

Техническая производительность ПДМ на отгрузке и доставке горной массы из забоя, как проходческого так и очистного определяем по формуле:

$$A_T^{ПДМ} = \frac{60 \omega_{ков} \varphi_{ков}}{(t_z + t_p + t_b + \frac{0,12L}{V_{ср}}) + K_{разр}}, \text{ м}^3/\text{час (в массиве)} \quad (2.10)$$

Емкость ковша ПДМ ($\omega_{ков.}$) должна отвечать условию:

$$\omega_{\text{ков}} \leq \frac{R^{\text{ПДМ}} K_{\text{раз}}}{\varphi_{\text{ков}} \gamma_{\text{п}}}, \text{ м}^3. \quad (2.11)$$

где, $R^{\text{ПДМ}}$ – грузоподъемность ПДМ, т, $R^{2D} = 6,8 \text{ т}$;

$K_{\text{разр.}}$ – коэффициент разрыхления горной массы, $K_{\text{разр.}} = 1,6$;

$\varphi_{\text{ков.}}$ – коэффициент заполнения ковша, $\varphi_{\text{ков.}} = 0,9$;

γ_n – плотность горной массы (в массиве), $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$; $\gamma_p = 2,73 \text{ т/м}^3$;

t_3 – норма времени на загрузку ковша, мин/рейс;

t_p – норма времени на разгрузку ковша, мин/рейс;

t_6 – норма времени на вспомогательные операции, мин/рейс;

L – расстояние доставки от забоя до места перегрузки, м;

$V_{\text{ср.}}$ – средняя скорость движения груженой и порожней ПДМ, км/час.

Сменная производительность ПДМ определяется по выражению:

$$A_{\text{см}}^{\text{ПДМ}} = \frac{A_{\text{т}}^{\text{ПДМ}} T_{\text{оп}}^{\text{ПДМ}}}{60} K_{\text{отд}}^{\text{ПДМ}} K_{\text{исп}}^{\text{ПДМ}}, \text{ м}^3 / \text{см}. \quad (2.12)$$

где, $T_{\text{оп}}^{\text{ПДМ}}$ – оперативное время работы ПДМ в течение смены, мин/смену;

$K_{\text{отд}}^{\text{ПДМ}}$ – коэффициент, учитывающий время на отдых машиниста;

$K_{\text{исп}}^{\text{ПДМ}}$ – коэффициент сменного использования ПДМ.

$$T_{\text{оп}}^{\text{ПД}} = T_{\text{см.}} - T_{\text{пз}}^{\text{ПД}} - T_{\text{обс}}^{\text{ПД}} - T_{\text{лн}} - T_{\text{пт}}^{\text{ПДМ}}, \text{ мин/смену} \quad (2.13)$$

где, $T_{\text{пз}}^{\text{ПД}}$ – норма времени на подготовительно-заключительные операции (прием смены, осмотр и опробование машины, перегоны ПДМ в течение смены, осмотр и приведение рабочего места в безопасное состояние, очистка от грязи, сдача смены), мин/смену;

$T_{\text{обс}}^{\text{ПД}}$ – норма времени на ежесменное обслуживание (заправка машины, смазка машины, мелкий ремонт), мин/смену;

$T_{\text{лн}}$ – норма времени на личные нужды, $T_{\text{см}} = 10$ мин/смену;

$T_{\text{пт}}^{\text{ПДМ}}$ – время перегона ПДМ от места стоянки до места работы и обратно:

$$T_{\text{пт}}^{\text{ПДМ}} = \frac{0,12 L_{\text{отс}}}{V_{\text{ср}}^{\text{ПДМ}}} + 25, \text{ мин/смена}. \quad (2.14)$$

где, $L_{\text{отс}}$ – среднее расстояние от места стоянки (камера РСО) до забоя, м;

25 – непредвиденные технологические простои ПДМ, мин/смену (таблицы 2.5, 2.6).

Таблица 2.5 - Исходные данные для расчета производительности ПДМ

Наименование показателя	Вид работ	Обозначение	Ед. изм.	Значение показателей ПДМ	
				Scooptram ST-7	Scooptram ST-2G
Грузоподъемность		P_n	т	5,23	3,6
<i>Продолжение таблицы 2.5</i>					
Емкость ковша оптимальная	для породы	$W_{ков}$	м ³	3,1	1,5
	для руды			-	-
Коэф. разрыхления		$K_{раз.}$	д.ед.	1,6	1,6
Коэф. заполнения ковша		$\phi_{ков.}$	д.ед.	0,9	0,9
Плотность	породы	γ_n	т/м ³	2,7	2,7
	руды	γ_p		2,73	2,73
Время загрузки ковша	породы	t_z	мин./рейс	0,7	0,5
	руды			0,8	0,5
Время разгрузки ковша		t_p	мин/рейс	0,3	0,3
Время на вспом. операции		$t_{всп.}^{ПД}$	мин/рейс	0,8	0,7
Ср. скорость (груз. и пор.ПДМ)		$V_{ср.}^{ПД}$	км/час	12,25	7,95
Продолж. смены		$T_{см}$	мин/см	480	480
Подг. заключ. операции		$T_{пз}^{ПД}$	мин/см	17	17
Обслуживание рабочего места		$T_{об}^{ПД}$	мин/см	17	17
Время на личные надобности		$T_{лн}$	мин/см	10	10
См. расстояние от забоя до гаража	проходка	$L_{отс}$	м	500	500
Технологические простои	проходка	$T_{прп}$	мин/см	27	27
Нормативы отдыха		$t_{отд.}^{ПД}$	%	10	10
Коэффициент отдыха		$K_{отд.}^{ПД}$	д.ед.	0,90	0,90
Число смен в сутки		$N_{см.}$	смен/сут.	3	3
Число рабочих суток в году		$N_{сут.}$	сут/год	340	340
Коэф. использования за смену		$K_{ис}^{ПД}$	д.ед.	0,83	0,83
Коэф. неравномерн. горных работ в году		$K^{ПД}_{нгр.}$	д.ед.	0,80	0,80

Таблица 2.6 - Сводная таблица расчета производительности ПДМ

Длина транспорт-ки,	Техн. пр-ть $A_m^{ПД}$, м ³ /час		Сменная произ-ть $A_{см.}^{ПД}$, м ³ /см.(8 часов)		Годовая произ-ть., $A_{год}^{ПД}$, тыс.м ³ /год (340 дней)	
	Марка ПДМ					
	<i>ST-7</i>	<i>ST-2G</i>	<i>ST-7</i>	<i>ST-2G</i>	<i>ST-7</i>	<i>ST-2G</i>
50	41.8	22,5	208.9	112,8	213,1	115,0
100	32.6	16,8	163.0	84,5	166,3	86,2

продолжение таблицы 2.6						
150	26,7	13,4	133,6	67,6	136,3	68,9
200	22,6	11,2	113,2	56,3	115,5	57,4
250	19,6	9,6	98,2	48,2	100,2	49,2
300	17,3	8,4	86,7	42,2	88,5	43,0

Анализ по сводной таблице по производительности ПДМ показывает:

1.1 Используемая на проходке НТС и ТУ, ПДМ ST-7 при средней длине транспортировки $L=200,0\text{м}$ от забоя (расстояние между перегрузочными заездами – $200,0\text{м}$.) за час перевозит $22,6\text{м}^3$ отбитой горной массы.

1.2 При тех же условиях работы, ПДМ ST-2G за час перевозит $11,2\text{м}^3$.

Следовательно забой сечением $12,9\text{ м}^2 (V=32,9\text{ м}^3)$ будет убран за 87 мин – ST-3,5, и за 2 часа 56 мин – ST-2G.

Для проходки НТС и ТУ, а также этажных горных выработок проектом выбирается ПДМ – ScooptramST-7.

в) Расчет необходимого количества автосамосвалов при проходке НТС МТ-2010 (AtlasCorso) Объем грузоперевозок, при проходке НТС сечением $12,0\text{ м}^2/\text{за цикл} - V = 30,6\text{ м}^3/82,0\text{ т}$.

Продолжительность движения груженого автосамосвала по НТС или ТУ:

$$T_{\text{гр}} = \frac{L}{V_{\text{гр}} K_H}, \text{ мин.} \quad (2.15)$$

где, L – протяженность НТС или ТУ по очередности проходки;

$V_{\text{гр}}$ – скорость движения груженого автосамосвала на подъем по НТС или ТУ;

K_H – коэффициент неравномерности движения.

Продолжительность движения порожнего автосамосвала по НТС или ТУ:

$$T_{\text{пор}} = \frac{L}{V_{\text{пор}} K_H}, \text{ мин.} \quad (2.16)$$

где, $V_{\text{пор}}$ – скорость движения порожнего автосамосвала на спуск по НТС.

Средняя продолжительность одного рейса:

$$T_p = K_H \times (T_{\text{заг.}} + T_{\text{гр}} + T_{\text{пор.}} + T_{\text{разг.}}), \text{ мин.} \quad (2.17)$$

где, $T_{\text{заг.}}$ – время загрузки автосамосвала погрузо-доставочной машиной;

$T_{\text{гр}}$ – продолжительность движения груженого автосамосвала;

$T_{\text{пор.}}$ – продолжительность движения порожнего автосамосвала;

$T_{\text{разг.}}$ – время разгрузки автосамосвала.

Расчетная загрузка кузова автосамосвала:

$$Z_{зк} = \frac{K_{зап} V_{куз} \gamma}{K_p}, \text{ тн.} \quad (2.18)$$

где, $K_{зап}$ – коэффициент заполнения кузова;
 $V_{куз}$ – геометрический объем кузова, м³;
 γ – удельный вес породы, т/м³;
 K_p – коэффициент разрыхления;

Сменная производительность автосамосвала по вывозке горной массы (таблица 2.7)

$$\Phi_{см} = \frac{60 T_{см} Z_{зк} K_{ис}}{(T_p K_n K_a)}, \text{ тн/см.} \quad (2.19)$$

где, $T_{см}$ – продолжительность смены, час.
 $Z_{зк}$ – расчетная загрузка кузова автосамосвала, т;
 $K_{ис}$ – коэффициент использования автосамосвала;
 T_p – протяженность рейса, мин;
 K_n – коэффициент неравномерности работы;
 K_a – коэффициент, учитывающий вспомогательные и резервные работы.

Таблица 2.7 - Исходные данные для расчета производительности автосамосвалов МТ-2010 при проходке НТС

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
Расстояние от стоянки до забоя	$L_{отс}$	П.м.	400
Ср. скорость движения (груженный)	$V_{гр}$	м/мин	100,0
Ср. скорость движения (порожн.)	$V_{пор}$		333,3
Емкость кузова (с полужапкой)	$V_{куз}$	м ³	10
Объем отбиваемой горной массы за цикл проходки	$Q_{ц}$	т	82,0
Плотность горной массы в массиве	$\gamma_{пор}$	т/м ³	2,7
Коэф. разрыхления	$K_{раз}$		1,6
Время загрузки	$T_{заг.}$	мин	5,1
Время разгрузки	$T_{разг.}$	мин	0,5
Прод. смены	$T_{см}$	мин/см	480
Подг. заключ. операции	$T_{пз}$	мин/см	20
Обслуж. рабочего места	$T_{об}$	мин/см	15
Время на личные надобности	$T_{лн}$	мин/см.	10
Норматив отдыха	$t_{отд}$	%	7
Коэф. отдыха	$K_{отд}$		0,93
Число смен в сутки	N	см/сут	3
Число рабочих суток в году	$N_{сут}$	сут/год	340
Коэф. заполнения кузова	$K_{зап}$		0,9
Коэф. использования автосамосвала	$K_{исп}$		0,75
Коэф. сменного использования	$K_{см.ис}$		0,83

<i>продолжение таблицы 2.7</i>			
Коэф. неравномерности	K_n		1,1
Коэф. вспомог. и резервных рейсов	K_a		1,15
Коэф. резерва			1,2

На транспортировку горной массы потребуется – 2 ед. самосвала МТ-2010.

Так как увеличение количества СХО в забое влечет за собой увеличение подачи свежего воздуха при проходке НТС или ТУ, проектом предусматривается закладка горной массой от проходки, в отработанные камеры горизонтов 100м (отм.+376м), 180м (отм.+296 м), 260 м (отм.+216 м), 340 м (отм.+136 м) .

Вывод: Общее количество необходимого самоходного оборудования на проходку НТС или ТУ, а также этажных выработок будет составлять –4 ед., в том числе:

- СБУBoomer 281 – 1ед;
- ПДMScooptram ST-7 – 1 ед;
- автосамосвалМТ-2010 – 2 ед.

2.7 Технология проходки капитальных восстающих выработок, применяемое оборудование

При вскрытии месторождения предусмотрена проходка восстающих для целей проветривания рудника и обеспечения запасных выходов :

- вентиляционные восстающие для подачи свежего воздуха на эксплуатационные горизонты;
- вентиляционные восстающие для выдачи отработанного воздуха с эксплуатационных горизонтов;
- ходовые восстающие, оборудованные лестничными отделениями для организации сообщения между эксплуатационными горизонтами, а также проветривания этажных выработок;
- лифтовые восстающие оборудованные лифтовыми подъемниками для обеспечения механизированного подъема людей (запасные выходы).

2.7.1 Капитальные вентиляционные восстающие

Сечение вентиляционных восстающих разделяется на 2 отделения: людской ходок и вентиляционный канал, которые отделяются друг от друга сплошным ограждением из листовой стали. В сплошном ограждении оборудуются специальные закрывающиеся лазы (окна) для наблюдения за состоянием восстающего и при необходимости выполнения ремонтных работ. Людской ходок предназначен для сообщения между горизонтами и наблюдением за состоянием вентиляционного канала. Может служить запасным выходом [11]. Углы наклона вентиляционных восстающих изменяются от 75° до 90°.

Капитальные вентиляционные восстающие крепятся анкерной крепью. Для снижения сопротивления движению воздуха и контроля над состоянием устойчивости пород стенки восстающих могут быть покрыты торкретбетоном.

2.7.2 Восстающие, оборудуемые лифтовыми подъемниками

Восстающий, оборудованный лифтовым подъемником, служит для механизированной доставки людей на поверхность, либо с поверхности на нижележащий горизонт. Состоит из двух отделений: людского ходка и отделения для лифтового подъемника. Разделяются отделения решеткой из арматурной стали. Проходится под углом 90° . Крепится анкерной крепью. Людской ходок служит для сообщения между горизонтами, ремонтных работ по лифтовому подъемнику, эвакуации людей из лифта при аварийной его остановке. Для этого в решетчатом отшиве предусмотрены лазы в людской ходок.

2.7.3 Вентиляционно-ходовые восстающие

Вентиляционно-ходовые восстающие предназначены проветривания горизонтов, прокладки коммуникаций между горизонтами, и облегчения доступа к эксплуатационным горизонтам в период проходки капитальных выработок и при эксплуатации. Они проходятся по мере необходимости, как в период строительства рудника, так и при эксплуатации. Они оборудуются двумя отделениями, одно из которых лестничное и служат как запасной выход для целей проветривания горизонтов, прокладки коммуникаций между горизонтами [12].

Вентиляционно-ходовые восстающие располагаются в устойчивых породах. Проходятся под различными углами (от 75° - 90°). Крепится анкерной крепью.

2.7.4 Оборудование, применяемое при проходке восстающих

Для проходки восстающих выработок применяется проходческий комплекс КПВ-4 или Алимак.

При проходке подходных и вспомогательных горизонтальных выработок применяется самоходное оборудование:

- бурение шпуров при проходке выработок – Boomer-281;
- уборка горной массы - погрузочно-доставочная машина ST-7;
- бурение шпуров для крепления выработки штангами производится телескопными перфораторами ПТ-36.

При проходке восстающего, помимо комплекса КПВ-4 и Алимак, в комплексе применяется:

- бурение шпуров – телескопный перфоратор ПТ-36;

- проветривание выработок – вентилятор местного проветривания ВМЭ-6;
- вспомогательная лебедка ШВА-18000х0,25П;
- машина для крепления торкретбетоном горных выработок БМ-86;
- для производства сжатого воздуха применяется участковый компрессор GA-90с с производительностью 12-16 м³/мин воздуха.

При расширении вентиляционного восстающего и бурении шпуров для штангового крепления применяется ручной перфоратор ПП-63.

Список применяемого оборудования приведен в таблице 2.8.

Таблица 2.8 - Общий список оборудования для проходки

Наименование	Марка	Кол.
Прох. комплекс	КПВ-4/Алимак	2/2
Телескопический перфоратор	ПТ-36	3
Ручной перфоратор	ПП-63	3
Порционный зарядчик для заряжания шпуров	ЗП-2, ЗП-5	3
Вентилятор местного проветривания	ВМЭ-6	2
Компрессор	GA-90с	1
Лебедка вспомогательная	ШВА-18000х0,25П	2
Сварочный трансформатор	ТД-300	1
ПДМ	ST-7	1
Буровая установка	Boomer-281	1
Машина для крепления бетоном	БМ-86	1

2.7.5 Организация работ по проходке восстающих выработок

К проведению восстающих с помощью проходческого комплекса КПВ/Алимак допускаются проходчики бригады, прошедшие обучение по управлению комплексом. Восстающий с помощью проходческого комплекса КПВ/Алимак проходится звеном из двух человек. Бригада, которая осуществляет проходку восстающих с помощью комплекса, включает 2 звена по одному звену в каждую смену. За смену звено выполняет целое число циклов (1-2). Все работы по проходке восстающего выполняются звеном проходчиков, за исключением уборки породы погрузочно-доставочной машиной [13].

В работы по проходке восстающего входит:

- монтаж проходческого комплекса и установка вспомогательного оборудования, входящего в комплекс;
- обслуживание проходческого комплекса во время работы;
- проходка восстающего (выполнение всех операций цикла, включая крепление, проведение рассечек на подэтажах);
- оборудование ходового и рабочего отделений;

- демонтаж проходческого комплекса.

2.7.6 Организация работ по вскрытию запасов и проходке капитальных выработок

Вскрытие запасов и проходка капитальных выработок будут производиться параллельно с отработкой горизонтов выше 400м. На текущий день все объекты инфраструктуры рудника введены в действие.

Для освоения месторождения принят вахтовый режим работы: две вахты в месяц по 15 дней, в трех сменном рабочем режиме. Такой же режим работы принимается и на период строительства добычного комплекса подземного рудника.

В процессе строительства подземного рудника общее руководство будет выполняться дирекцией рудника Бестобе.

В соответствии с общей концепцией для проходки горно-капитальных выработок необходимо сформировать две комплексные бригады. Первая бригада будет выполнять все работы с центрального фланга, вторая бригада – с восточного фланга месторождения. Также будет сформировано звено по проходке восстающих выработок.

Явочный состав рабочих забойной группы на период проходки наклонных и горизонтальных капитальных выработок приведен в таблице 2.9.

Таблица 2.9 - Явочный состав одной бригады забойной группы рабочих в смену

Состав звена в смену	Кол-во, чел.
Машинист буровой кареты	1
Машинист ПДМ	1
Машинист автосамосвала	1
Проходчик	2
Взрывник	1

В соответствии с расчетной организацией труда определены следующие средние скорости проходки горизонтальных и наклонных выработок для календарного планирования в период строительства рудника [14]:

- ствол с армировкой и сопряжениями 20 п.м./мес;
- НТС и ТУ –100 п.м/мес (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях -80 п.м./мес., и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях -70 п.м./мес.);
- квершлаг, этажные выработки – 100 п.м./мес. (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях -80 п.м./мес., и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях -70 п.м./мес.);

- разведочные штреки – 112 п.м./мес. (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях -89,6 п.м./мес., и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях -78,4 п.м./мес.);

- при проходке капитальных восстающих выработок с помощью проходческого комплекса КПВ-4/Алимак средняя скорость проходки капитальных восстающих выработок составит 80 м/мес;

- камерные выработки и сопряжения 400 м³/мес.

2.7.7 Расчет параметров БВР при проходке НТС

Исходные данные:

- принятая глубина шпуров – 3,0 м;

- диаметр шпуров – 45мм;

- применяемое ВВ – аммонит 6ЖВ, патронированный Ø45мм, аммонал 200, патронированный, гранулит АС-8;

- средства инициирования – детонирующий шпур ДШ, СИНВ-Ш, электродетонаторы ЭДЗН;

- порядок инициирования – обратный;

- вруб – призматический;

- ручная зарядка.

Объем отбиваемой горной массы за один цикл определяется по формуле:

$$V_{г.м.} = S_{пр.} \times \ell_{ш} \times \eta, \text{ м}^3; \quad (2.20)$$

где, $S_{пр.}$ – поперечное сечение выработки в проходке, $S_{пр.} = 12,0 \text{ м}^2$;

$\ell_{ш}$ – глубина шпуров, м, $\ell_{ш} = 3,0 \text{ м}$;

η – коэффициент использования шпура, $\eta = 0,85$.

Определение удельного расхода ВВ:

$$q = q_n \times S_1 \times V_1 \times e_1, \text{ кг/м}^3; \quad (2.21)$$

где, S_1 – коэффициент структуры породы, для пород дислоцированных с малой трещиноватостью, принимаем $S_1 = 1,4$;

V_1 – коэффициент зажима пород при одной открытой поверхности (плоскости), определим по формуле П.Я. Таранова:

$$V_1 = \frac{3\ell_{шп}}{\sqrt{S_{выр}}}; \quad (2.22)$$

где, e_1 – коэффициент относительной работоспособности ВВ, для аммонита №6 ЖВ-200, $e_1 = 1$;

q_n – нормальный расход ВВ, зависящий от крепости горных пород, для пород с $f = 14$, $q_n = 1,07$.

Расход ВВ на один цикл определяется:

$$Q_{\text{ц}} = V_{\text{г.м.}} \times q, \text{ кг}; \quad (2.23)$$

Расчет массы шпурового заряда:

$$q_3 = 0,785 \times d_n^2 \times \ell_{\text{ш}} \times K_3 \times \rho_{\text{ВВ}}, \text{ кг}; \quad (2.24)$$

где, d_n^2 – диаметр патрона, м, принимаем $d_n = 0,045\text{м}$;

K_3 – коэффициент заряжания шпуров, зависит от крепости пород и диаметра патрона, принимаем $K_3 = 0,7$;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ в патроне, кг/м^3 , для патронированного аммонита №6 ЖВ $\rho_{\text{ВВ}} = (1,0 - 1,2) \text{ г/см}^3$, принимаем 1000 кг/м^3 .

Расчетное число шпуров на забой:

$$N = \frac{Q_{\text{ц}}}{q_3}, \text{ шт.}; \quad (2.25)$$

Определение линии наименьшего сопротивления (далее ЛНС):

$$W = \sqrt{\frac{q_m}{q_m}}, \text{ м}; \quad (2.26)$$

где, m – коэффициент сближения зарядов, зависящий от крепости пород, принимаем, $m = 1,0$;

q_m – вместимость одного шпура, определяется по формуле

$$q_m = 0,785 \times d_n^2 \times \rho_{\text{зар.}}, \text{ кг/м},$$

где, $\rho_{\text{зар.}}$ – плотность заряжания, кг/м^3 , принимаем $\rho_{\text{зар.}} = 1000 \text{ кг/м}^3$, (при механизированной зарядке $\rho_{\text{зар.}} = 1100 \text{ кг/м}^3$).

Расчет расположение оконтуривающих шпуров:

- расстояние между оконтуривающими шпурами по бортам выработки:

$$a_{\text{ок.б.}} = m \times W, \text{ м}; \quad (2.27)$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по почве выработки:

$$a_{\text{ок. поч.}} = (0,8-0,9) \times W, \text{ м}; \quad (2.28)$$

- расстояние между оконтуривающими шпурами по кровле выработки:

$$a_{\text{ок.кр.}} = (1,1-1,2) \times W, \text{ м}; \quad (2.29)$$

Фактическое количество шпуров определяем графоаналитическим методом в зависимости от сечения выработки и ЛНС. Количество шпуров при сечении выработки $S_{\text{шп.}} = 12,9 \text{ м}^2$ - 36÷42 шпура, без вспомогательных контурных, незаряжаемых.

Определим величину зарядов ВВ, учитывая коэффициент заполнения шпуров:

- для врубовых шпуров:

$$Q_{\text{вр.}} = (1,1-1,2) \times q_3, \text{ кг}; \quad (2.30)$$

- для отбойных и оконтуривающих шпуров:

$$Q_{\text{отб. ок.}} = (0,9-0,95) \times q_3, \text{ кг}; \quad (2.31)$$

Определяем общее количество ВВ на взрываемый забой НТС:

$$Q_{\text{ВВ}} = (N_{\text{вр.}} \times Q_{\text{вр.}}) + (N_{\text{отб.}} \times Q_{\text{отб.}}) + (N_{\text{ок.}} \times Q_{\text{ок.}}); \quad (2.32)$$

где, $N_{\text{вр.}}$ – количество врубовых шпуров;

$N_{\text{отб.}}$ – количество отбойных шпуров;

$N_{\text{ок.}}$ = количество оконтуривающих шпуров.

Параметры БВР разработаны на основании действующих паспортов БВР при проведении горных выработок с применением самоходного оборудования на руднике «Акбакай», а также в соответствии с Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы.

3 Этажно-камерная система разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва

Отработка рудных тел «Этажно камерной системой с послойной отбойкой руды глубокими скважинами и доставкой силой взрыва» предусматривает отработку 2-х типов жил по углам падения:

- наклонные до 50° ;
- крутопадающие от 50° до 85° ;

При данной системе жила разбивается по простиранию и падению на блоки со следующими параметрами:

- длина блока по простиранию жилы – 400м;
- высота блока по простиранию на всю высоту этажа по падению рудного тела с разбивкой на подэтажи (камеры) – $L = 60,0$ м;
- расстояние между подэтажными выработками – $L = 10-15$ м.

Отработка блока осуществляется от флангов к центру блока, отработка камер по восстанию, в нисходящем порядке.

3.1 Подготовительно-нарезные работы

Подготовительные работы выемочного блока заключаются в проходке транспортного штрека, доставочного уклона (блокового), заездами на подэтажные штрека, и проходке подэтажных штреков по жиле для уточнения контура рудного тела в границах блока. Висячем боку разведочного штрека подсечки проходится лебедочная ниша для проходки наклонного отрезного восстающего с помощью скреперной лебедки 30ЛС-2СМ и скрепера 0,25-0,3 м³. Отрезные восстающие проходятся до вышележащего подэтажа и через каждые 50м. Ширина восстающего увеличивается до мощности отрабатываемой камеры и служит как компенсационное пространство (щель) при отбойке и торцевом выпуске руды из подэтажных штреков. Расстояние между подэтажными штреками (кровля-почва) 8-10м. Эти выработки засекаются из блокового уклона, которые проходятся под углом 10° через каждые 200м. по простиранию жил. На этом подготовительно нарезные работы по блоку заканчиваются.

3.2 Очистные работы

Очистные работы начинаются с отработки камеры 1 очереди, верхнего подэтажа, взрывом параллельных скважин на отрезной восстающий (щель) [15].

Из подэтажных штреков 1 производится разбуривание рудного массива камеры 1 скважинами $d=54$ мм станками ударно-вращательного бурения Simba Jr.

Дальнейшие работы по отбойке руды с доставкой силой взрыва проводятся также секциями скважин пробуренных из подэтажных штреков.

При наклоне залеганий рудных тел, взрывная доставка руды производится с использованием дополнительного средства (гидросмыва) по зачистке лежащего бока выемочных участков.

При отработке подэтажа 1 камеры, производится подготовка, разбуривание, начало и производство очистных работ в камерах второй и третьей и в блоках 2,3 расположенных на флангах от блока 1.

После полного выпуска руды из камеры, в целях мер безопасности по локальному проекту производится принудительная посадка кровли скважинами $d=100$ мм. Бурение скважин производится из лебедочных ниш или буровых камер, пройденных с доставочного штрека станком Simba Jr для создания предохранительной подушки в днище камеры от внезапного обрушения кровли в очистном пространстве.

Буровые работы осуществляются станками ударно-вращательного бурения. Зарядание скважин патронированным ВВ производится механизированным способом с помощью пневмо-зарядчиков типа ЗП или «Ульба».

Проходка выработок производится буровзрывным способом по паспортам БВР. Проветривание выработок при ведении подготовительно-нарезных работ предусматривается вентиляторами местного проветривания типа ВМЭ при очистных работах за счет обще-шахтной депрессии.

Проветривание горных выработок при подготовке и после проведения массовых взрывов осуществляется в соответствии с проектами массовых взрывов.

3.3 Потери и разубоживания

Рудные тела представлены плитообразными залежами крутого и наклонного падения, нарушенные небольшим количеством поперечных разрывов с амплитудой смещения 6-12 м.

Контакты кварцевых жил с вмещающими породами чёткие. Наблюдается изменчивость элементов залегания, наличие раздувов и пережимов.

Отработку жил месторождения планируется вести буровзрывным способом, отбойкой руды производится глубокими скважинами диаметром 54 мм, глубиной 15 м по простиранию жил.

Применяемые системы разработки сопровождаются определенными объемами теряемой руды и примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые могут оказать отрицательное влияние на качество и полноту выемки руды из очистного блока.

В связи с этим, при ведении очистных работ по выемке запасов полезного ископаемого в блоке необходимо:

- проводить специальные геолого-маркшейдерские наблюдения для решения задач;
- производить сбор и анализ геолого-маркшейдерской информации, для

выявления геологических и технологических факторов, влияющих на уровень потерь и разубоживания;

- сгруппировать виды потерь и разубоживания по местам их образования, для правильного учета показателей извлечения руд;

- изыскания эффективных методов и средств борьбы с потерями и разубоживанием при данных системах разработки.

Рудные жилы представлены маломощными жилами. Мощность рудных жил изменяется от 0,2 до 2м. Угол падения от 45 до 80 градусов. Коэффициент разрыхления 1,6, средний объемный вес руды - 2,73 т/м³ и вмещающих пород – 2,7 т/м³.

Исходя из геологического строения рудных тел и вмещающих пород по жилам при ведении буровзрывных работ, основными источниками потерь и разубоживания руды являются:

- потери на контакте с вмещающими породами;
- разубоживание от прихвата вмещающих пород.

При данных системах разработки, когда невозможно применения прямого метода, то есть непосредственное измерение отдельных параметров или отсутствие возможности применения съемки рекомендуются для определения потерь и разубоживании следующие методы:

- статистический;
- косвенный;
- весовой.

Путем непосредственного маркшейдерского замера определим потери руды, предусмотренные проектом.

3.3.1 Расчет потерь и разубоживания при подэтажно-камерной системе разработки с торцевым выпуском руды силой взрыва

Запасы блока планируется отработать буровзрывным способом с торцевым выпуском руды силой взрыва, отбойкой руды глубокими скважинами на длину 12-15 п.м. – по восстанию рудного тела.

Применяемая система разработки сопровождается определенными объемами теряемой руды и примешиваемых пустых (некондиционных) пород, которые могут оказывать отрицательное влияние на качество и полноту выемки руды из очистного блока.

В связи с этим при ведении очистных работ по выемке запасов полезного ископаемого в блоке необходимо:

- проводить специальные геолого-маркшейдерские наблюдения для решения задач;
- производить сбор и анализ геолого-маркшейдерской информации, для выявления геологических и технологических факторов, влияющих на уровень потерь и разубоживания;

- сгруппировать виды потерь и разубоживания по местам их образования, для правильного учета показателей извлечения руд;
- изыскания эффективных методов и средств борьбы с потерями и разубоживанием при данной системе разработки.

Исходя из геологического строения жил и вмещающих пород по жилам при ведении буро-взрывных работ, основными источниками потерь и разубоживания руды являются:

- потери в плоскости лежачего бока камеры при торцевом выпуске руды силой взрыва;
- разубоживание от прихвата вмещающих пород.

При данной системе разработки, когда не представляется возможным применения прямого метода, то есть непосредственное измерение отдельных параметров или элементов системы разработки невозможно использовать маркшейдерские приборы из-за недоступности и в целях соблюдения требования по технике безопасности, для определения потерь и разубоживания рекомендуется следующие методы:

- статистический;
- косвенный;
- весовой.

Путем непосредственного геометрического (маркшейдерского) замера определим потери руды в целиках, предусмотренных проектом.

Вследствие того, что рудные жилы имеют малую мощность 1,5-1,9 м и отбойка руды производится с прирезками вмещающих пород со стороны висячего и лежачего боков (по 0,2 м на сторону) возможны незначительные потери руды. По опыту разработки аналогичных месторождений данный вид потерь принимаем равным 2%.

Количество руды, теряемой в массиве при отбойке камерных запасов:

$$П_m = B_k \times 0,02 \text{ т.} \quad (3.1)$$

где, B_k – балансовые запасы руды в камере, т;

Потери руды при выпуске в условиях очистного пространства в неровностях лежачего бока определяем согласно «Методическим указаниям по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды при добыче», удельные нормативные потери руды на наклонных участках блока, при угле наклона рудной жилы составит 1,146 т/м² или по мощности $m = (1,146/2,73) \times 1 = 0,42 \text{ м.}$

Учитывая, что в этой мощности отбиваемая порода (прихватываемая) на лежачем и висячем боках рудного тела составляет по 0,2 м. Тогда количество руды, теряемой на поверхности лежачего бока, составит:

$$П_{вып} = \frac{S_k \times 1,146 \times 0,2}{K_p \times 0,42}, \text{ т;} \quad (3.2)$$

где, S_k - площадь поверхности лежащего бока;
 $K_p = 1,6$, коэффициент разрыхления.

$$П_{вып} = 11016,6 \times 0,3 = 3305,0 \text{ т.}$$

В связи принятой системой разработки, определяем количество теряемой руды при доставке силой взрыва:

$$П_{дос} = a - b \sqrt[3]{\alpha - c}, \% \quad (3.3)$$

где, α – угол падения жилы, град;
 a, b, c – коэффициенты в зависимости от длины доставки отбиваемой рудной массы силой взрыва:

$$\begin{aligned} a &= 3,77 + 0,1165 \times L; \\ b &= 1,3 + 0,0541 \times L; \\ c &= 34,66 - 0,0186 \times L. \end{aligned}$$

L – наклонная длина (высота) доставки, м.

$$\begin{aligned} a &= 3,77 + 0,1165 \times 15 = 5,5175; \\ b &= 1,3 + 0,0541 \times 15 = 1,3; \\ c &= 34,66 - 0,0186 \times 15 = 34,381; \end{aligned}$$

$$П_{дос} = 5,5175 - 1,3 \times \sqrt[3]{45 - 34,381} = 2,66 \%$$

Подсчет общих нормативных потерь по блоку:

$$П_{бл} = П_{ц} + П_{м} + П_{вып} + П_{дос}; \quad (3.4)$$

$$П_{бл} = 3228,2 + 1918,5 + 2605,1 + 2535,6 = 7751,8 \text{ т};$$

$$П_{бл} = \frac{П_{бл}}{Б_{бл}} \times 100\%; \quad (3.5)$$

$$П_{бл} = \frac{7751,8}{95925} \times 100\% = 8,08\%;$$

Определим разубоживание за счет прирезки вмещающих пород:

$$В_{отб} = \Delta_m \times \gamma_n, \text{ т}; \quad (3.6)$$

где, Δ_m – объем породы, прихватываемой при отбойке, м^3 ;
 $\gamma_n = 2,7 \text{ т/м}^3$, удельный вес породы.

$$В_{отб} = 11551,3 \times 2,7 = 31188,6 \text{ т};$$

Разубоживание за счет пустых пород при проходке подготовительных и нарезных работ:

Прихват пустых пород при проходке подготовительных выработок:

$$V_{ГПР} = 400,5 \text{ т};$$

Прихват пустых пород при проходке нарезных выработок:

$$V_{ГПР} = 33001,2 \text{ т.}$$

Общее разубоживание по блоку составит:

$$P = \frac{B_{\text{бл}}}{V_{\text{бл}}} \times 100, \text{ \%}; \quad (3.7)$$

где, $B_{\text{бл}}$ – суммарное разубоживание по блоку;

$V_{\text{бл}}$ – товарные запасы блока, тн.

$$P = \frac{33188,6 + 400,5 + 25691,9}{153048} \times 100 = 38,7\%;$$

При отработке блоков необходимым и обязательным условием для обеспечения оперативного и достоверного определения показателей полноты и качества извлечения полезного ископаемого из недр при добыче являются:

- надежность определения количества и качества запасов полезного ископаемого в планируемом блоке;
- точность учета количества и качества запасов добываемого полезного ископаемого из планируемого блока;
- контроль полноты и качества отработки запасов полезного ископаемого в планируемом блоке;
- выявление мест и причин образования потерь и разубоживания руды при отработке блока;
- разработка мероприятий по повышению полноты и качества извлечения полезного ископаемого.

Учет потерь и разубоживания полезного ископаемого осуществляется совместно маркшейдерской и геологической службами рудника.

Окончательная величина потерь и разубоживания руды в блоке устанавливается после завершения очистных работ опытного блока, о чем составляется соответствующий Акт.

Окончательное значение плановых показателей потерь и разубоживания будут скорректированы после полной отработки одного или нескольких опытных блоков.

3.4 Вскрытые, подготовленные и готовые к выемке запасы

Важнейшим условием нормальной деятельности рудника является наличие достаточного количества вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды.

Вскрытые запасы по месторождению «Бестобе» принятые к отработке по проекту составляют: балансовые (кат.В+С₁+С₂) – 3215,6 т;

Расчет обеспеченности рудника подготовленными и готовыми к выемке запасами производится следующим образом:

Обеспеченность подготовленными запасами в месяцах:

$$Q_{\text{п}} = \frac{12 \times Z_{\text{п}}}{D_{\text{б}}}, \text{ мес.} \quad (3.8)$$

где, $D_{\text{б}}$ – годовой план добычи в пересчете на балансовую руду, т;

$Z_{\text{п}}$ – подготовленные запасы, т;

Обеспеченность готовыми к выемке запасами в месяц:

$$Q_{\text{г}} = \frac{12 \times Z_{\text{г}}}{D_{\text{б}}}, \text{ мес.} \quad (3.9)$$

где, $Z_{\text{г}}$ – готовые запасы к выемке, т.

Нормативы вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов по руднику рассчитываются специалистами рудника на основании приказа по АО «АК «Алтыналмас», исходя из технико-экономической целесообразности и производительности рудника. Перечень и формы первичной расчетной документации для заполнения таблицы «Движение вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов...» разрабатываются предприятием и утверждаются в установленном порядке (см. «Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых». Москва, «Недра» .1977г.

3.4.1 Прогнозный расчет состояния поверхности после выпуска руды

При системах с обрушением налегающих пород производится расчет выхода воронки на поверхность после окончания очистных работ на панели 71 согласно "Методике расчета и построения возможных зон обрушения на земной поверхности", составленной на основании отчета по теме сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок в условиях Лениногорского полиметаллического комбината научно - исследовательским сектором УК СДИ под руководством П.А.Шишкова.

$$h_{\text{в}} = H - (H - h_{\text{бл.}}) \times k_{\text{р}}, \text{ м.} \quad (3.10)$$

$$h_b = 580 - (580 - 1,8) \times 1,6 = -345,12 \text{ м.}$$

где: h_b – глубина воронки провала, м;

$h_{бл.}$ – высота панели, $h_{бл.} = 1,8$ м;

H – высота от днища панели до поверхности, $H = 580$ м;

k_p – коэффициент разрыхления налегающих пород, $k_p = 1,6$.

Из расчета видно, что воронка не выйдет на поверхность.

Из расчета следует, что глубину воронки определить окончательно нельзя, так как по данной формуле мы имеем отрицательное значение.

3.4.2 Меры охраны зданий, сооружений от вредного влияния горных разработок

Все технические и промышленные сооружения, искусственные и естественные водоемы, общественные и жилые здания и другие объекты, попадающие в зону опасного влияния горных разработок, подлежат охране от вредного влияния этих разработок.

Для охраны объектов от вредного влияния подземных разработок применяются следующие меры:

- отстраиваются охранные целики для объектов I-II категории;
- запрещаются очистные работы в охранных целиках;
- горные меры, уменьшающие деформации горных пород в земной поверхности (полная или частичная закладка выработанного пространства, неполная по мощности или площади выемка руды, засыпка воронок обрушения и провалов;
- конструктивные меры, уменьшающие вредное влияние процессов сдвижения земной поверхности при деформациях основания, превышающих критические значения.

Зона, в которой возможно внезапное образование провалов и воронок, оконтуривается по точкам пересечения земной поверхности линиями, проведенными от нижних границ или характерных точек выработанного пространства под углами:

- со стороны висячего бока $\beta_v = 70^\circ$;
- со стороны лежачего бока $\alpha_v = 70^\circ$ равняется углу падения рудного тела, но не более;
- по простирацию $\delta_v = 75^\circ$.

3.4.3 Мероприятия по наблюдению и системе мониторинга за деформацией и осадками земной поверхности

На текущий день на руднике составлены мероприятия по наблюдению за сдвижением и деформированием горных пород и земной поверхности. Их определением является:

- формы и размеров различных зон сдвижения и деформирования толщи пород и земной поверхности в области влияния очистных выработок;
- общей продолжительности процесса сдвижения горных пород и земной поверхности и периода опасных деформаций;
- взаимосвязи сдвижения и деформаций горных пород и земной поверхности с деформациями подрабатываемых сооружений и других объектов, подлежащих охране;
- величин допустимых и предельных деформаций для различных охраняемых объектов;
- мер по контролю состояния подрабатываемых объектов, подлежащих охране;
- эффективности примененных мер охраны для своевременной их корректировки, при необходимости, и разработки новых мероприятий по предотвращению опасных деформаций в подрабатываемых объектах.

Проведение наблюдений за сдвижением и деформированием массива горных пород, земной поверхности и объектов, подлежащих охране, является одной из основных задач маркшейдерской службы рудника.

Наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности проводят на наблюдательных станциях, состоящих из систем реперов, расположенных на земной поверхности, в очистных, капитальных и подготовительных горных выработках, скважинах, охраняемых целиками и подрабатываемых объектах. В зависимости от местоположения и назначения различают следующие типы наблюдательных станций:

- наземные наблюдательные станции для определения параметров процесса сдвижения земной поверхности;
- подземные наблюдательные станции для определения характера и величин сдвижения и деформаций толщи пород;
- специальные наблюдательные станции для контроля состояния подрабатываемых объектов и определения величин их деформаций.

На сегодняшний день все предпринимаемые меры АО «АК Алтыналмас» по охране объектов являются целесообразными как технически, так и экономически и обеспечивают:

- безопасность людей в охраняемых зданиях и сооружениях или в местах расположения охраняемых объектов;
- сохранность объектов, эксплуатацию их по прямому назначению;
- безопасность ведения горных работ;
- исключение излишних потерь или консервации руды;
- предотвращение неоправданного сноса или переноса охраняемого объекта.

Горные меры охраны предусматривают применение определенного порядка и последовательности выемки запасов под охраняемыми объектами, неполную по площади выемку руды, закладку выработанного пространства. Выбор горных мер охраны объектов производится, исходя из экономической целесообразности и технических возможностей, обеспечивающих

допустимые деформации земной поверхности в основании зданий и сооружений.

Конструктивные меры, а также ремонтно-восстановительные работы позволяют сохранить или продлить срок эксплуатации сооружений в муьде сдвижения при деформациях основания, превышающих допустимые значения для данных сооружений. К ним относятся: разделение здания на отсеки деформационными швами, усиление несущих конструкций стальными тяжами, растяжками, железобетонными поясами, установка различного рода компенсаторов, связок-распорок, подпорных стенок, выпрямление крена и подъем осевших частей зданий и сооружений путем поддомкрачивания, подсыпка и рихтовка железнодорожных путей, разгонка стыков рельс, перепуск проводов ЛЭП и др.

Выбор конструктивных мер охраны производится в соответствии с «Рекомендациями по проектированию мероприятий для защиты эксплуатируемых зданий и сооружений от влияния горных разработок в основных угольных бассейнах» (Л., Стройиздат, 1967).

Засыпка провалов и воронок породой препятствует развитию обрушения в бортах провалов и образованию по их периферии оползней, террас и зияющих трещин.

Для определения эффективности применяемых мер охраны, предупреждения заинтересованных лиц и организаций о развитии процесса сдвижения и деформаций толщи пород и земной поверхности в районе охраняемых объектов, для своевременного проектирования мероприятий по предотвращению опасных деформаций в подрабатываемых объектах, на руднике выполняются систематические наблюдения. При этом проводятся как инструментальные, так и визуальные наблюдения за состоянием целиков и кровли в отработанных блоках и камерах, за сдвигениями и деформациями толщи пород, земной поверхности и охраняемых объектов.

Для повышения достоверности результатов наблюдений за сдвижением и деформациями земной поверхности над отрабатываемыми залежами проводится нивелирование реперов профильных линий повышенной, не ниже 4-го класса, точности.

4 Рациональное использование и охрана недр

Настоящим проектом по отработке запасов месторождения «Бестобе» учтен комплекс требований по рациональному и комплексному использованию недр, регламентированному Закону РК от 13.01.12 г. № 542-IV (введенный в действие с 1 января 2015 г.).

Принятые в проекте вариант вскрытия, способ и система разработки исключают выборочную отработку наиболее богатых частей месторождений.

Поверхность обоих месторождений и промежутков между ними детально изучены. Выявлены и прослежены все имеющиеся жилы и зоны гидротермально измененных пород, исключая разведанные рудные тела и проекцию на поверхность рудной зоны Загадка, оставшаяся часть площади в пределах горного отвода безрудна. Кроме того, предусматривается проведение эксплуатационной разведки в течение всего периода разработки. Ее назначение – обеспечение предприятия характеристиками подготовленных и готовых к выемке запасов для текущего и годового планирования горных работ, управление технологией добычи и усреднение руд.

Предусмотренная проектом система разработки обеспечивает минимальный показатель потерь и разубоживания для данного типа месторождений. Величина потерь устанавливается индивидуально на каждый эксплуатационный блок, как на выемочную единицу, и варьирует в пределах 7,5-12%. В целом для месторождения принята оптимальная для данных условий средняя величина потерь – 10%. Разубоживание руды определяется величиной подработки вмещающих пород, среднее значение принято 38%.

В отработку вовлекаются все балансовые запасы, утвержденные ГКЗ, в контурах геологических блоков. Также предусматривается разработка части забалансовых запасов, как по результатам эксплоразведки, так и попутная – при отработке балансовых запасов.

Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ осуществляется геологической и маркшейдерской службами рудника. В соответствии с требованиями «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых» основными задачами геологической и маркшейдерской служб рудника являются:

- оперативно-производственное обеспечение рудника всеми видами геологических и маркшейдерских работ на стадии разработки месторождения;
- контроль за полнотой отработки месторождения, ведения горных работ в соответствии с проектом, учет и приемка всех видов горных работ;
- участие в планировании горных работ;
- учет эксплуатационных запасов по степени подготовленности и их активности, расчет плановых и фактических потерь и разубоживания. Потери и разубоживание определяются прямым методом. Учет потерь по видам их

образования ведется в паспортах по выемочным единицам и отражается на маркшейдерских планах масштаба 1:200. Суммарный учет потерь по руднику ведется в книге учета эксплуатационных потерь;

- осуществление контроля за охраной сооружений от вредного влияния подземных разработок. В качестве вспомогательной меры, с целью своевременной корректировки принятых горных и конструктивных мер охраны, маркшейдерской службе рудника необходимо вести систематические визуальные и инструментальные наблюдения за сдвижением горных пород и земной поверхности, в соответствии с действующей инструкцией;

- ведение и своевременное пополнение всей геолого-маркшейдерской документации – журналы горных выработок, планы, разрезы, паспорта отработки и крепления, журналы опробования и др.;

- ведение учета состояния и движения запасов;

- своевременная подготовка обосновывающих материалов к списанию отработанных участков.

Списание запасов полезных ископаемых с учета недропользователя ведется в соответствии с «Положением о порядке списания запасов полезных ископаемых с учета организаций», отражается в геологической и маркшейдерской документации отдельно по элементам учета и вносится в специальную книгу списания запасов организации.

Исходя из принятых проектом решений при разработке месторождений определен состав производственно-хозяйственных подразделений рудника.

При выборе площадок для строительства объектов основного и вспомогательного производства учитывались следующие факторы и условия:

- местоположение месторождений и условия их разработки;

- оптимальное расположение хозяйственных и производственных объектов с учетом зоны влияния горных работ;

- наличие площадей под породные отвалы, рудные склады, пруды-испарители и прочее, безрудность которых обоснована при производстве детальной разведки месторождений;

- требованиями санитарных и противопожарных норм, а также мероприятиями по охране окружающей среды.

Главные вскрывающие выработки – НТС №1,2 и ТУ, ствол шх. «Главная», проходятся на глубину, обеспечивающую отработку запасов категорий В+С₁+С₂.

Принятые системы разработки характеризуются минимальными размерами поддерживающих целиков и обеспечивают максимальное извлечение полезных компонентов из недр.

С целью снижения потерь металлов проектом предусмотрен гидросмыв рудной мелочи в отработанных блоках рудных тел полного падения.

Для исключения подработки параллельных рудных жил рекомендуется отработка в первую очередь запасов, расположенных со стороны висячего бока.

Построение зоны влияния горных работ произведено от нижней части запасов категории С₂ под углом сдвижения 70°. Все здания и сооружения расположены за зоной сдвижения пород.

В соответствии с требованиями «Единых правил по рациональному и комплексному использованию недр при разведке и добыче полезных ископаемых» и в целях более полной отработки запасов месторождения «Бестобе» с минимальными потерями и комплексным использованием добываемого сырья, в настоящем проекте предусматриваются следующие технические решения:

- первоочередная проходка эксплоразведочных выработок при подготовке выемочных единиц (блоков) с целью уточнения контуров промышленного оруднения и свойств руд и вмещающих пород;
- планомерная отработка временно неактивных запасов руд;
- вовлечение в отработку забалансовых руд, попадающих в рудные контуры блоков и сохранение для последующей разработки забалансовых руд отдельно расположенных рудных тел;
- использование пустой породы от горнопроходческих работ для создания предохранительных подушек после отработки камер.

4.1 Календарный план строительства и эксплуатации рудника

Объемы горно-капитальных выработок рассчитаны на весь период отработки месторождения и представлены на чертеже 02-2015 ПР лист 69.

Отработка запасов месторождения предусматривается одновременно в работе до 3 горизонтов, так некоторые горизонты уже вскрыты и частично отработаны и имеют запасные выходы и вентиляцию.

Установленная проектом годовая мощность рудника достигается уже на сегодняшний день при эксплуатации горизонтов 260 м (отм.+226м), 340м (отм.+136м), и 400 м (отм.+76м), тем самым рудник обеспечен:

- объемами вскрытых запасов на 12-18 месяцев (срок полного вскрытия горизонта согласно календарному графику);
- объём подготовленных запасов на 6 месяцев;
- объём готовых к выемке запасов на 3 месяца.

Отработка выемочного блока поэтапно-камерной системой с торцевым выпуском руды, полный срок отработки одного блока составляет от 6 до 14 месяцев. В том числе: подготовительные работы.

Общий срок отработки запасов рудника составляет 18 лет.

Объектами работ будут горно-капитальные выработки вскрытия и подготовки, а также некоторые поверхностные производственные объекты. Основными из них являются: НТС-1,2, ТУ (восток) углубка ствола «Главная», квершлаг на горизонтах, фланговые вент-восстающие, вент-ходовые восстающие между этажными выработками и, камерные выработки на горизонтах.

При этом приняты существующие нормативные темпы по горнотехническим условиям месторождения и производительности применяемых оборудования.

В частности:

- ствол с армировкой и сопряжениями 20 п.м./мес;
- наклонные выработки – 100 п.м./мес (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях - 80 п.м./мес. и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях - 70 п.м./мес.);
- вскрывающие квершлага и транспортные штреки – 100 п.м./мес. (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях - 80 п.м./мес. и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях - 70 п.м./мес.);
- подсечные и разведочные штреки – 112 п.м./мес. (с коэффициентом 0,8 при работе бригады одновременно в двух забоях - 89,6 п.м./мес., и 0,7 при работе бригады одновременно в трех забоях - 78,4 п.м./мес.);
- восстающие выработки 80 п.м./мес (с помощью КПВ или КПН);
- восстающие выработки 30 п.м./мес (вручную);
- камерные выработки и сопряжения 400 м³/мес.

Остальные горно-капитальные работы относятся на восполнение выбывающих мощностей.

4.2 Выбор ВМП при проходке НТС и ТУ

Для подачи воздуха в забой нагнетательным способом выбираем ВМП – центробежный вентилятор ВМЭ-8 – 3 ед., так как производительность одного ВМЭ-8 не достаточно (таблица 4.1).

Воздуховод – металлический трубопровод диаметром 800 мм.

Таблица 4.1 - Технические характеристики ВМП ВМЭ-8

Номинальный диаметр, мм	800
Частота вращения, об/мин	3000
Мощность электродвигателя, кВт	50
Максимальный полный КПД	0,63
Номинальное полное давление, Па	3200
Номинальная подача, м ³ /с	10
Длина с глушителем	2645
Размеры:	1170 x 910 x 1216
Вес:	800

Сопротивления воздуха рассчитываем по формуле:

$$R = \frac{6,45aL_{\text{тр}}}{d^5}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8. \quad (4.1)$$

где, a – коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода $\text{кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$, $a = 0,00006$ ($\varnothing$ -800 мм);

$L_{\text{тр}}$ – максимальная длина трубопровода для проветривания тупикового забоя длиной 800 п.м.

$$R = \frac{6,45 \times 0,00006 \times 900}{0,8^5} = 1,063 \text{ кгс}^2/\text{м}^8$$

Расчет местного сопротивления воздуха.

Местное сопротивление внезапного расширения:

$$e_p = 1 + \frac{a}{0,001}, \text{ кгс}^2/\text{м}^8. \quad (4.2)$$

$$e_p = 1 + \frac{0,00006}{0,001} = 1,06 \text{ кгс}^2/\text{м}^8.$$

Аэродинамическое сопротивление внезапного расширения

$$R = \frac{e_p \gamma_{\text{воз}}}{2gS^2}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8. \quad (4.3)$$

где, $\gamma_{\text{воз}}$ – плотность рудничного воздуха, $\text{кгс}/\text{м}^3$, $\gamma_{\text{воз}} = 1,2$;

$g = 9,81 \text{ м}/\text{с}^2$, ускорение свободного падения;

S – площадь узкого сечения, м^2 .

$$S = \frac{3,14 \times 0,8^2}{4} = 0,502 \text{ м}^2.$$

$$R = \frac{1,06 \times 1,2}{2 \times 9,81 \times 0,502^2} = 0,257 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$$

Аэродинамическое сопротивление поворота струи:

$$R = \frac{S_{\text{еп}} \gamma_{\text{воз}}}{2gS^2}, \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8. \quad (4.4)$$

$$R = \frac{0,502 \times 1,06 \times 1,2}{2 \times 9,81 \times 0,502^2} = 0,129 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8.$$

Сопротивление вентиляционной сети равно:

$$R_c = R + R_p + R_{\text{нов}} = 1,063 + 0,257 + 0,129 = 1,45 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8 \text{ или } 1,42 \text{ даН} \cdot \text{с}^2/\text{м}^8$$

Характеристика вентиляционной сети:

$$h = R_c Q_c^2, \text{ даПа.} \quad (4.5)$$

$$h = 1,42 \times 32,0^2 = 1454,1 \text{ даПа.}$$

При работе двух ВМП $h = 1454,1/3 = 484,7$ даПа или 4847,0 Па.

4.3 Околоствольные дворы

С целью обеспечения необходимой производительности подъемной установки, транспортировки и для механизированной разгрузки руды на руд дворе концентрационных горизонтов будут пройден центральный рудоспуск «Главный» и оборудованный необходимым комплексом. Околоствольный двор принят кольцевой формы со сквозным движением. Технологическая последовательность работы механизмов околоствольных дворов по взаимосвязи с работой подъемной установки контролируется соответствующими устройствами и приборами.

На сопряжениях ствола «Главная» гор.460м (отм.+16м), 520м (отм.-44), 580м (отм.-104м) проходятся руддворы и используются как камеры ожидания. В перечисленных сопряжениях устанавливаются ствольные предохранительные двери.

Стволы шах. «Главная» и РЭШ-1 имеет околоствольные дворы на гор. 60 м(отм.+416м), 100м (отм.+376 м), 140м (отм.+336 м), 180 м (отм.+ 296 м), 260м (отм.+216 м), 340м (+136 м), 400м (отм.+76 м) и 460м (отм.+16 м).

Согласно плану ликвидации аварий (ПЛА) и обеспечения реверсирования струи воздуха на околоствольных дворах предусматриваются вентиляционные двери. Места их установки указываются в ПЛА.

5 Техника безопасности и охрана труда

5.1 Общие положения

При составлении настоящего проекта соблюдены: Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.); «Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки(методические рекомендации)» от 4 декабря 2008года.

В центральной части месторождении проектомпредусматриваются четыре механизированных запасных выхода, это – ств. «Главная», ств. «РЭШ-1», ВЛВ№1 и НТС-1. ВЛВ№1 оборудован лифтовым подъёмником, вместимость 4 человека, а по НТС-1при эвакуации людей из подземных горных выработок будет задействован автобус на базе МоАЗ или UNI вместимостью 10-20 человек, либо другой аналогичный транспорт.

В восточной части месторождения предусматривается три механизированных запасных выхода, это – ВЛВ№2, НТС-2 и ТУ (восток). ВЛВ№1 оснащенный лифтовым подъёмником, вместимостью 4 человека, по НТС-2 и ТУ(восток) при эвакуации людей также будет задействован подземный автобус.

Вент-восстающие и вент-ходовые восстающие расположенные между горизонтами, оборудованы лестничными отделениями и, служат дополнительными выходами между горизонтами, выходами на поверхность из отдельных участков, флангов шахтных полей:

1. Каждое горное предприятие, разрабатывающее месторождение полезных ископаемых, должно иметь соответствующую проектную документацию;

2. Решения настоящего проекта выполнены в соответствии с действующими в Республике Казахстан нормативными материалами;

3. Горные работы по разработке месторождения полезных ископаемых должны осуществляться строго в соответствии с «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.);

4.Рабочие, занятые на подземных горных работах, должны: иметь профессиональное образование, соответствующий профилю выполняемых работ; быть обучены безопасным приемам работы, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположение средств спасения и уметь пользоваться ими; иметь инструкции по безопасному ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов; не реже, чем через каждые шесть месяцев проходить повторный инструктаж по безопасности труда и не реже одного раза в год – проверку знаний инструкций по профессиям, результаты

которой оформляются протоколом с записью в журнал инструктажа и личную карточку рабочего;

5. К управлению горными и транспортными машинами, обслуживанию электрооборудования и электроустановок допускаются рабочие, прошедшие специальное обучение и имеющие удостоверение на право управления соответствующей машиной или на право производства работ на электроустановках;

6. Все рабочие и ИТР, поступающие на подземные горные работы, подлежат предварительному медицинскому обследованию;

Все работники, занятые горным производством, ежедневно перед началом работы должны проходить медицинское освидетельствование.

7. Каждое рабочее место перед началом работ и в течение смены должно осматриваться мастером или по его поручению бригадиром, которые могут разрешать работу только при отсутствии нарушений правил безопасности;

8. Контроль за выполнением всех мероприятий, связанных с техникой безопасности, охраной труда и промсанитарией на руднике, возлагается на инженера по технике безопасности предприятия;

9. Горные работы должны вестись в соответствии с принятой проектом технологией выемки руды и проходки выработок, с соблюдением требований нормативных документов и рекомендациями технологического регламента.

5.2 Техника безопасности и промышленная санитария

1. Проходка горных выработок, крепление, размещение оборудования в них производится в соответствии с «Правилами обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих горные и геологоразведочные работы» (от 30 декабря 2014 года №352), «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.).

Необходимые зазоры и свободные проходы между оборудованием, крепление и размещение коммуникаций в выработках, ограждение и перекрытие выработок для предотвращения падения в них людей производится по типовым паспортам проходки и крепления рудника «Бестобе».

2. Все виды горных работ выполняются по письменным наряд - заданиям начальника участка. Контроль осуществляется горными мастерами - ежемесячно.

3. Перед началом работы выработку у забоя и отбитую горную массу в забое необходимо оросить водой и произвести тщательную оборку отслоений пород в бортах и кровле («Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом»(с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.)) промыть "разжоги" водой и вставить в них деревянные пробки.

4. При ведении подготовительных, нарезных и очистных работ временно недействующие горные выработки необходимо изолировать согласно «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом(с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.)».

5. Защитными средствами органов дыхания от пыли служат респираторы типа "Лепесток". Средствами пылеподавления при скреперной доставке руды являются дальнобойные оросители типа ДО-2, оросители ставятся в скреперной выработке перед по грузполком или течкой рудоспуска.

6. Заземление электрооборудования выполняется согласно Раздела 9 «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.)».

7. Перед производством буровых работ дучки должны быть оборудованы надежным перекрытием, выполненным по утвержденным паспортам. При оборудовании восстающих выработок, устройстве перекрытий, ограждений, переходов должны использоваться предохранительные пояса.

8. С целью обеспечения безопасности работ при проходке буровых выработок сначала проходят все выпускные дучки и освобождают их от горной массы.

9. Проходку восстающих выработок более 7 метров производить в соответствии с требованиями п. 5.16 Инструкции ИОТ-02-07-02 по безопасности и охране труда для проходчиков и по специальному проекту организации работ, утвержденному главным инженером рудника. В этот проект, включаются паспорта крепления и буровзрывных работ, расчеты и схемы установки вентиляторов местного проветривания, в организации работ определяется последовательность и меры безопасности работ по каждому виду работ при проходке восстающего.

10. Отбор проб воздуха из забоя при проходке восстающего более 7 метров осуществляется дистанционным способом. Допуск людей в забой восстающего дает горный мастер после полного проветривания и опробования воздуха дистанционным способом при содержании ядовитых газов не более нормы.

11. При проходке восстающих выработок, если бурение вентиляционных скважин на вышележащий горизонт не возможно, то должен составляться проект организации работ, утверждаться главным инженером рудника и согласовываться территориальным инспектором по ЧС.

12. Проходку горизонтальных выработок длиной более 5 метров из восстающих, не сбитых с верхним вентиляционным горизонтом, производить по проекту организации работ, согласованному с территориальным инспектором по ЧС. В организацию работ, утвержденную главным инженером рудника, должны быть включены паспорта буровзрывных работ,

крепление, расчет необходимого количества воздуха, схема вентиляции, дистанционное опробование воздуха, организация работ по рассечке и проходке выработки.

13. Очистные работы ведутся согласно Главы 7 «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом (с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.)».

14. На рабочих местах необходимо иметь медицинскую аптечку для оказания первой медицинской помощи.

15. После отработки руды по камерам очистное пространство изолируется от подходных выработок перемычками. Места установки перемычек предусматриваются отдельным проектом, утвержденным главным инженером рудника.

При возникновении повышенного давления (появление трещин в горных выработках) производится установка маяков для наблюдения за процессом сдвижения. Дальнейшее ведение работ в зоне обрушения и сдвижения ведется по специальной организации работ, утвержденной главным инженером рудника.

16. До начала бурения скважин в буровых выработках необходимо произвести комиссионное обследование рабочего места и составить акт приемки, в котором указывается состояние горных выработок и качество крепления подходных путей.

Контроль за производством буровых работ производит горный мастер не реже двух раз в смену, один из которых должен производиться при завершении смены.

17. Перед возобновлением работ в старых ранее эксплуатируемых выработках, и использованием их для передвижения людей, необходимо произвести комиссионную проверку состояния этих выработок с определением мер по приведению их в безопасное состояние.

18. При проходке выработок на контакте с обрушением, при сбойке их с ранее пройденными выработками производить бурение опережающего (разведочного) шпура, скважины для уточнения контура обрушения или выработки.

19. На ослабленных участках очистного пространства и горных выработок бока и кровля поддерживаются штанговой крепью.

20. На отдельные технологические процессы и операции должны быть разработаны специальные инструкции по безопасности работ с участием научно-исследовательской организации.

21. При проходке горных выработок должны быть составлены ПОР, паспорта БВР и проветривания на каждый забой отдельно лицами технического надзора участка и утверждены главным инженером рудника.

22. При ведении очистных работ выемка руды должна вестись по проекту после проведения всего комплекса подготовительно-нарезных работ. Осуществление мер по проветриванию, борьбе с пылью и другие

мероприятия, обеспечивающие безопасность работ, должны выполняться в первую очередь.

Безопасные и гигиенические условия труда в шахте сводятся в основном к обеспечению комфортных условий трудящихся по освещению и проветриванию рабочих забоев, борьбе с запыленностью, вибрацией и шумом.

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия на них условий рабочей среды и работающего оборудования проектом предусмотрено:

- подача свежего воздуха в количестве, обеспечивающем его эффективную скорость по выработкам;
- подогрев подаваемого в шахту воздуха до температуры +2°C в зимнее время;
- оснащение всех откаточных, камерных выработок, ходовых отделений стволов шахт и вентиляционно-ходовых восстающих стационарным, а проходческих и очистных забоев – переносным освещением;
- применение бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на работающего;
- применение буров с резинометаллическими буртиками, которые снижают уровень шума в 1,5-1,7 раза;
- применение вибрационных кареток КВ-14 (завод «Пневматика») или вибрационных кареток тросового типа ВЗКТ-2М (институт «ЦНИИПП») при бурении ручными перфораторами, виброзащитных устройств ПТ-03 криворожского завода «Коммунист» при бурении телескопными перфораторами;
- применению средств индивидуальной защиты – антивибрационных рукавиц института «НИГРИ», спецобуви с прокладками из пенопласта, разработанными институтом охраны труда;
- осуществление систематического газо-температурного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Согласно заданию на проектирование режим работы предприятия следующий:

- на подземных работах круглогодичный в 3 смены по 6 часов с двухчасовым перерывом между сменами;
- на поверхностных работах круглогодичный в 3 смены по 8 часов.

В связи со значительным удалением предприятия от мест постоянного проживания трудящихся предприятия его работа основана на вахтовом методе. Численность вахты составляет 184 человек, продолжительность вахты 15-20 дней. Для размещения (проживания) трудящихся вахты имеется административно-бытовое здание (общежитие) на 300 человек. Оно занимает трехэтажное капитальное здание с централизованным электроснабжением, водоснабжением, отоплением. Уборная наружная. В общежитии имеется столовая на 36 посадочных мест, медпункт, раздевалка, душевая, а также все другие необходимые для жизни и отдыха трудящихся службы. Расстояние в 0,5 км до промплощадки шахты «Главная», где в настоящее время ведутся горные работы, трудящиеся преодолевают на автобусе. Для обслуживания подземных горных работ на промплощадке шахты «Главная» расположены соответствующие службы. Перечень и технические характеристики зданий этих объектов приведены в разделе «Архитектурно-строительные решения». Условия труда работающих здесь трудящихся удовлетворительные.

Условия труда подземных рабочих рудника соответствуют существующим нормативным требованиям в части спецодежды, освещения рабочих мест, вентиляции, борьбы с пылью и др. Технологическое оборудование в очистных и проходческих забоях, на транспорте заводского изготовления и соответствует существующим стандартам.

Для управления горным производством на руднике «Бестобе» имеется соответствующий штат сотрудников, работа которых организована в АБК-1. Это одноэтажное здание с достаточным количеством помещений и площадей. Здание находится в удовлетворительном состоянии.

Общая численность трудящихся рудника «Бестобе» составляет 455 человека.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. «Требования промышленной безопасности при ведении работ подземным способом(с изменениями и дополнениями по состоянию на 18.02.2014 г.)».
2. «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов, ведущих взрывные работы (от 30 декабря 2015 года).
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий с подземным способом разработки (методические рекомендации) Согласованы приказом Комитета по государственному контролю за чрезвычайными ситуациями и промышленной безопасностью Республики Казахстан от « 4 » декабря 2008 года № 46.
4. «Указания по охране сооружений и окружающей среды от вредного влияния горных разработок месторождения Акбакай» Нурпеисова М. Б., Бердинова К. А. Алма-аты: КазНТУ. 2002. -33с.
5. Хаджиков Р. Горная механика – М. Недра 2002, 407 с.
6. Емельянов Б. Геомеханика. – Владивосток: ДВГУ 2006. - 90 с.
7. Дроздова Л. Стационарные машины – Владивосток: ДВГУ 2007. – 157с.
8. «Справочник по горному делу». Под редакцией В.А. Гребенюка, Я.С.Пыжьянова, И.Е.Ерофеева. Москва «Недра».1983 г.
9. А.А.Скочинский, В.Б.Комаров «Рудничная вентиляция» Москва Углетехиздат 1959 г.
10. Цой С, Цой Л.С. «Основы аэрологии горных предприятий» Алматы 2009 г.
11. Справочник «Рудничная вентиляция» Под редакцией профессора К.З.Ушакова Москва «Недра» 1988 г.
12. В.К.Шехурдин, В.И.Несмотряев, П.И.Федоренко «Горное дело» Москва «Недра» 2004 г.
13. «Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых». Министерство Москва «Недра». 2001г.
14. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М., 2001.
15. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы. М., 2003.