

Федеральное государственное автономное образовательное
Учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Кафедра «Горные машины и комплексы»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
_____ А.В. Гилёв
подпись инициалы, фамилия
« _____ » _____ 2016 г.

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ
150402.65 «Горные машины и оборудование»
код и наименование специальности

Эксплуатация Горных машин и оборудования при
разработке рудного месторождения в подземным способом в условиях
рудника «Таймырский ЗФ ОАО ГМК «Норильский никель».
тема

Пояснительная записка

Руководитель	_____	Доцент кафедры ГМиК	<u>В.Т.Чесноков</u>
	подпись, дата	должность, ученая степень	инициалы, фамилия
Выпускник	_____		<u>С.Г. Москвин</u>
	подпись, дата		инициалы, фамилия

Красноярск 2016

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	
1. ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ.....	
1.1 Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения.....	
1.1.1 Общие сведения.....	
1.1.2 Тектоника.....	
1.1.3 Гидрогеология.....	
1.1.4 Качественная характеристика и физико-механические свойства руд и вмещающих пород.....	
1.1.5 Газоносность пород.....	
1.1.6 Горнотехническая характеристика месторождения проектируемого предприятия согласно заданию.....	
1.2. Вскрытие и подготовка месторождения.....	
1.2.1 Земельный отвод.....	
1.2.2 Вариант вскрытия	
1.2.3 Выбор схемы подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов.....	
1.3. Выбор системы разработки.....	
1.4. Комплекс самоходного оборудования.....	
2. МЕХАНИЗАЦИЯ БУРОВЫХ И ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫХ РАБОТ.....	
2.1 Обоснование выбора способа отделения горной массы от массива.....	
2.2 Выбор и обоснование бурового оборудования	
2.2.1 Выбор бурового инструмента.....	
2.2.2 Расчёт количества буровых машин и выбор режима бурения.....	
2.2.2.1 Горнопроходческие работы.....	
2.2.2.2 Очистные работы.....	
2.2.2.3 Правила технической эксплуатации бурильных машин.....	
2.3 Обоснование и выбор оборудования для доставки, погрузки горной массы.....	
2.3.1 Проходческие работы.....	
2.3.2 Очистные работы.....	
2.4. Самоходное оборудование для вспомогательных работ.....	
2.5. Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования.....	

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Эксплуатация горных машин при разработке месторождения подземным способом в условиях рудника Таймырский Норильского ГМК	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		Москвин .С.Г.						
Провер.		Чесноков В.Т.						
Реценз.								
Н. Контр.		Чесноков В.Т.						
Утверд.		Гилёв А.В.			ЗГГ10-07			

3	ТРАНСПОРТ РУДНИКА.....
3.1	Обоснование выбора вида транспорта.....
3.1.1.	Приближенный расчет автомобильной откатки.....
3.1.2.	Приближенный расчет локомотивной откатки.....
3.1.3.	Приближённый расчет конвейерной откатки.....
3.1.4	Окончательный выбор вида транспорта.....
3.2.	Обоснование выбора типа вагонетки.....
3.3.	Обоснование выбора типа локомотива.....
3.4.	Расчетная часть.....
3.4.1.	Определение весовой нормы поезда и количества вагонеток. в составе.....
3.4.2.	Тяговый расчет.....
3.4.3.	Определение количества и производительности электровозов.....
3.4.4.	Определение сечения главных откаточных выработок.....
3.4.5.	Выбор специального оборудования рудничного транспорта.....
3.4.6.	Определение емкости грузовой и порожняковой ветвей околоствольного двора.....
3.4.7.	Определение количества вагонеток рудника.....
3.5.	Электрификация рудничного транспорта.....
3.5.1.	Расчет тяговой сети рудника.....
3.5.2.	Выбор тяговой подстанции.....
3.5.3.	Расход энергии электровоза на откатку горной массы.....
3.5.4.	Определение удельного расхода энергии.....
3.6.	Правила технической эксплуатации средств рудничного транспорта.....
4.	СТАЦИОНАРНЫЕ УСТАНОВКИ.....
4.1.	Выбор и расчет системы водоотлива рудника.....
4.2.	Выбор и расчет системы вентиляции рудника.....
4.2.1.	Расчет расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника.....
4.2.2.	Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха.....
4.2.3.	Расчет депрессии рудника.....
4.2.4.	Выбор вентилятора главного проветривания (ВГП).....
4.3	Выбор и расчет системы подъема рудника.....
4.3.1.	Выбор тоннажа скипа. Ориентировочная максимальная скорость подъема.....
4.3.2	Расчет канатов.....
4.3.3	Орган навивки.....
4.3.4	Приводной двигатель и редуктор.....
5.	ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ.....
5.1	Расчёт освещения откаточного горизонта.....
5.2	Расчёт освещённости камерных выработок.....
5.3.	Расчет подземной передвижной станции.....
5.4.	Расчет ГПП.....
5.5.	Расчет токов КЗ в высоковольтной сети.....

5.7.	Определение основных электрических показателей электрических сетей.....
6.	ТЕХНОЛОГИЯ РЕМОНТА.....
6.1	Ремонт буровой установки.....
6.2.	Ремонт погрузочно-доставочной машины.....
6.3	Ремонт рудничного транспорта.....
6.4	Расчет численности ремонтного персонала.....
6.4.1	Годовые суммарные трудозатраты.....
6.4.2.	Плановая численность производственных рабочих.....
6.4.3	Ориентировочный штат ремонтных рабочих.....
6.5.	Расчет станочного оборудования.....
6.6	Проектирование ремонтной базы.....
6.6.1	Расчет производственных площадей.....
6.6.2.	Выбор схемы ремонтной базы.....
6.6.3	Определение параметров пролета здания ремонтной базы.....
6.7.	Управление электромеханической службой рудника.....
7.	ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАЛОРИФЕРНОЙ УСТАНОВКИ В УСЛОВИЯХ РУДНИКА ТАЙМЫРСКИЙ.....
7.1	Описание существующей калориферной установки и подачи воздуха в ствол.....
7.2	Выбор воздухонагревателя.....
7.3	Расчет группы воздухонагревателей типа КСк4-10-02 ХЛЗ.....
7.4	Организация и технология монтажа блока калориферной установки КСк4-10-02 ХЛЗ.....
7.5.	Контроль качества.....
7.6	Техника безопасности при монтаже.....
7.7	Расчет технико-экономических показателей на монтаж блока калориферов КСк4-10-02 ХЛЗ и узла регулирования.....
8.	БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ
8.1	Общая характеристика предприятия
8.2	Безопасность жизнедеятельности в производственной среде.....
8.2.1	Анализ опасных и вредных производственных факторов.....
8.2.2	Организационные и технические мероприятия
8.2.3	Охрана труда, техника безопасности и промсанитария
8.2.4	Техника безопасности при работе подъемных сосудов
8.2.5	Противопожарная защита
8.2.6	Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения..
8.2.7	Контроль за развитием окислительных процессов на очистных работах, газовым составом, температурой и качеством шахтного воздуха в местах, опасных по самовозгоранию руд.....
8.2.8	Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ
8.2.9	Противопожарная защита мест ведения сварочных работ.....

8.2.10	Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования.....
8.2.11	Контроль за состоянием вентиляции на шахте
8.2.12	Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения
8.2.13	Защита электрических сетей от перегрузок и коротких замыканий
8.2.14	Связь, пожарная сигнализация и автоматизированная система контроля и управления
8.3	Охрана окружающей среды
8.3.1	Воздействия производства на окружающую среду
8.3.2	Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий производства
9	ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ
9.1	Организация управления производством и организацией труда.....
9.1.1	Организация управления и производственная структура.....
9.1.2	Режим работы предприятия.....
9.2	Расчёт капитальных затрат на строительство.....
9.3	Расчёт себестоимости добычи полезного ископаемого.....
9.3.1	Вспомогательные материалы.....
9.3.2	Электроэнергия
9.3.3	Основная заработная плата производственных рабочих
9.3.4	Амортизация
9.4	Цеховые расходы
9.5	Калькуляция себестоимости
	Заключение.....
	Список используемой литературы.....
	Приложение.....

ВВЕДЕНИЕ

На сегодняшний день темпы развития различного производства растут, и для поддержания прогрессирующей производительности необходимо также увеличивать поставки сырья.

Добыча сырья является первоочередной ступенью производства и в связи с этим, необходимо как можно тщательнее прорабатывать технологические и электромеханические возможности развития отрасли для достижения высоких качественных и количественных показателей производства, то есть иными словами перед проектировщиками стоит основная задача – найти и применить вариант, который позволит снизить себестоимость добычи сырья до удовлетворяющих значений, с использованием современных разработок и сохраняя высокие показатели в области безопасности и охраны труда.

Перед мной поставлена задача: для месторождения имеющего неповторимые горно-геологические условия, необходимо найти рациональный вариант его вскрытия и разработки, подобрать комплекс технологического оборудования и машин, произвести сравнительный анализ экономических показателей данного проекта и аналога, указать необходимые правила и нормы по безопасному ведению горных работ.

					ДП-150402.65-121017348	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Технология горных работ

1. Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения

1.1.1. Общие сведения

Октябрьское месторождение медно-никелевых руд в административном отношении относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. Ближайшими населёнными пунктами являются г.г. Талнах и Норильск, с которыми рудник «Таймырский» соединён железной и шоссейными дорогами. Связь с остальной территорией страны осуществляется по р. Енисей и Северному морскому пути, а также воздушным сообщением. Месторождение расположено на Талнахской промплощадке, где размещены производственные помещения и шахтные поля пяти подземных рудников, Талнахская обогатительная фабрика, теплоцентраль №2, карьер по добыче песчано-гравийной смеси, щебне-дробильная фабрика с карьером скального грунта. Рабочей силой в настоящее время обеспечен из г. Норильска и Талнаха.

Климат субарктический, континентальный. Среднегодовая температура - 8.3..-8.6°С. Для района характерна многолетняя мерзлота, распространённая неравномерно как по площади, так и по мощности. Годовое количество осадков составляет 500-600мм. Барометрическое давление подвержено сильным колебаниям от 721мм.рт.ст. до 750мм.рт.ст.

Снабжение электроэнергией осуществляется ТЭЦ-1 и ТЭЦ-2, Хантайской ГЭС, включенной в общую энергосистему комбината.

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположено Октябрьское месторождение, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы. Все медно-никелевые месторождения Талнахского рудного поля пространственно и генетически связаны с полнодифференцированными интрузивами базит-ультробазитового состава. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой части Хараелахской трапповой мульды, которая составляет асимметричную брахисинклинальную структуру субширотного направления.

Рудник «Таймырский» ведет отработку центральной части Октябрьского месторождения сульфидных медно-никелевых руд. В горный отвод рудника включены запасы восточной части Хараелахской основной и второй Северной залежей.

1.1.2. Тектоника

Главным структурным элементом Талнахского рудного поля является зона Норильско-Хараелахского разлома, которая представляет собой грабенноподобную структуру, проявившуюся серией сбросо-сдвиговых дислокаций. В зоне выделяют ряд субпаралельных швов с углами падения от 40 до 85°, из них наиболее крутым является восточное нарушение - Главный шов. Нарушения, расположенные к западу от Главного шва (система западных сбросов), имеют более пологие углы падения. Амплитуды смещений вдоль

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

тектонических зон колеблются от 50 до 400м. Зона разлома делит всю площадь на две части - Восточную и Западную. Для восточной наблюдается ограниченное количество сбросов, параллельных основной зоне разлома, для западной (Октябрьское месторождение)- интенсивная тектоническая нарушенность, широкое развитие пликативных и дизъюнктивных дислокаций.

Богатые руды Хараелахской основной залежи в шахтном поле рудника «Таймырский» в виде плитообразного тела длиной 1,8 км и шириной 0,75-0,9 км погружаются в восточном/северо-восточном направлении с глубины 1000 до 1750м. Мощность залежи изменяется от 1,0 до 44,1 м и составляет в среднем 20м. С запада, со стороны рудника «Октябрьский», залежь ограничена горным сбросом.

Вторая Северная залежь имеет сложную конфигурацию длиной 2,15 км. Ширина ее колеблется от 0,3 до 1,0 км. Средняя мощность 6-7 м, максимальная – 22,3 м. Глубина залегания – 1200 – 1400 м.

Угол падения залежи верхних блоков (запасы гор. –1050 и –1100 м) составляет 14-22°, нижних блоков (до гор. –1400 м) – 8-12°

Выше богатых руд залегают вкрапленные руды. Мощность вкрапленных руд достигает 40м. По площади вкрапленные руды повторяют границы рудоносного интрузива.

1.1.3 Гидрогеология

Мощность вечномёрзлых пород в районе работ рудника «Таймырский» составляет от 20 до 50м. Обводненность массива слабая, ожидаемый естественный водоприток в рудник 45-50 м³/ч. Из части пробуренных скважин и пройденных выработок отмечен водоприток с начальным дебитом 0.12-0.20м³/час, и уменьшением в последующем до 0.07м³/час.

Из части пробуренных скважин отмечен слабый струйный излив. Трещинные воды сильно минерализованные, гидро-карбонатно-натриевые, по агрессивности – слабо средне агрессивные. Виды агрессии – сульфатная, углекислая. Вода агрессивна по отношению к бетону и металлу.

1.1.4. Качественная характеристика и физико-механические свойства руд и вмещающих пород

Оруденение пространственно и генетически связано с центральной придонной частью Хараелахской ветви Талнахского рудоносного интрузива габбро-долеритов и представлены тремя промышленными типами:

- сплошные (богатые) сульфидные руды;
- вкрапленные руды и прожилково-вкрапленные в породах интрузии;
- вкрапленными и прожилково-вкрапленными в породах вмещающих интрузию, т.е. «медистые» руды.

Богатые сульфидные руды сложены двумя разновидностями: верхняя часть представлена собственно пирротиновыми рудами, нижняя часть залежи халькопирит-пирротиновыми. Сплошные руды образуют несколько пологопадающих линзо- и пластообразных залежей мощностью до 50 м. Они локализованы по нижнему контакту интрузии, реже в ее приподошвенной части или в подстилающих породах в непосредственной близости от интрузии. По преобладающему минералу различаются пирротиновые, халькопиритовые,

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

кубанитовые и борнитовые (с халькозином) руды, между собой они связаны переходными разностями.

Контакты сплошных руд с вмещающими породами обычно четкие, ровные, иногда весьма неровные с апофизами и прожилками. Прочность связи по контакту с метаморфизированными осадочными породами довольно значительна. Контакт с габбро-долеритами в отдельных случаях ослаблен хлоритовой прослойкой мощностью 3-10 м.

Вкрапленные руды и прожилково-вкрапленные в породах интрузии, представленные горизонтами пикритовых и такситовых, и троктолитовых габбро-долеритов (реже оливиновых и контактовых). Они образуют практически единый горизонт пластообразной формы мощностью до 90 м, который в плане перекрывает сплошные руды. Границы этих руд обычно нерезкие, неровные и выделяются по результатам опробования. Прочность связи по ним различна, поскольку границы вкрапленных руд нередко ослаблены участками весьма сильной трещиноватости или хлоритовой зоной. Между вкрапленными рудами и нижележащими «медистыми» или сплошными рудами иногда присутствует безрудный «прослой» мощностью от 1-2 м до 15-25 м.

Среднее значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протоdjяконова составляет:

для богатых руд	6-10 (60-100 МПа);
для медистых руд	6-16 (60-160 МПа);
для вкрапленных руд	5-14 (50-140 МПа).

Объемная плотность богатых руд 4-4,2 т/м³, медистых руд – 3,32 т/м³, вкрапленных – 3,05 т/м³.

Расчетные значения объемной плотности, принятые в плане горных работ на 2000 год:

руда балансовая богатая	- 4,2 т/м ³
руда «медистая»	- 3,2 т/м ³
руда вкрапленная	- 3,05 т/м ³
габбро-долериты безрудные	- 2,95 т/м ³
полевошпатовые породы кровли	- 2,95 т/м ³
породы кровли безрудные	- 2,75 т/м ³
закладочный бетон	- 1,7 т/м ³

1.1.5. Газоносность пород

С глубины 700 м руда и отдельные виды пород Октябрьского месторождения отнесены к удароопасным.

Все породы и руды в поле рудника являются газоносными, рудник отнесен к опасным по газу. Дебит газовыделения составляет 50 м³/сутки.

Наличие горючих газов (ориентировочный дебит 40 м³/сутки), связанных с угленосными отложениями тунгуской серии (интервал 20-350м) и грантолитовыми сланцами нижнего силура (глубина залегания около 2км), из которых газы могут мигрировать в вышележащую толщу.

Богатые руды в разрыхленном состоянии обладают высокой окислительной активностью, склонны к разогреву, слеживанию и самовозгоранию. Это обусловлено химической неустойчивостью

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

рудообразующих минералов: пирротина, кубанита, халькопирита, пентландита и др. в присутствии кислорода воздуха.

Влажность руды в естественном состоянии составляет 1-4%, в отбитом состоянии – до 7%.

Температура пород колеблется от 23 до 36°, увеличиваясь с глубиной.

В районе расположения рудника развита многолетняя мерзлота, мощность которой в гористой местности составляет 200-250 м, в равнинной – 40 м.

1.1.6. Горнотехническая характеристика месторождения, проектируемого согласно заданию

Нижняя граница оруднения $H_n=1400$ м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно $L=1000$ м, $B=950$ м; угол падения $\alpha=12^\circ$; мощность месторождения $m=20$ м.; объемная плотность руды $\gamma_p=4$ т/м³; объемная плотность породы $\gamma_n=2,9$ т/м³; крепость породы 10; годовая производительность проектируемого рудника $A=2,5$ млн.т.; месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами с углом сдвижения $\delta=75^\circ$.

1.2. Вскрытие и подготовка месторождения

1.2.1 Земельный отвод

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры X_1 , X_2 (рис. 1)

$$X_1 = H_n \cdot \operatorname{tg}(90 - \delta) = 1400 \cdot \operatorname{tg}(90 - 75) = 375 \text{ м.}; \quad (1.1)$$

$$H_B = H_n - (B \cdot \sin \alpha) - m = 1400 - (950 \cdot \sin 12) - 20 = 1182 \text{ м.}; \quad (1.2)$$

$$X_2 = H_B \cdot \operatorname{tg}(90 - \delta) = 1182 \cdot \operatorname{tg}(90 - 75) = 317 \text{ м.}; \quad (1.3)$$

где: H_n – нижняя точка оруденения, м.;

H_B – верхняя точка оруденения, м.;

m – мощность месторождения, м.;

δ - угол зоны сдвижения, град.;

α - угол падения, град

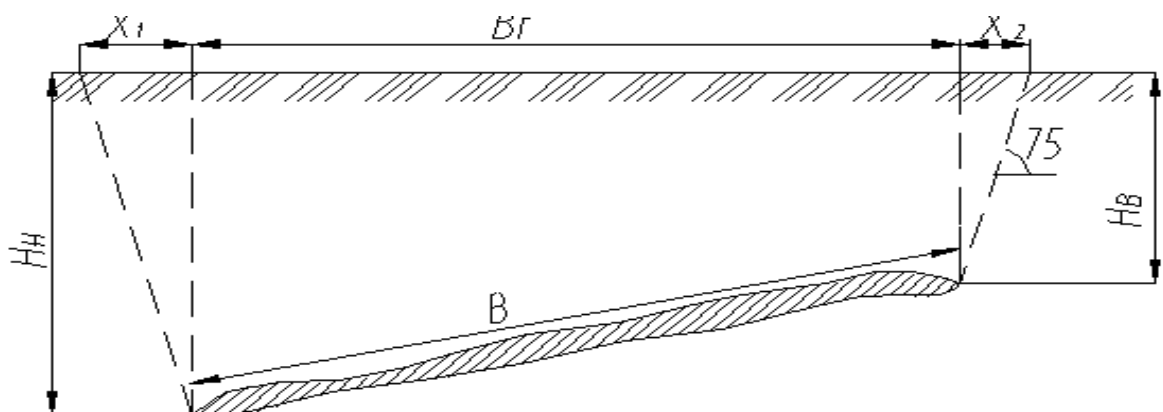


Рисунок 1 Схема залегания месторождения.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Площадь земельного отвода:

$$S=(X_1+B_r+X_2)\cdot(X_2+L+X_1)=(375+930+317)\cdot(317+1000+375)=2744427 \text{ м}^2=275 \text{ Га.}; \quad (1.4)$$

где: B_r – проекция линии падения на горизонтальную плоскость.

$$B_r = B \cdot \cos \alpha = 950 \cdot \cos 12 = 930 \text{ м.}; \quad (1.5)$$

1.2.2. Вариант вскрытия

В данном проекте принимается система вскрытия месторождения вертикальным скипо-клетьевым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простираения, вне зоны сдвижения горных пород (рис. 2).

Данный способ вскрытия предполагает проведения следующих вскрывающих выработок: скипо-клетьевого ствола, служащего для спуска и подъема людей, грузов, руды и породы; вскрывающих квершлагов; воздухо-подающего ствола, служащего для подачи воздуха и закладочной смеси, а также для спуска и подъема оборудования; вентиляционных стволов расположенных во флангах месторождения; капитального рудоспуска.

Высота первого этажа 80 метров, где верхняя граница - 1172м., нижняя граница - 1252м. Высота второго этажа 80 метров, где верхняя граница - 1252м., нижняя граница - 1332м. Высота третьего этажа 78 метров, где верхняя граница - 1332м., нижняя граница - 1410м.

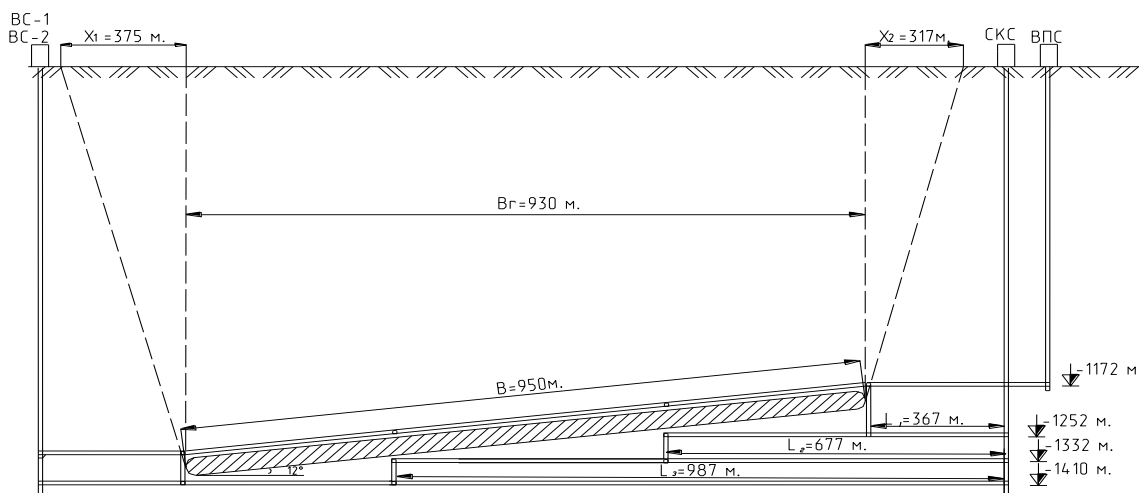


Рисунок 2 Вскрытие месторождения вертикальным скипо-клетьевым стволом в лежачем боку месторождения посередине линии простираения, вне зоны сдвижения горных пород.

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипо-клетьевого ствола:

$$H_{\text{скс}} = H_{\text{н}} + H_{\text{з}} = 1400 + 50 = 1450 \text{ м.}; \quad (1.6)$$

где: $H_{\text{н}}=1400$ – нижняя граница третьего этажа, м;

$H_{\text{з}}=50$ – глубина зумпфа, м.

									ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

Глубина воздухо-подающего ствола:

$$H_{вс} = H_6 + H_3 = 1172 + 15 = 1187 \text{ м.}; \quad (1.7)$$

где: $H_6=1172$ – верхняя точка оруденения, м;

$H_3=15$ – глубина зумпфа, м.

Общая длина вскрывающих квершлагов:

$$L_1 = X_2 + X_0 = 317 + 50 = 367 \text{ м.}; \quad (1.8)$$

$$L_2 = L_1 + \frac{B_2}{3} = 367 + \frac{930}{3} = 677 \text{ м.}; \quad (1.9)$$

$$L_3 = L_2 + \frac{B_r}{3} = 677 + \frac{930}{3} = 987 \text{ м.}; \quad (1.10)$$

$$\Sigma L_{КВ} = 2 \cdot (L_1 + L_2 + L_3) = 2 \cdot (367 + 677 + 987) = 4062 \text{ м} \quad (1.11)$$

где: X_0 – величина охранного целика, м. ($X_0=50$ м);

Глубина капитального рудоспуска: $H_p=198$ м.

1.2.3. Выбор схемы подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов

При разработке пологопадающего месторождения выбирается панельная схема подготовки откаточного и вентиляционного горизонтов.

Выработки откаточных горизонтов сечением $S=16 \text{ м}^2$ пройдены в подстилающих породах с минимальным расстоянием от почвы рудного тела 10 метров.

Проектируем панель длиной 310 метров по падению и шириной 100 метров по простиранию месторождения (рис. 3).

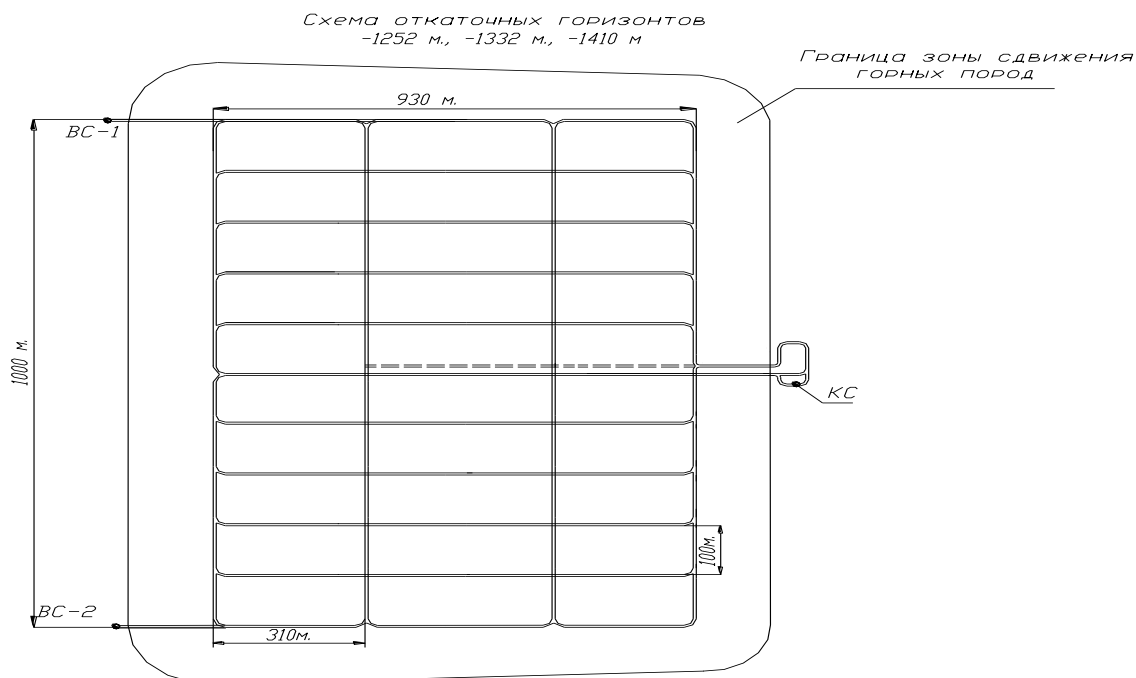


Рисунок 3 Панельная схема подготовки откаточных горизонтов.

Следовательно, на откаточных горизонтах подготавливаемого месторождения будут пройдены: на гор.-1252м- 2 откаточных штрека длиной 1000 метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров); на гор.-1332м- 2 откаточных штрека длиной 1000

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров); на гор.-1410м- 2 откаточных штрека длиной 1000 метров (всего 2000 метров) и 11 откаточных квершлагов длиной по 310 метров (всего 3410 метров). Сечение выработок вентиляционно-закладочного горизонта $S=14\text{м}^2$. Схема вентиляционно-закладочных горизонтов идентична схеме откаточных горизонтов. Суммарная длина всех подготовительных выработок составит $\sum L_n = 32460\text{м}$.

Линейный коэффициент подготовки откаточных и вентиляционно-закладочного горизонтов:

$$K_{Л} = \frac{\sum L_n}{B} \cdot 1000 = \frac{32460}{76 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 0,43 \text{ м}/1000\text{м}; \quad (1.12)$$

где: B – балансовые запасы месторождения, в тоннах.

$$B = m \cdot L \cdot V \cdot \gamma, \text{ млн.т.}; \quad (1.13)$$

$$B = m \cdot L \cdot V \cdot \gamma = 20 \cdot 1000 \cdot 950 \cdot 4 = 76 \text{ млн.т.}$$

где: L – длина месторождения по линии простирания, L=1000 м.;

V – длина месторождения по линии падения, V=950 м.;

γ – объемная плотность руды, $\gamma=4 \text{ т./м}^3$.

m – мощность месторождения, m=20м.

Объемный коэффициент подготовки:

$$K_V = \frac{\sum V_o + \sum V_{вз}}{B} \cdot 1000 = \frac{259680 + 227220}{76 \cdot 10^6} \cdot 1000 = 6,4 \text{ м}^3/1000\text{м}; \quad (1.14)$$

где: $\sum V_o$ – суммарный объем выработок откаточных горизонтов:

$$\sum V_o = \sum L_o \cdot S_o = 16230 \cdot 16 = 259680 \text{ м}^3; \quad (1.15)$$

$\sum V_{вз}$ – суммарный объем выработок вентиляционно-закладочного горизонта:

$$\sum V_{вз} = \sum L_{вз} \cdot S_{вз} = 16230 \cdot 14 = 227220 \text{ м}^3; \quad (1.16)$$

Таблица 1.1 Горно-капитальных затрат

Расчет выработок					
Наименование выработок	Количество	Длина, м	Объем, м	Стоимость погонного метра, руб.	Капитальные затраты, руб
Скипо-клетевой ствол (СКС)	1	1450		196800	285360000
Воздухо-подающий ствол (ВПС)	1	1187		152300	180780100
Вентиляционный ствол (ВС)	2	1450		112040	324916000
Капитальный вентиляционный штрек, гор.-1350		425		10000	4250000
Вентиляционно - закладочный квершлаг гор. -1172		417		10000	4170000

Продолжение таблицы 1.1

Вскрывающие квершлаг					
гор.-1252		367		10000	3670000
гор.-1332		677			6770000
гор.-1410		987			9870000
Вениляционн о - закладочный горизонт		16230		10000	162300000
Откаточные горизонты					
гор.-1252		5410		10000	9870000
гор.-1332		5410			9870000
гор.-1410		5410			9870000
Капитальный рудоспуск	1	198		11529	2282742
Выработки околоствольных дворов					
ОО	1		19200	10000	192000000
ОВС	3		8600		258000000
Копры					
СКС	1				21812000
ВПС	1				7790000
ВС	2				15580000
Эстакада	1				46740000
Итого					1555900842

1.3.Выбор системы разработки

При выборе системы разработки первоначально отбирают все системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях. Затем из этих систем по логическим соображениям отбирают конкурентоспособные, т.е. те системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям.

Поскольку цена руды добываемой на проектируемом руднике очень высока и различные ее потери неприемлемы, то два первых класса систем, из принятой классификации исключаем. Условия применения системы первого класса требуют оставления постоянных целиков. В системах второго класса наблюдаются большие потери руды из-за обрушения вмещающих пород. Остаётся класс систем с искусственным поддержанием выработанного пространства.

Системы входящие в этот класс разделяют на три группы:

- а) системы разработки с закладкой выработанного пространства;
- б) система разработки с креплением выработанного пространства;
- в) система разработки с креплением и последующим обрушением выработанного пространства.

Системы с креплением не удовлетворяет нас по следующим причинам, во-первых, низкая производительность труда, во вторых, большой расход крепежного материала (леса). Системы с последующим обрушением так же не удовлетворяет нас, т.к. в них к вышеперечисленным недостаткам добавляется еще один – поверхность не охраняема.

Окончательно принимаем систему с закладкой выработанного пространства. Наиболее подходящей к данным горно-геологическим условиям является слоевая система с комбинированной выемкой (рис. 4).

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоев
 закладкой выработанного пространства.
 М=1:500

Схема развития очистных работ
 в ленте
 В-В

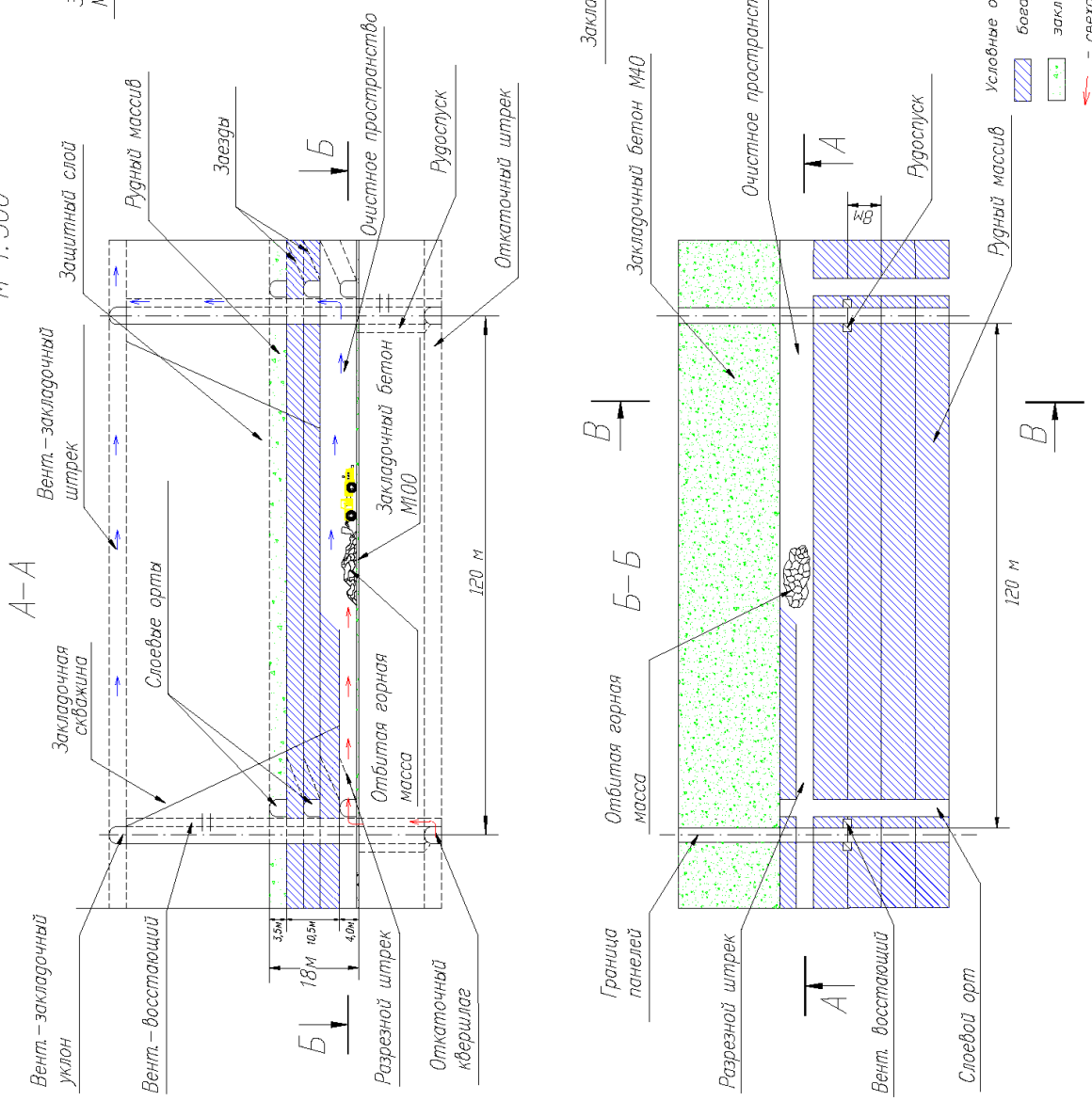


Рисунок – 1.4. Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

Лист

Сущность комбинированного порядка выемки слоев заключается в том, что верхний (защитный) слой формируется с опережением, а основную часть рудного тела в защищенной зоне обрабатывают слоями снизу вверх сплошным фронтом.

Комбинированный порядок выемки слоев применяется для обработки слабо и средне нарушенных руд.

Характерным отличием варианта системы является формирование защитного перекрытия в кровле богатых руд, с опережением по отношению к основным слоям для защиты призабойного рудного массива от повышенных напряжений и деформаций.

Подготовка и нарезка панели заключается в проходке следующих выработок: транспортных штреков, слоевых ортов, рудоспусков, вентиляционных восстающих, а в рудном теле – штреков перекрытия и разрезных штреков.

Запасы извлекают в следующем порядке:

Сначала для разгрузки района очистных работ от горного давления обрабатывают верхний слой с опережением 16-40м, а затем проходят разрезной штрек первого слоя по почве рудного тела $S=4 \times 4 \text{ м}^2$, с последующим расширением его в две стадии: 1 стадия до ширины 6м, высоты 4м; 2 стадия до ширины 8м, высоты 4м, а затем обрабатываются 1 и 2 слои. После полной отгрузки отбитой руды и зачистки почвы слоя, производится частичная его закладка твердеющей смесью, с оставлением недозаложенного пространства высотой 4м. Закладка выработанного пространства предусматривается твердеющими закладочными смесями марки М30 ангидрито-шлако-цементного состава (АШЦ).

Верхний слой закладочной смеси толщиной 0.5м, на который предусматривается заезд самоходного оборудования, а также подкровельный слой закладываются маркой М100. После того как закладка наберёт прочность 1–1,5 МПа, достаточную для передвижения по ней самоходного оборудования, начинается вторая стадия обработки основных слоёв. Вышележащий слой толщиной 3м. обуривается шпурами $\varnothing 42 \text{ мм}$. Рекомендуется применять врубовые схемы взрывания, отбойку слоя начинать от слоевого орта. В качестве ВВ используется гранулит АС-8. Заряжание шпуров осуществляется с помощью пневмозарядчика ЗП-5, взрывание электрическое. Для бурения шпуров применяются установки типа «Бумер 353Н» и «Бумер 282Н». Для отгрузки отбитой руды применяются ПДМ типа ST-8 и ST-5.

Недостатки системы: ограничения по горно-геологическим условиям, горные работы ведутся под обнаженной рудной консолью (требуется усиленный контроль за состоянием кровли).

Достоинства системы: относительная безопасность ведения горных работ.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 1.2. Расчет баланса блока

Виды работ и наименование выработок	Число выработок		Сечение, м ²		Длина, м		Объем, м ³	Погашено запасов	Количество вмещающих пород, Г т.	Коэффициент потерь, п%	Количественные потери, П т.	Разубоживание, р%	Количество примешанных вмещающих пород, в т.	Добыто рудной массы, Д т.	Доля погашенных запасов
	по руде	по породе	по руде	по породе	по руде	по породе									
Подготовительно-нарезные работы															
Слоевые орты	3	16	144	-	2304	9216	-	1,0	92,2	1,0	92,2	9216	2,2565		
Транспортные штреки	2	16	100	100	3200	12800	-	1,0	128,0	1,0	128,0	12800	3,1341		
Разрезные штреки	6	16	600		9600	38400	-	1,0	384,0	1,0	384,0	38400	9,4022		
Рудоспуск	2	4	40	60	400	1600	720,0	1,0	16,0	1,0	16,0	1600	0,3918		
Вентвосстающие	1	4	20	30	200	800	360,0	1,0	8,0	1,0	8,0	800	0,1959		
Итого:			904	190	15704	62816	1080		628,2		628,2	62816	15,38		
Очистные работы															
1 стадия расширения разрезных штреков	6	20	600	-	12000	48000	-	1,4	672,0	15,5	8681,5	56010	11,753		
2 стадия расширения	6	12	600		7200	28800		1,4	403,2	15,5	5208,8	33606	7,0516		
Отработка слоёв	24	28	2400	-	67200	268800	-	1,4	3763,2	15,5	48616,2	313653	65,815		
Итого по системе разработки:						408416		1,3	5466,6	13,5	63134,7	466084	100,0		

2. Горные машины и оборудование

Разнообразные и сложные горнотехнические условия разработки руд цветных металлов определяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

К факторам, влияющим на конструктивное выполнение и рабочие параметры машин, относятся:

- а) высокая крепость и абразивность руд;
- б) разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;
- в) жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);
- г) крутые повороты, ограниченные площади поперечного сечения выработок, плохая видимость, неровная и обводненная почва, наличие подъёмов и спусков, затрудняющих мобильность при перемещении и работе оборудования.

В этих условиях конструкция машин должна обеспечить:

- а) широкий диапазон рабочих параметров при относительно небольших размерах и массе, что желательно с точки зрения сокращения типоразмеров и унификации узлов;
- б) надежность в работе и удобство в обслуживании;
- в) автономность привода, что позволяет устранить сложные коммуникации и работы по их систематическому наращиванию;
- г) достаточно высокую мощность и производительность;
- д) безопасность эксплуатации;
- е) экономичность.

2.1. Выбор и обоснование способа отделения горной массы от массива

В настоящее время существует два наиболее эффективных способа отделения горной массы от массива горных пород:

- использование режущего инструмента, разрушающего весь забой или его часть;
- буровзрывной способ отделения горной массы.

К первому способу относится применение горных комбайнов различных типов. Проходческие комбайны применяют при проведении горных выработок по углю, руде и породе. Использование комбайна позволяет совместить во времени основные и наиболее трудоемкие операции, что в 2 – 2,5 раза повышает темпы проведения выработок и производительность труда.

Целесообразно применение проходческих комбайнов в породах с коэффициентом крепости $f \leq 8$.

Разрушение горных пород взрывом является основным способом отделения от массива скальной породы, ее дробления или перемещения. Эффективность буровзрывного способа подготовки объясняется специфическим характером выделения тепловой энергии при взрыве взрывчатого вещества и преобразованием ее в кинетическую энергию продуктов взрыва и энергию взрывной волны, которая распространяется со скоростью, превышающей или

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ				

равной скорости звука, благодаря чему в движение за короткое время вовлекаются большие объёмы среды. Поэтому взрывные работы остаются практически единственным средством разрушения больших объёмов горных пород, отличаются быстротой исполнения и относительно небольшими затратами, занимая в себестоимости добычи полезных ископаемых всего 12-20 %. При этом необходимо подчеркнуть, что повышение качества взрывной подготовки пород является одним из основных путей увеличения производительности погрузочного и транспортного оборудования.

При выборе способа отделения горной массы от массива, следует учитывать, что общая оценка буровзрывного способа базируется на трёх основных критериях: безопасности, экономичности и экологичности.

Подземные взрывные работы отличаются повышенной опасностью поражения людей, повреждения механизмов и сооружений от воздействия ударной воздушной волны, сейсмических колебаний, разлёта кусков породы, ядовитых газов и пр. Поэтому они должны выполняться в строгом соответствии с Едиными правилами безопасности при взрывных работах и быть экологически безопасными.

Экономичность буровзрывных работ достигается на основе глубоких знаний физико-технических свойств горных пород, теории их разрушения, теории взрыва и создания промышленных ВВ, теории детонации, способов и средств инициирования зарядов ВВ; процессов разрушающего, сейсмического и воздушного действия взрыва зарядов ВВ; методов управления энергией взрыва и ряда других сложных вопросов.

Так же следует учитывать, что трудоемкость подземных буровзрывных работ занимает 60 % общей трудоёмкости добычи. С увеличением крепости пород относительная трудоемкость буровзрывных и в первую очередь буровых работ возрастают.

Анализируя вышесказанное, с учетом горно-геологических и горно-технологических условий принимается буровзрывной способ отделения горной породы от массива.

2.2. Выбор и обоснование бурового оборудования

Выбор бурового оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей. Разнообразные и сложные горнотехнические условия разработки руд цветных металлов определяют применение различных по конструктивному выполнению и технологии систем разработки, а они, в свою очередь, определяют широту диапазона необходимых конструкций и типоразмеров машин.

Тип оборудования, зависящий от коэффициента крепости и способа бурения, выбираем из таблицы 2.1.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 2.1 - Выбор бурового оборудования по способу бурения.

Способ бурения	Коэффициент крепости пород	Тип оборудования
Ударный	2-20	Перфораторы: переносные телескопные, колонковые с независимым вращением бура; буровые каретки с бурильными машинами ударно-вращательного, вращательно-ударного действия
ударно-вращательный	2-20	погружные пневмударники
вращательно- ударный	2-16	буровые головки

*Ю.И. Михайлов, Л.И. Кантович «Горные машины и комплексы», Москва «Недра» 1975г.

При заданной производительности рудника, принимаем самоходное оборудование. Самоходные бурильные установки позволяют наиболее полно решать вопросы комплексной механизации буровых работ, исключить ручной труд и улучшить санитарно-гигиенические условия труда, и, кроме того, они частично механизуют и облегчают выполнение таких операций, как осмотр и крепление забоя, зарядание шпуров, оборка кровли и др.

Сравнивая технические характеристики однотипных установок: по числу бурильных машин, по мощности двигателя, скорости передвижения из забоя в забой, по ходовой части, по габаритам, производим предварительный выбор бурового оборудования.

Основными критериями выбора являются: соответствие горно-геологическим условиям, надёжность, безопасность при эксплуатации, трудоёмкость ремонта. Остальные критерии являются вспомогательными для наиболее эффективного использования.

Техническая характеристика некоторых бурильных установок применяемых в горной промышленности, приведена в таблице 2.2.

Таблица 2.2 - Технические характеристики буровых установок

	Бурильные установки				
	Для проходческих работ		Для очистных работ		
	УБШ – 312А	Boomer 282	УБШ – 532Д	Boomer M2 D	
Максимальные размеры забоя обуриваемого с одной установки, м:	высота	7	6,0	7,0	10,2
	ширина	5,5	8,7	8,5	12,0
Площадь обуриваемого забоя, м ²	9 – 35	12 – 48	15 - 60	10– 63	
Число бурильных машин	2	2	3	2	
Бурильная машина	ГБГ	Cop 1238HD	ГБГ	COP 1838	

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ			Лист

Продолжение таблицы 2.2

Податчик	Гидравлический	Гидравлический	Гидравлический	Гидравлический
Ход подачи, м	3,9	3 – 4,9	2,8	4
Ходовая часть	Пневмошинная	Пневмоколесная	Пневмоколесная	Пневмоколесная
Двигатель	Дизельный	Дизельный	Дизельный	Дизельный
Мощность двигателя, кВт	55	58	100	120
Скорость передвижения, км/ч	10	13	10	12
Преодолеваемый угол, град.	10	15	12	15
Внешний радиус поворота, м	5,8	5,7	8	6,6
Транспортные габариты, мм:				
длина	12000	11830	12100	13550
ширина	2000	1990	2500	2500
высота	2500	2300	2300	3000
Масса установки, т	15,5	17	22	23,5

*Горные машины и оборудование подземных разработок: учеб. пособие к практическим занятиям / А. В. Гилёв, В. Т. Чесноков, В. А. Карепов, Е. Г. Малиновский. – Красноярск : С.Ф.У. , 2014.
Каталог горно-шахтного оборудования компании ЗАО AtlasCopco 2012год.

2.2.1 Выбор бурового инструмента

При данной крепости отбойка производится буровзрывным способом. Так как породы вязкие монолитные обладают средней абразивностью, то целесообразно применять штыревые коронки. С рекомендациями, от энергии удара бурового молотка = 90 Дж. выбираем коронку с круглой резьбой для горнопроходческих работ КНШ 52-31К ГОСТ 17196-77, с энергией удара бурового молотка свыше 90 Дж. выбираем коронку с круглой резьбой для очистных работ КНШ 65-38К

Для перфораторов используют составные буры, стоящие из съемного хвостовика, штанги, соединительной муфты и буровой коронки. Для данных условий принимаем штангу компании Sandvik, изготовленную из круглой стали диаметром $d_{ш} = 31$ и 38мм и круглой веревочной резьбой. Длина штанг равна ходу подачи бурильной машины, т.е. 4м.

2.2.2 Расчет количества буровых машин и выбор режима бурения

2.2.2.1. Горнопроходческие работы

Техническая производительность Boomer 282, шпм/ч

На данной установке используется гидравлический перфоратор Cop 1238.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Технические характеристики гидравлического перфоратора Сор 1238:

- энергия удара – 88,26 Дж;
- частота ударов – 60 Гц;
- частота вращения шпинделя – 200 об/мин;
- крутящий момент – 1000 Нм;
- выходная мощность – 18 кВт;
- расход промывочной воды – 1,1 л/с;

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову):

$$w = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot f = 5 \cdot \left(\frac{88,26}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot 12 = 40,7. \quad (2.1)$$

где A_y - энергия удара поршня ударника, Дж; f - коэффициент крепости горных пород.

Число ударов за один оборот бура:

$$m = \frac{360}{w} = \frac{360}{40,7} = 8,8. \quad (2.2)$$

Рациональная частота ударов бурильной машины Гц:

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 \cdot f}{A_y^2} = 33,3 + \frac{5000 \cdot 12}{88,26^2} = 41. \quad (2.3)$$

Частота вращения бура s^{-1} :

$$n = \frac{60 \cdot n_y}{m} = \frac{60 \cdot 41}{8,6} = 286. \quad (2.4)$$

Крутящий момент на буре Н:

$$M = 500 - 25 \cdot f = 500 - 25 \cdot 12 = 200. \quad (2.5)$$

Техническая производительность Воомег 282, шпм/ч:

$$Q_{tex} = \frac{60}{t_{бур} + t_{вспом}} = \frac{60}{0,8 + 1,1} = 31 \quad (2.6)$$

где $t_{бур}$ - время бурения шпура длиной 1 м, мин;

$t_{вспом}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин;

$$t_{вспом} = t_{ман} + t_{ох} + t_K = 0,45 + 0,35 + 0,3 = 1,1. \quad (2.7)$$

где $t_{ман} = 0,45$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{ох} = 0,35$ мин - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпура;

$t_K = 0,3$ мин - время на замену коронок.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8. \quad (2.8)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;
 $K_o = 1$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;
 $V_{\text{мех}}$ - механическая скорость бурения, м/мин:

$$V_{\text{мех}} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.9)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале профессора Протоdjeяконова = 12.

Эксплуатационная сменная производительность *Boomer 282*, шпм/смену:

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t_{\text{пз}}^1 + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{сном}}} = \frac{420 - (10,5 + 39,9 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,1} = 216. \quad (2.10)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;
 $t_{\text{пз}} = 10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);
 $t_{\text{пз1}} = 39,9$ мин (9,5 % от 420 мин);
 $t_0 = 42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);
 $t_{\text{взр}} = 50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин)

Следует отметить, что производительность СБУ *Boomer-282* на проходке в значительной степени определяется количеством подготовленных к бурению забоев и расстоянием между ними.

Годовая эксплуатационная производительность установки *Boomer 282*, шпм/год:

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 216 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 174960. \quad (2.11)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;
 $n_p = 35$ - число ремонтных дней установки в году;
 $s = 3$ - число смен в сутки.

Учитывая, что длины откаточных горизонтов примерно равны за исключением длин главных откаточных выработок, принимаем за годовой объем проходческих работ – объем горной массы извлекаемый при строительстве одного откаточного горизонта, равный 86560 м³/год или 346240 т/год.

Для того что бы рассчитать рабочий парк бурового оборудования необходимо знать годовой объем буровых работ (шпм/год)

$$V_{\text{год}} = \frac{A_{\text{год.пр}}}{\lambda \cdot \gamma_{\text{п}}} = \frac{346240}{0,46 \cdot 2,9} = 259550 \quad (2.12)$$

где $A_{\text{год.пр}} = 346240$ т/год – годовой объем проходческих работ;
 $\lambda = 0,46$ – значение выхода руды с 1м шпура, м³/м;
 $\gamma_{\text{п}} = 2,9$ т/м³ – объемная плотность породы.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рабочий парк установок Воомег 282, ед

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{год}} \cdot K_p}{Q_{\text{экс}}} = \frac{259550 \cdot 1,15}{117450} = 2 \quad (2.13)$$

где $V_{\text{год}} = 259550$ – годовой объем бурения (шпм/год);
 $K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк установок Воомег 282, ед.

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{сп}}}{K_2} = \frac{3}{0,85} = 3 \quad (2.14)$$

где $K_2 = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Списочное количество буровых установок типа Воомег 282 составит:
 $N_{\text{сп}} = 3$ ед.

Техническая производительность УБШ-312А

На данной установке используется гидравлический перфоратор ГБГ типа Б106.07. 01.000

Технические характеристики гидравлического перфоратора ГБГ:

- энергия удара – 90 Дж;
- частота ударов – 41,7 Гц;
- частота вращения шпинделя – 5 с⁻¹;
- крутящий момент – 160 Нм;
- выходная мощность – 8,8 кВт;
- рабочее движение жидкости в гидроперфораторе – 10,8 МПа;
- расход рабочей жидкости гидроударником – 1,17 л/с;
- расход рабочей жидкости гидродвигателем вращателя – 1,25 л/с.

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову);

$$w = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot f = 5 \cdot \left(\frac{90}{10} + 1 \right) - 0,7 \cdot 12 = 41,6. \quad (2.15)$$

где A_y - энергия удара поршня ударника, Дж; f - коэффициент крепости горных пород.

Число ударов за один оборот бура:

$$m = \frac{360}{w} = \frac{360}{41,7} = 8,6 \quad (2.16)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рациональная частота ударов бурильной машины Гц:

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 \cdot f}{A_y^2} = 33,3 + \frac{5000 \cdot 12}{90^2} = 41 \quad (2.17)$$

Частота вращения бура, c^{-1} :

$$n = \frac{60 \cdot n_y}{m} = \frac{60 \cdot 41}{8,6} = 286 \quad (2.18)$$

Крутящий момент на буре, Н·м:

$$M = 500 - 25 \cdot f = 500 - 25 \cdot 12 = 200 \quad (2.19)$$

Техническая производительность УБШ-312А, шпм/ч

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{1,3 + 1,1} = 25 \quad (2.20)$$

где $t_{\text{бур}}$ - время бурения шпура длиной 1 м, мин

$t_{\text{вспом}}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,45 + 0,35 + 0,3 = 1,1 \quad (2.21)$$

где $t_{\text{ман}} = 0,25 \dots 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой; $t_{\text{ох}} = 0,25 \dots 0,5$ - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпура; $t_{\text{к}} = 0,3$ мин - время на замену коронок.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8 \quad (2.22)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_o = 1; 0,8; 0,7$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;

$V_{\text{мех}}$ - механическая скорость бурения, м/мин

$$V_{\text{мех}} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.23)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале профессора Протоdjeяконова = 12

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-312А, шпм/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{нз}} + t_{\text{нз}}^1 + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10,5 + 39,9 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,1} = 216. \quad (2.24)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;
 $t_{пз}=10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);
 $t_{пз1}=39,9$ мин (9,5 % от 420 мин);
 $t_o=42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);
 $t_{взр}=50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин)

Следует отметить, что производительность СБУ УБШ-312А на проходке в значительной степени определяется количеством подготовленных к бурению забоев и расстоянием между ними.

Годовая эксплуатационная производительность установки *Boomer 282*, шпм/год;

$$Q_{экс}^2 = Q_{экс} \cdot (H - n_p) \cdot s = 216 \cdot (305 - 35) \cdot 3 = 174960. \quad (2.25)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 35$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Учитывая что длины откаточных горизонтов примерно равны, за исключением длин главных откаточных выработок, принимаем за годовой объем проходческих работ – объем горной массы извлекаемый при строительстве одного откаточного горизонта, равный $86560 \text{ м}^3/\text{год}$ или 346240 т/год .

Для того что бы рассчитать рабочий парк бурового оборудования необходимо знать годовой объем буровых работ (шпм/год)

$$V_{год} = \frac{A_{год.пр}}{\lambda \cdot \gamma_p} = \frac{346240}{0,46 \cdot 2,9} = 259550 \quad (2.26)$$

где $A_{год.пр} = 346240 \text{ т/год}$ – годовой объем проходческих работ;

$\lambda = 0,46$ – значение выхода руды с 1м шпура;

$\gamma_p = 2,9 \text{ т/м}^3$ – объемная плотность породы.

Рабочий парк установок УБШ-312А, ед

$$N_{раб} = \frac{V_{год} \cdot K_p}{Q_{экс}^2} = \frac{259550 \cdot 1,15}{174960} = 2. \quad (2.27)$$

где $V_{год} = 259550$ – годовой объем бурения (шпм/год);

$K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк установок УБШ-312А, ед.

$$N_{инв} = \frac{N_{раб}}{K_r} = \frac{2}{0,85} = 3. \quad (2.28)$$

где $K_r = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

Списочное количество буровых установок типа УБШ-312А для горнопроходческих работ составит: $N_{сп} = 3$ ед.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2.2.2.2 Очистные работы

Техническая производительность Воомег М2 D, шпм/ч

На данной установке используется гидравлический перфоратор Сор 3038.

Технические характеристики гидравлического перфоратора Сор 3038:

- энергия удара – 147 Дж;
- частота ударов – 102 Гц;
- частота вращения шпинделя – 200 об/мин;
- крутящий момент – 1000 Нм;
- выходная мощность – 18 кВт;
- расход промывочной воды – 1,1 л/с;

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову):

$$w = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot f = 5 \cdot \left(\frac{147}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot 12 = 70. \quad (2.29)$$

где A_y - энергия удара поршня ударника, Дж; f - коэффициент крепости горных пород.

Число ударов за один оборот бура:

$$m = \frac{360}{w} = \frac{360}{70} = 5. \quad (2.30)$$

Рациональная частота ударов бурильной машины Гц:

$$n_y = 33.3 + \frac{5000 \cdot f}{A_y^2} = 33.3 + \frac{5000 \cdot 12}{147^2} = 36. \quad (2.31)$$

Частота вращения бура s^{-1} :

$$n = \frac{60 \cdot n_y}{m} = \frac{60 \cdot 36}{5} = 432. \quad (2.32)$$

Крутящий момент на буре Н:

$$M = 500 - 25 \cdot f = 500 - 25 \cdot 12 = 200. \quad (2.33)$$

Техническая производительность Воомег М2 D, шпм/ч

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{0,8 + 1,2} = 30. \quad (2.34)$$

где $t_{\text{бур}}$ - время бурения шпура длиной 1 м, мин

$t_{\text{вспом}}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,5 + 0,4 + 0,3 = 1,2 \quad (2.35)$$

где $t_{\text{ман}} = 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{\text{ох}} = 0,4$ мин - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпура;

$t_{\text{к}} = 0,3$ мин - время на замену коронок.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8. \quad (2.36)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_o = 1,0$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;

$V_{\text{мех}}$ - механическая скорость бурения, м/мин

$$V_{\text{мех}} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.37)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале профессора Протодьяконова = 12.

Эксплуатационная сменная производительность Boomer M2 D, шпм/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t_{\text{пз}}^1 + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10,5 + 41,3 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,2} = 216. \quad (2.38)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;

$t_{\text{пз}} = 10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);

$t_{\text{пз1}} = 41,3$ мин (9,5 % от 420 мин);

$t_0 = 42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);

$t_{\text{взр}} = 50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин)

Годовая эксплуатационная производительность установки Boomer M2 D, шпм/год;

$$Q_{\text{экс}}^2 = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 216 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 174960. \quad (2.39)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Для того, что бы рассчитать рабочий парк бурового оборудования необходимо знать годовой объем буровых работ (шпм/год)

$$V_{\text{год}} = \frac{A_{\text{год}}}{\lambda \cdot \gamma_n} = \frac{1358696}{0,95 \cdot 4} = 357551. \quad (2.40)$$

где $A_{\text{год}} = 1358696$ т/год – годовая производительность рудника;

$\lambda = 0,95$ – значение выхода руды с 1м шпура, м³/м;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$\gamma_{п} = 4 \text{ т/м}^3$ – объемная плотность породы.

Рабочий парк установок Boomer M2 D, ед.

$$N_{\text{раб}} = \frac{V_{\text{год}} \cdot K_p}{Q_{\text{экс}}} = \frac{657895 \cdot 1,15}{174960} = 4. \quad (2.41)$$

где $V_{\text{год}}$ – годовое количество бурения (шпм/год);

$K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк установок Boomer M2 D, ед.

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{раб}}}{K_r} = \frac{4}{0,8} = 5. \quad (2.42)$$

где $K_r = 0,8$ – коэффициент готовности машины.

Техническая производительность УБШ – 532Д

На данной установке используется гидравлический перфоратор ГБГ марки 501А-07.04.0140 .

Технические характеристики пневматического перфоратора ГБГ марки 501А-07.04.0140:

- энергия удара – 108 Дж;
- частота ударов – 250 Гц;
- расход воздуха куб. м / мин. – 13,6 ;
- давление сжатого воздуха – 0,5 Нм;
- расход промывочной воды – 15 л/с;

Угол поворота между ударами (по О. Д. Алимову и Л. Т. Дворникову):

$$w = 5 \cdot \left(\frac{A_y}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot f = 5 \cdot \left(\frac{108}{10} + 1 \right) - 0.7 \cdot 12 = 50,6. \quad (2.43)$$

где A_y - энергия удара поршня ударника, Дж; f - коэффициент крепости горных пород.

Число ударов за один оборот бура:

$$m = \frac{360}{w} = \frac{360}{38,4} = 9. \quad (2.44)$$

Рациональная частота ударов бурильной машины Гц:

$$n_y = 33,3 + \frac{5000 \cdot f}{A_y^2} = 33,3 + \frac{5000 \cdot 12}{108^2} = 38. \quad (2.45)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Частота вращения бура c^{-1} :

$$n = \frac{60 \cdot n_y}{m} = \frac{60 \cdot 38}{9} = 253. \quad (2.46)$$

Крутящий момент на буре H :

$$M = 500 - 25 \cdot f = 500 - 25 \cdot 12 = 200. \quad (2.47)$$

Техническая производительность УБШ – 532Д, шпм/ч

$$Q_{\text{мех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{0,8 + 1,2} = 30. \quad (2.48)$$

где $t_{\text{бур}}$ - время бурения шпура длиной 1 м, мин
 $t_{\text{вспом}}$ - вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 м, мин;

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,5 + 0,4 + 0,3 = 1,2 \quad (2.49)$$

где $t_{\text{ман}} = 0,5$ мин – время маневров машины, связанное с ее установкой и переустановкой;

$t_{\text{ох}} = 0,4$ мин - время обратного хода буровой машины отнесенное к 1 м шпура;

$t_{\text{к}} = 0,3$ мин - время на замену коронок.

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_o} = \frac{1}{0,8 \cdot 2 \cdot 0,8} = 0,8. \quad (2.50)$$

где $N = 2$ - число бурильных машин на установке;

$K_o = 1,0$ - коэффициент одновременной работы двух манипуляторов;

$V_{\text{мех}}$ - механическая скорость бурения, м/мин

$$V_{\text{мех}} = 100 \cdot (20 - f) = 100 \cdot (20 - 12) = 800 \text{ мм/мин} \quad (2.51)$$

где f = коэффициент крепости горной массы по шкале профессора Протоdjeяконова = 12.

Эксплуатационная сменная производительность УБШ – 532Д, шпм/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{нз}} + t_{\text{нз}}^1 + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10,5 + 41,3 + 42 + 50,4)}{0,8 + 1,2} = 216. \quad (2.52)$$

где $T = 420$ мин – продолжительность рабочей смены;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$t_{пз}=10,5$ мин – время общих подготовительных и заключительных операций за смену (2,5 % от 420 мин);
 $t_{пз1}=41,3$ мин (9,5 % от 420 мин);
 $t_0=42$ мин - время отдыха бурильщика (10 % от 420 мин);
 $t_{взр}=50,4$ мин - время на технологический перерыв, связанный с ведением взрывных работ (12 % от 420 мин)

Годовая эксплуатационная производительность установки УБШ – 532Д, шпм/год;

$$Q_{экс}^2 = Q_{экс} \cdot (H - n_p) \cdot s = 111 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 174960. \quad (2.53)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;
 $n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;
 $s = 3$ - число смен в сутки.

Для того, что бы рассчитать рабочий парк бурового оборудования необходимо знать годовой объем буровых работ (шпм/год)

$$V_{год} = \frac{A_{год}}{\lambda \cdot \gamma_n} = \frac{1358696}{0,95 \cdot 4} = 357551. \quad (2.54)$$

где $A_{год} = 1358696$ т/год – годовая производительность рудника;
 $\lambda = 0,95$ – значение выхода руды с 1м шпура, м³/м;
 $\gamma_n = 4$ т/м³ – объемная плотность породы.

Рабочий парк установок УБШ – 532Д, ед.

$$N_{раб} = \frac{V_{год} \cdot K_p}{Q_{экс}^2} = \frac{657895 \cdot 1,15}{174960} = 4. \quad (2.55)$$

где $V_{год}$ – годовой объем бурения (шпм/год);
 $K_p = 1,15$ - коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк установок УБШ – 532Д, ед.

$$N_{инв} = \frac{N_{раб}}{K_r} = \frac{4}{0,8} = 5. \quad (2.56)$$

где $K_r = 0,8$ – коэффициент готовности машины.

Исходя из опыта предприятия и сравнив все представленные варианты, предварительно принимаем машину Boomer 282 производства шведкой компании Atlas Copco для проходческих работ, для очистных работ принимаем Boomer M2 D. Машины фирмы Atlas Copco отвечают всем заявленным нами требованиям, они надёжны и сравнительно не дороги. При выборе конкретной

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

машины за критерии оценки были выбраны размеры, масса экологичность и производительность.

Принимаем, для очистных работ на слое буровые машины Boomer M2 D, на горнопроходческих работах принимаем Boomer 282.

Общий парк буровых установок составит 8 ед.

2.2.2.3 Правила технической эксплуатации бурильных машин

Во время эксплуатации бурильных машин обязательно выполнение ежесменного обслуживания, регулярного технического обслуживания, текущих и капитальных ремонтов.

Ежесменное обслуживание включает смену воды в жидкостном нейтрализаторе, проверку уровня и долив масла; смазку отдельных узлов. В ежедневное обслуживание, выполняемое в межсменное время, входит заправка машины топливом, водой, маслом; очистка воздушных фильтров, проверка состояния шин.

Основные требования по эксплуатации и меры безопасности при использовании пневматических перфораторов. Основное требование по эксплуатации ударно-поворотных бурильных машин соответствие типа бурильной машины крепости горных пород. В процессе эксплуатации во избежание отказов в работе и для увеличения сроков службы машин их в соответствии с указаниями заводской инструкции необходимо своевременно промывать и смазывать. Разбирать перфоратор необходимо в шахтной мастерской не реже одного раза в месяц.

Перед присоединением перфоратора к сети со сжатым воздухом воздухоподводящий рукав необходимо продуть сжатым воздухом для освобождения его от механических частиц и влаги. Во время бурения ось перфоратора должна совпадать с осью шпура. Несоблюдение этого правила может привести к поломке хвостовика бура и преждевременному износу поворотной муфты.

При забурировании шпура нельзя поддерживать вращающийся бур непосредственно руками, застрявшие буры необходимо извлекать из шпура специальными ключами.

Отсоединять от перфоратора воздухоподводящий рукав можно только после перекрытия воздухопровода.

Все соединения воздухоподводящего рукава должны быть надежными, исключать срыв и возможное вследствие этого травмирование обслуживающего персонала. Работать на перфораторе разрешается при использовании средств защиты от шума, вибрации и пыли.

2.3 Обоснование и выбор оборудования для доставки погрузки горной массы

Основные преимущества доставки руды самоходным оборудованием: высокая производительность, мобильность, исключаются вспомогательные работы по переносу, монтажу и демонтажу даже при непостоянстве рабочих мест, универсальность (одни и те же машины используются на очистных и подготовительных работах).

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Основные недостатки: высокая стоимость оборудования и запасных частей; сравнительно малый срок службы дизельных машин (3-6 лет); длительные ремонты; расход воздуха на проветривание при дизельном оборудовании может возрастать до 1,5-2 раза, что не только увеличивает расход энергии, но и требует строительства дополнительных вентиляционных стволов на крупных шахтах; увеличенное (12 м² и более) сечение выработок для движения и работы мощных машин, сложность обслуживания и ремонта машин, особенно дизельных, требует высокой квалификации рабочих.

Тем не менее, отечественной и зарубежной практикой установлено, что при взрывной отбойке достоинства самоходного оборудования настолько существенны, что на сегодня его можно считать лучшим из имеющихся средств механизации доставки руды в подходящих для его использования горнотехнических условиях.

Распространение получили в основном следующие машины или комплексы:

- погрузочно-доставочные машины;
- погрузочные (или погрузочно-доставочные, используемые как погрузчики) машины в комплексе с автосамосвалами;
- экскаваторы в комплексе с автосамосвалами, а также с бульдозерами или легкими погрузочно-доставочными машинами для зачистки дорог и почвы очистных камер;
- бульдозеры;
- самоходные скреперные машины;
- самоходные вагоны в комплексе с погрузочными машинами или комбайном и бункер - перегружателем.

Выбор оптимального варианта доставки руды определяется техническим расчетом и представлен ниже.

Для условий проектируемого рудника предварительно принимаются погрузочно-доставочные машины. Данные машины предназначены для погрузки и транспортирования отбитой горной массы, погрузки её в рудоспуски (транспортные средства), а также выполнения работ по зачистке и устройству дорог, доставке оборудования и материалов.

Особенностями современных мощных машин данного типа являются универсальность (возможность выполнения нескольких основных и вспомогательных функций), пневмошинный ход и дизельный привод.

Широкое применение в погрузочно-доставочных машинах получил дизельный привод. Машины с ДВС обладают большой мощностью, экономичностью, просты по конструкции, обеспечивают легкость управления и плавность регулировки скоростей в широком диапазоне. Дизельный привод хорошо приспособлен для работы в условиях изменяющихся нагрузок. Основное преимущество данного привода перед электрическим - независимость от источника электроэнергии. Большими недостатками транспортировки полезного ископаемого машинами с ДВС являются, во-первых, образование токсичных газов при сгорании топлива, требующее специальных мер по нейтрализации и обезвреживанию, и, во-вторых, необходимость организации подземных заправочных пунктов, а в отдельных случаях устройства подземных складов горюче-смазочных материалов и ремонтных мастерских.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Модели машин, снабженные электродвигателями, питаются от кабельной сети кабелем, намотанным на барабане от троллея или в их комбинации. В связи с этим, снижается манёвренность машин, безопасность обслуживающего персонала, и, как следствие, производительность.

Пневматический привод питается через шланг, что снижает скорость машин, он имеет невысокий КПД и используется лишь для машин легкого класса с небольшим радиусом действия.

Сравнивая технические характеристики однотипных машин, производим выбор погрузочно-доставочного оборудования.

Таблица 2.3 Технические характеристики ПДМ

Показатели	Погрузочно-доставочная машина			
	ПД – 5	ПД – 8	ST – 3,5	ST – 1030
Грузоподъемность, т	5	8	6	10
Объем ковша, м ³	1,5-2,5	3; 4; 4.5	1,9-3,4	5
Скорость передвижения, км/ч	5-10	5-10	5-10	5-10
Мощность двигателя, л/с	150	200	185	250
Размеры, мм:				
длина	7500	9600	8849	9745
ширина	1900	2500	1960	2489
высота	2240	2500	2250	2355
Масса, т.	16	22	17,5	26.5

*Горные машины и оборудование подземных разработок: учеб. пособие к практическим занятиям / А. В. Гилёв, В. Т. Чесноков, В. А. Карепов, Е. Г. Малиновский. – Красноярск : С.Ф.У. , 2014.
Каталог горно-шахтного оборудования компании ЗАО AtlasCopco 2012год.

2.3.1 Производим сравнение, расчет количества и производительности ковшовых ПДМ

2.3.2 Проходческие работы

2.3.2.1 Техническая производительность ПД-5

Вместимость ковша машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности 2,9 т/м³ и размеру кондиционного куска руды (600...800 мм), м³:

$$E = Q / \gamma \cdot K_3 = 7,25 / 2,9 \cdot 0,95 = 2,6. \quad (57)$$

где $\gamma = 2,9 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;
 $K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке;
 Q - расчетная масса груза, т;

$$Q = E_{\text{пд}} \cdot \gamma = 2,5 \cdot 2,9 = 4,35. \quad (58)$$

где $E_{\text{пд}} = 1,5$ и $2,5 \text{ м}^3$ – паспортные вместимости сменного и основного ковшей ПД-5.

При плотности горной массы $2,9 \text{ т/м}^3$ к работе допускаются машины с основным ковшом $1,5 \text{ м}^3$. Увеличение вместимости ковша на 5-10 % и превышение нагрузки до 5 % находятся в пределах допустимого.

Определяем конструктивную, ориентировочную массу машины для грузонесущего ковша, т:

$$M_T = 4 \cdot Q^{0.77} = 4 \cdot 5^{0.77} = 13,8 \quad (2.59)$$

Где Q – объём ковша, $2,5 \text{ м}^3$.

Определяем усилие внедрения:

$$P_{вн} = K_r \cdot K_b \cdot L_{вн}^{1,25} \cdot B_k \cdot K_{ш} \cdot K_{ф} \quad (2.60)$$

где $K_r = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;

$K_b = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;

$K_{г.м.} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты горной массы;

$K_{ф} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;

$L_{вн}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см;

B_k – ширина ковша принимается равной длине ковша;

$$L_{вн} = (0,7 - 0,8) \cdot L_k = L_{вн} = 0,7 \cdot 190 = 133. \quad (2.61)$$

где $L_k = 190$ длина днища ковша, см

Усилие внедрения ковша, кг/с

$$P_{вн} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 133^{1,25} \cdot 190 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 46340.$$

Определяем удельную энерговооруженность, кВт/т

$$Q_N = 27,2 \cdot Q^{0,18} = 27,2 \cdot 5^{0,18} = 38. \quad (2.62)$$

Определяем сцепной вес, приходящийся на приводные колёса, кН

$$G_c = n \cdot \frac{P_{вн}}{\psi} = 1,1 \cdot \frac{456449}{0,7 \cdot 10^3} = 717. \quad (2.63)$$

, где $n = 1,1-1,15$ коэффициент запаса;

$\psi = 0,7$ коэффициент сцепления колёс с почвой;

Определяем силу тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G_r = Q \times 9,81 = 16000 \times 9,81 = 156960. \quad (2.64)$$

Зная полученное усилие внедрения сравниваем с тем, которое может реализовать ходовая часть, Н

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$F_c = G_c \cdot \psi = 717000 \cdot 0,7 = 501900. \quad (2.65)$$

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Потребная мощность двигателя машины для погрузочного режима, кВт на подъём

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{20,35 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^0 + 0,15 \cdot \cos 5^0 + \sin 5^0 + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 42. \quad (66)$$

на спуск

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{20,35 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^0 + 0,15 \cdot \cos 5^0 - \sin 5^0 - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 61. \quad (67)$$

Потребная мощность двигателя машины для транспортного режима, кВт на подъём

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{20,35 \cdot 10^4 \cdot 5}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^0 + \sin 5^0 + (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 30 \quad (68)$$

на спуск

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{20,35 \cdot 10^4 \cdot 10}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^0 - \sin 5^0 - (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 56. \quad (69)$$

где $K_u = 0,1 \dots 0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$a = 0,4 \dots 3$ м/с² – ускорение (замедление) машины;

$\alpha = \pm 5^0$ – уклон подъёма (спуска) трассы;

$\psi = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент сцепления колес машины с рудничной дорогой;

$f = 0,15$ – коэффициент трения;

G – сила тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G = 10^4 \cdot (Q + Q_{пл}) = 10^4 \cdot (4,35 + 16) = 20,35 \cdot 10^4 \quad (70)$$

$\eta = 0,68 \dots 0,72$ – КПД гидромеханической трансмиссии;

$V = 5-10$ км/ч – скорость движения машины по выработкам.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Вышеприведенные расчеты потребных мощностей показывают пригодность принятых машин ПД-5.

Эксплуатационная сменная производительность ПД-5, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_z}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 2,5 \cdot 7 \cdot 2,9 \cdot 0,95}{14 + 471 + 20} = 374. \quad (2.71)$$

где $E = 2,5 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;
 $T = 7 \text{ ч}$ – продолжительность работы машины в течение смены;
 $\gamma = 2,9$ – объемная плотность породы;
 $t_{\text{разгр}} = 10 \dots 20 \text{ сек}$;
 $t_{\text{погр}}$ – время погрузки, сек.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 = 14. \quad (2.72)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла черпания ковша, сек;
 $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;
 $K_{\text{ман}}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;
 $K_{\text{рем}}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое;
 $t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, сек;

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,310 \cdot (1/5 + 1/8) \cdot 1,3 = 471. \quad (2.73)$$

где $L = 0,310 \text{ км}$ – длина откатки руды;
 $V_{\text{гр}} = 5 \text{ км/ч}$ – скорость машины в грузовом направлении;
 $V_{\text{пор}} = 8 \text{ км/ч}$ – скорость машины в порожняковом направлении;
 $K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность ПД-5, т/год:

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_{\text{р}}) \cdot s = 471 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 367380. \quad (2.74)$$

где $H = 305$ – количество рабочих дней машины в году;
 $n_{\text{р}} = 45$ – число ремонтных дней установки в году;
 $s = 3$ – число смен в сутки.

Списочный парк машин ПД-5, ед:

$$N_{\text{спис}} = \frac{A_{\text{г.пр}} \cdot K_{\text{р}}}{Q_{\text{экс}}^{\text{г}}} = \frac{346240 \cdot 1,15}{367380} = 1. \quad (2.75)$$

где $K_{\text{р}} = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте;
 $A_{\text{г.пр}} = 346240 \text{ т/год}$ – годовой объем проходческих работ.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

С учетом работ по зачистки и отсыпки транспортных выработок и уклонов, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем требуемое количество ПДМ ПД – 5, ед:

$$N_{\text{снис}} = 1 \cdot 1,2 = 2.$$

Инвентарный парк машин ПД – 5, ед:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{снис}}}{K_2} = \frac{2}{0,85} = 3. \quad (2.76)$$

где $K_2 = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

2.3.2.2 Техническая производительность ST – 3,5

Вместимость ковша машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности $2,9 \text{ т/м}^3$ и размеру кондиционного куска руды (600...800 мм), м^3 :

$$E = Q / \gamma \cdot K_3 = 9,86 / 2,9 \cdot 0,95 = 3,5. \quad (2.77)$$

где $\gamma = 2,9 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;

$K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке;

Q - расчетная масса груза, т;

$$Q = E_{\text{пд}} \cdot \gamma = 3,4 \cdot 2,9 = 9,86. \quad (2.78)$$

где $E_{\text{пд}} = 1,9$ и $3,4 \text{ м}^3$ – паспортные вместимости сменного и основного ковшей ST –3,5R.

При плотности горной массы $2,9 \text{ т/м}^3$ к работе допускаются машины с основным ковшом $1,5 \text{ м}^3$. Увеличение вместимости ковша на 5-10 % и превышение нагрузки до 5 % находятся в пределах допустимого.

Определяем конструктивную, ориентировочную массу машины для грузонесущего ковша, т:

$$M_T = 4 \cdot Q^{0,77} = 4 \cdot 6^{0,77} = 15,8 \quad (2.79)$$

где Q – объём ковша, $3,4 \text{ м}^3$.

Определяем усилие внедрения:

$$P_{\text{вн}} = K_Г \cdot K_В \cdot L_{\text{вн}}^{1,25} \cdot B_К \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ф}} \quad (2.80)$$

где $K_Г = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;

$K_В = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;

$K_{Г.М.} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты горной массы;

$K_{\text{ф}} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;

$L_{\text{вн}}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

B_k - ширина ковша принимается равной длине ковша;

$$L_{вн} = (0,7 - 0,8) \cdot L_k = 0,7 \cdot 196 = 137. \quad (2.81)$$

где $L_k = 196$ длина днища ковша, см
Усилие внедрения ковша, кг/с

$$P_{вн} = 1.5 \cdot 0.2 \cdot 137^{1,25} \cdot 196 \cdot 1.2 \cdot 1.5 = 49607.$$

Определяем удельную энерговооруженность, кВт/т

$$Q_N = 27.2 \cdot Q^{0.18} = 27,2 \cdot 6^{0.18} = 37. \quad (2.82)$$

Определяем сцепной вес, приходящийся на приводные колёса, кН

$$G_c = n \cdot \frac{P_{вн}}{\psi} = 1,1 \cdot \frac{49607}{0,7 \cdot 10^3} = 708. \quad (2.83)$$

, где $n=1,1$ -1,15 коэффициент запаса;
 $\psi=0,7$ коэффициент сцепления колёс с почвой;

Определяем силу тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G_r = Q \cdot 9,81 = 17500 \cdot 9,81 = 171675. \quad (2.84)$$

Зная полученное усилие внедрения сравниваем с тем, которое может реализовать ходовая часть, Н

$$F_c = G_c \cdot \psi = 708000 \cdot 0,7 = 495600. \quad (2.85)$$

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Потребная мощность двигателя машины для погрузочного режима, кВт на подъём

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{27,36 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^0 + 0,15 \cdot \cos 5^0 + \sin 5^0 + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 64. \quad (2.86)$$

на спуск

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{27,36 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^0 + 0,15 \cdot \cos 5^0 - \sin 5^0 - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 41. \quad (2.87)$$

Потребная мощность двигателя машины для транспортного режима, кВт на подъём

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{27,36 \cdot 10^4 \cdot 5}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^\circ + \sin 5^\circ + (1+0,2) \cdot 0,3] = 27 \quad (2.80)$$

на спуск

$$N_{дв} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{27,36 \cdot 10^4 \cdot 10}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^\circ - \sin 5^\circ - (1+0,2) \cdot 0,3] = 50. \quad (2.81)$$

где $K_u = 0,1 \dots 0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$a = 0,4 \dots 3 \text{ м/с}^2$ – ускорение (замедление) машины;

$\alpha = \pm 5^\circ$ – уклон подъёма (спуска) трассы;

$\Psi = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент сцепления колес машины с рудничной дорогой;

$f = 0,15$ – коэффициент трения;

G – сила тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G = 10^4 \cdot (Q + Q_{пд}) = 10^4 \cdot (9,86 + 17,5) = 27,36 \cdot 10^4 \quad (2.82)$$

$\eta = 0,68 \dots 0,72$ – КПД гидромеханической трансмиссии;

$V = 5-10 \text{ км/ч}$ – скорость движения машины по выработкам.

Вышеприведенные расчеты потребных мощностей показывают пригодность принятых машин ST – 3,5.

Эксплуатационная сменная производительность ST – 3,5, т/смену:

$$Q_{экс} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_z}{t_{погр} + t_{движ} + t_{разг}} = \frac{3600 \cdot 3,4 \cdot 7 \cdot 2,9 \cdot 0,95}{14 + 471 + 15} = 460. \quad (2.83)$$

где $E = 3,4 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ – продолжительность работы машины в течение смены;

$\gamma = 2,9$ – объемная плотность породы;

$t_{разг} = 10 \dots 20 \text{ с}$;

$t_{погр}$ – время погрузки, с.

$$t_{погр} = t_{ц} \cdot K_n \cdot K_{ман} \cdot K_{рем} = 8 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1,1 = 14. \quad (2.84)$$

где $t_{ц}$ – время цикла черпания ковша, сек;

K_n – коэффициент наполнения ковша;

$K_{ман}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ					

$K_{рем}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое;
 $t_{движ}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно,
 сек;

$$t_{движ} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{гр} + 1/V_{пор}) \cdot K_{дв} = 3600 \cdot 0,310 \cdot (1/5 + 1/8) \cdot 1,3 = 471. \quad (2.85)$$

где $L = 0,310$ км – длина откатки руды;

$V_{гр} = 5$ км/ч – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{пор} = 8$ км/ч – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{дв} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность $ST - 5R$, т/год

$$Q_{экс}^2 = Q_{экс} \cdot (H - n_p) \cdot s = 460 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 358800. \quad (2.86)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Списочный парк машин $ST - 3,5$, ед

$$N_{спис} = \frac{A_{г.пр} \cdot K_p}{Q_{экс.}^Г} = \frac{346240 \cdot 1,15}{358800} = 1. \quad (2.87)$$

где $K_p = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте;

$A_{г.пр} = 346240$ т/год – годовой объем проходческих работ.

С учетом работ по зачистки и отсыпки транспортных выработок и уклонов, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем потребное количество ПДМ $ST - 3,5$, ед.

$$N_{спис} = 1 \cdot 1,2 = 2.$$

Инвентарный парк машин $ST - 5R$, ед

$$N_{инв} = \frac{N_{спис}}{K_r} = \frac{2}{0,85} = 3. \quad (2.88)$$

где $K_r = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

2.3.3 Очистные работы

2.3.3.1 Техническая производительность ПД-8

Вместимость ковша машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности 4 т/м^3 и размеру кондиционного куска руды ($600 \dots 800$ мм), м^3 :

$$E = Q / \gamma \cdot K_3 = 18 / 4 \cdot 0,95 = 4,7. \quad (2.89)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $\gamma = 2,9 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;
 $K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке;
 Q – расчетная масса груза, т;

$$Q = E_{\text{пд}} \cdot \gamma = 4,5 \cdot 4 = 18. \quad (2.90)$$

где $E_{\text{пд}} = 3, 4, \text{ и } 4,5 \text{ м}^3$ – паспортные вместимости сменного и основного ковшей ПД-8.

При плотности горной массы 4 т/м^3 к работе допускаются машины с основным ковшом $1,5 \text{ м}^3$. Увеличение вместимости ковша на 5-10 % и превышение нагрузки до 5 % находятся в пределах допустимого.

Определяем конструктивную, ориентировочную массу машины для грузонесущего ковша, т:

$$M_T = 4 \cdot Q^{0.77} = 4 \cdot 8^{0.77} = 19,8 \quad (2.91)$$

где Q – объём ковша, $4,5 \text{ м}^3$.

Определяем усилие внедрения:

$$P_{\text{вн}} = K_{\Gamma} \cdot K_{\text{в}} \cdot L_{\text{вн}}^{1,25} \cdot B_{\text{к}} \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ф}} \quad (2.92)$$

где $K_{\Gamma} = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;
 $K_{\text{в}} = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;
 $K_{\Gamma.м.} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты горной массы;
 $K_{\text{ф}} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;
 $L_{\text{вн}}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см;
 $B_{\text{к}}$ – ширина ковша принимается равной длине ковша;

$$L_{\text{вн}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{к}} = L_{\text{вн}} = 0,7 \cdot 250 = 175. \quad (2.93)$$

где $L_{\text{к}} = 250$ длина днища ковша, см

Усилие внедрения ковша, кг/с

$$P_{\text{вн}} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 175^{1,25} \cdot 250 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 85927.$$

Определяем удельную энерговооруженность, кВт/т

$$Q_N = 27,2 \cdot Q^{0,18} = 27,2 \cdot 8^{0,18} = 39. \quad (2.94)$$

Определяем сцепной вес, приходящийся на приводные колёса, кН

$$G_c = n \cdot \frac{P_{\text{вн}}}{\psi} = 1,1 \cdot \frac{842084}{0,7 \cdot 10^3} = 1202. \quad (2.95)$$

где $n = 1,1-1,15$ коэффициент запаса;

$\psi = 0,7$ коэффициент сцепления колёс с почвой;

						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ	

Определяем силу тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G_{\Gamma} = Q \times 9,81 = 22000 \times 9,81 = 215820. \quad (2.96)$$

Зная полученное усилие внедрения сравниваем с тем, которое может реализовать ходовая часть, Н

$$F_c = G_c \cdot \psi = 1202000 \cdot 0,7 = 841400. \quad (2.97)$$

Выборный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Потребная мощность двигателя машины для погрузочного режима, кВт на подъём

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{40 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^{\circ} + 0,15 \cdot \cos 5^{\circ} + \sin 5^{\circ} + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 94. \quad (2.98)$$

на спуск

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{40 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^{\circ} + 0,15 \cdot \cos 5^{\circ} - \sin 5^{\circ} - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 87. \quad (2.99)$$

Потребная мощность двигателя машины для транспортного режима, кВт на подъём

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{40 \cdot 10^4 \cdot 5}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^{\circ} + \sin 5^{\circ} + (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 29. \quad (2.100)$$

на спуск

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{40 \cdot 10^4 \cdot 10}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^{\circ} - \sin 5^{\circ} - (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 74. \quad (2.101)$$

где $K_u = 0,1 \dots 0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$a = 0,4 \dots 3 \text{ м/с}^2$ – ускорение (замедление) машины;

$\alpha = \pm 5^{\circ}$ – уклон подъёма (спуска) трассы;

$\Psi = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент сцепления колес машины с рудничной дорогой;

$f = 0,15$ – коэффициент трения;

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

G – сила тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G = 10^4 \cdot (Q + Q_{\text{пл}}) = 10^4 \cdot (18 + 22) = 40 \cdot 10^4 . \quad (2.102)$$

$\eta = 0,68 \dots 0,72$ - КПД гидромеханической трансмиссии;

$V = 5-10$ км/ч – скорость движения машины по выработкам.

Вышеприведенные расчеты потребных мощностей показывают пригодность принятых машин ПД-8.

Эксплуатационная сменная производительность ПД– 8, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_s}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 4,5 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,95}{22 + 471 + 20} = 840. \quad (2.103)$$

где $E = 4,5 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7$ ч - продолжительность работы машины в течение смены;

$\gamma = 4$ – объемная плотность породы;

$t_{\text{разг}} = 10 \dots 20$ сек;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, сек.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 10 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,2 = 22. \quad (2.104)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла черпания ковша, с;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{ман}}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;

$K_{\text{рем}}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое.

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно, сек.

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,310 \cdot (1/5 + 1/8) \cdot 1,3 = 471 \quad (2.105)$$

где $L = 0,310$ км – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} = 5$ км/ч – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} = 8$ км/ч – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность, т/год

$$Q_{\text{экс}}^{\text{г}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 840 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 655200 \quad (2.106)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_p = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Списочный парк машин ПД – 8, ед

$$N_{\text{спис}} = \frac{A_{\text{з.пр}} \cdot K_p}{Q_{\text{экс.}}^{\Gamma}} = \frac{2500000 \cdot 1,15}{655200} = 4. \quad (2.107)$$

С учетом работ по зачистке и отсыпке очистных выработок, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем потребное количество ПДМ ПД – 8

$$N_{\text{спис}} = 3 \cdot 1,2 = 5.$$

где $K_p = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк машин ПД – 8, ед

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{спис}}}{K_{\Gamma}} = \frac{5}{0,85} = 6. \quad (2.108)$$

где $K_{\Gamma} = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

2.3.3.2 Техническая производительность ST-1030

Вместимость ковша машины должна соответствовать расчетной массе для максимальной насыпной плотности 4 т/м^3 и размеру кондиционного куска руды (600...800 мм), м^3 :

$$E = Q / \gamma \cdot K_3 = 20 / 4 \cdot 0,95 = 5,2. \quad (2.109)$$

где $\gamma = 4 \text{ т/м}^3$ – плотность транспортируемой руды;
 $K_3 = 0,9 \dots 0,96$ – коэффициент наполнения ковша при загрузке;
 Q - расчетная масса груза, т;

$$Q = E_{\text{пд}} \cdot \gamma = 5 \cdot 4 = 20. \quad (2.110)$$

где $E_{\text{пд}} = 5 \text{ м}^3$ – паспортные вместимости сменного и основного ковшей ST-1030.

При плотности горной массы 4 т/м^3 к работе допускаются машины с основным ковшом $1,5 \text{ м}^3$. Увеличение вместимости ковша на 5-10 % и превышение нагрузки до 5 % находятся в пределах допустимого.

Определяем конструктивную, ориентировочную массу машины для грузонесущего ковша, т:

$$M_{\Gamma} = 4 \cdot Q^{0,77} = 4 \cdot 10^{0,77} = 23. \quad (2.111)$$

где Q – объём ковша, $4,5 \text{ м}^3$.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определяем усилие внедрения:

$$P_{\text{вн}} = K_{\text{Г}} \cdot K_{\text{В}} \cdot L_{\text{вн}}^{1,25} \cdot B_{\text{К}} \cdot K_{\text{ш}} \cdot K_{\text{ф}} \quad (2.112)$$

где $K_{\text{Г}} = 1,5$ коэффициент, учитывающий крупность горной массы;
 $K_{\text{В}} = 0,2$ коэффициент, учитывающий вид насыпного груза;
 $K_{\text{Г.М.}} = 1,2$ коэффициент, учитывающий влияние высоты горной массы;
 $K_{\text{ф}} = 1,1-1,8$ коэффициент формы ковша;
 $L_{\text{вн}}$ – глубина внедрения ковша в штабель, см;
 $B_{\text{К}}$ – ширина ковша принимается равной длине ковша;

$$L_{\text{вн}} = (0,7 - 0,8) \cdot L_{\text{К}} = L_{\text{вн}} = 0,7 \cdot 249 = 174. \quad (2.113)$$

где $L_{\text{К}} = 249$ длина днища ковша, см
 Усилие внедрения ковша, кг/с

$$P_{\text{вн}} = 1,5 \cdot 0,2 \cdot 174^{1,25} \cdot 249 \cdot 1,2 \cdot 1,5 = 84972.$$

Определяем удельную энерговооруженность, кВт/т

$$Q_{\text{N}} = 27,2 \cdot Q^{0,18} = 27,2 \cdot 10^{0,18} = 41. \quad (2.114)$$

Определяем сцепной вес, приходящийся на приводные колёса, кН

$$G_{\text{с}} = n \cdot \frac{P_{\text{вн}}}{\psi} = 1,1 \cdot \frac{832725}{0,7 \cdot 10^3} = 1189. \quad (2.115)$$

где $n = 1,1-1,15$ коэффициент запаса;
 $\psi = 0,7$ коэффициент сцепления колёс с почвой;

Определяем силу тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G_{\text{Г}} = Q \times 9,81 = 26500 \times 9,81 = 2259965. \quad (2.116)$$

Зная полученное усилие внедрения сравниваем с тем, которое может реализовать ходовая часть, Н

$$F_{\text{с}} = G_{\text{с}} \cdot \psi = 2259965000 \cdot 0,7 = 181975500. \quad (2.117)$$

Выбранный типоразмер машины должен соответствовать условиям эксплуатации, обеспечивать эффективную и безопасную работу в режимах погрузки и транспортирования при движении на подъём, а также торможении на спусках.

Потребная мощность двигателя машины для погрузочного режима, кВт

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

на подъём

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{46,5 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^\circ + 0,15 \cdot \cos 5^\circ + \sin 5^\circ + (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 11. \quad (2.118)$$

на спуск

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [(\psi - f) \cdot \cos \alpha + f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{46,5 \cdot 10^4 \cdot 8}{1000 \cdot 0,7} \cdot [(0,35 - 0,15) \cdot \cos 5^\circ + 0,15 \cdot \cos 5^\circ - \sin 5^\circ - (1 + 0,2) \cdot 0,4] = 70. \quad (2.119)$$

Потребная мощность двигателя машины для транспортного режима, кВт
на подъём

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha + \sin \alpha + (1 + K_u) \cdot a] = \frac{46,5 \cdot 10^4 \cdot 5}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^\circ + \sin 5^\circ + (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 33. \quad (2.120)$$

на спуск

$$N_{\text{дв}} = \frac{G \cdot V}{1000 \cdot \eta} \cdot [f \cdot \cos \alpha - \sin \alpha - (1 + K_u) \cdot a] = \frac{46,5 \cdot 10^4 \cdot 10}{1000 \cdot 0,7} \cdot [0,15 \cdot \cos 5^\circ - \sin 5^\circ - (1 + 0,2) \cdot 0,3] = 43. \quad (2.121)$$

где $K_u = 0,1 \dots 0,25$ – коэффициент, учитывающий инерцию всех вращающихся частей привода;

$a = 0,4 \dots 3 \text{ м/с}^2$ – ускорение (замедление) машины;

$\alpha = \pm 5^\circ$ – уклон подъёма (спуска) трассы;

$\psi = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент сцепления колес машины с рудничной дорогой;

$f = 0,15$ – коэффициент трения;

G – сила тяжести машины и расчетного количества груза в ней, Н

$$G = 10^4 \cdot (Q + Q_{\text{пд}}) = 10^4 \cdot (20 + 26,5) = 46,5 \cdot 10^4. \quad (2.122)$$

$\eta = 0,68 \dots 0,72$ – КПД гидромеханической трансмиссии;

$V = 5-10 \text{ км/ч}$ – скорость движения машины по выработкам.

Вышеприведенные расчеты потребных мощностей показывают пригодность принятых машин ST-1030.

Эксплуатационная сменная производительность ST – 1030, т/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,95}{22 + 471 + 20} = 933. \quad (2.123)$$

где $E = 5 \text{ м}^3$ – вместимость ковша машины;

$T = 7 \text{ ч}$ – продолжительность работы машины в течение смены;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$\gamma = 4$ – объемная плотность породы;

$t_{\text{разг}} = 10 \dots 20$ сек;

$t_{\text{погр}}$ – время погрузки, сек.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 10 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,2 = 22. \quad (2.124)$$

где $t_{\text{ц}}$ – время цикла черпания ковша, сек;

$K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша;

$K_{\text{ман}}$ – коэффициент, учитывающий манёвр машины перед рудоспуском в забое;

$K_{\text{рем}}$ – время на ремонт, смазку и регулировку машины в забое.

$t_{\text{движ}}$ – время движения машины от забоя до пункта разгрузки и обратно.

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,310 \cdot (1/5 + 1/8) \cdot 1,3 = 471. \quad (2.125)$$

где $L = 0,310$ км – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} = 10$ км/ч – скорость машины в грузовом направлении;

$V_{\text{пор}} = 15$ км/ч – скорость машины в порожняковом направлении;

$K_{\text{дв}} = 1,25 \dots 1,3$ – коэффициент, учитывающий неравномерность движения машины.

Годовая эксплуатационная производительность ST – 1030, т/год

$$Q_{\text{экс}}^{\text{с}} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_{\text{р}}) \cdot s = 471 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 727740. \quad (2.126)$$

где $H = 305$ - количество рабочих дней машины в году;

$n_{\text{р}} = 45$ - число ремонтных дней установки в году;

$s = 3$ - число смен в сутки.

Списочный парк машин ST – 1030, ед

$$N_{\text{спис}} = \frac{A_{\text{э.пр}} \cdot K_{\text{р}}}{Q_{\text{экс}}^{\text{Г}}} = \frac{2500000 \cdot 1,15}{727740} = 4. \quad (2.127)$$

С учетом работ по зачистке и отсыпке очистных выработок, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ получаем потребное количество ПДМ ST – 1030

$$N_{\text{спис}} = 3 \cdot 1,2 = 5.$$

где $K_{\text{р}} = 1,15$ – коэффициент резерва, учитывающий нахождение машины на капитальном ремонте.

Инвентарный парк машин ST – 1030, ед

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{спис}}}{K_{\text{г}}} = \frac{4}{0,85} = 6. \quad (2.128)$$

где $K_{\text{г}} = 0,85$ – коэффициент готовности машины.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 2.4 Сравнение рабочих параметром ПДМ

Основные параметры	Единица измерения	Машины			
		ПД-5	СТ-3,5	ПД-8	СТ-1030
Количество машин	шт.	3	3	3	5
Эксплуатационная сменная производительность	т/смену	374	460	840	933
Грузоподъемность,	т	5	6	8	10
Вместимость кузова	м ³	-	-	-	-
Вместимость ковша	м ³	2.5	3,4	4.5	5
Двигатель	дизельный				
Мощность	кВт	150	185	200	250
Масса	т	16	17,5	22	26.5

Машины ПД – 5 и ПД – 8 при той же грузоподъемности уступают фирме Atlas Copco в мощности, скорости передвижения и объеме грузонесущего органа. Практика эксплуатации зарубежных погрузочно-доставочных машин на рудниках цветной металлургии доказала их преимущество перед отечественными машинами подобного типа. При прочих равных условиях достоинства первых: безотказность работы, ремонтпригодность, надежность. Уменьшение этих качеств обратно пропорционально ведет к увеличению рабочего парка машин.

Общий парк погрузочно-доставочных машин фирмы Atlas Copco составит 9 ед.

2.4 Самоходное оборудование для вспомогательных работ

Многообразное применение вспомогательного транспорта обусловлено большим разнообразием перевозимых грузов, различных по форме, размерам и массе, а так же разнообразием горнотехнических и горно-геологических условий эксплуатации.

Для механизации предусмотренных технологией горных работ вспомогательных операций принимаем комплекс подземных самоходных машин, базирующихся на самоходных шасси грузоподъемностью 6 т и 10 т, которые выпускаются известной фирмой Normet (Финляндия) специализирующейся на вспомогательном горно-шахтном оборудовании.

Все данные по вспомогательному оборудованию привезены с предприятия аналога производственной практики.

-Для доставки гранулированных ВВ и зарядания шпуров предназначена дизельная машина Charmec.

Charmec – принимаем 3 шт;

-Машины для торкретирования горных выработок: Spraymec 605. Машина выпускается в двух исполнениях: для торкретирования сухой смесью (Spraymec 6050DP) и готовым раствором (Spraymec 6050 WPC).

Spraymec 605 – принимаем 4шт;

- Для доставки материалов и разгрузки в их в машины при возведении набрызгбетонной крепи выпускается бетоновоз Spraymec Mixer на базе шасси

грузоподъемностью 10 т и машину для перевозки сухой смеси Siloruck 804, базирующейся на шасси грузоподъемностью 6 т.

Spraymex mixer- принимаем 3шт;

-Машина Charmec-2К применяться в качестве кровлеоборочной, при установке штанговой крепи, а также использоваться при выполнении различных подъемных и монтажных операций.

C11armec2К – принимаем 2 шт;

- Машина Utimes для перевозки людей Rider, грузовую автотележку с краном Crane для выполнения подъемно-транспортных операций и топливо маслозаправщик, Lube.

Rider – принимаем 3шт;

Crane – принимаем 2шт;

Lllbe – принимаем 2шт;

-Машины для штангового крепления Robolt G395;

Robolt G395 – принимаем 2шт;

-Машины для дробления негабаритов (типа Скаймек 800 Брейкер фирмы Тамрок);

Скаймек 800 – принимаем 1 шт;

Брейкер – принимаем 1 шт;

Таблица 2.5 Количество используемого оборудования

Наименование	Количество
Буровые установки проходческие работы	3
очистные работы	5
Погрузочно-доставочные машины проходческие работы	3
очистные работы	6
Машины для перевозки людей	3
Машины для доставки ВВ	2
Машины для доставки ГСМ	2
Машины для оборки кровли	4
Машины для доставки грузов и материалов	2
Машины для дробления негабаритов	2
Машины для крепления выработок	2
Итого	34

2.5 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования

Для правильной технической эксплуатации деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система плано-предупредительного ремонта (ППР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планируемых во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования.

						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ	

Для технического обслуживания и текущего ремонта малоподвижного самоходного оборудования (подземные экскаваторы, погрузочные машины и т.д.) и их работы непосредственно на местах, используется набор передвижных ремонтных средств: состоящих из смонтированных на пневмоколесном ходу мастерской со слесарным и станочным оборудованием, крана грузоподъемностью 5т, маслозаправщика, платформы со сварочным оборудованием и монтажными приспособлениями.

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнение в подземных условиях всех видов работ по техническому обслуживанию самоходного оборудования, различных слесарных, сварочных, монтажно-сборочных и электроремонтных работ в соответствии с техническими требованиями по эксплуатации машин.

Впервые в практике предусмотрено использование загрязненной воды с предварительной очисткой ее от горюче-смазочных материалов и взвеси в подземных условиях, для чего в гараже применена схема флотационной очистки и создана компактная автоматизированная установка с высокоэффективной очисткой воды. Это позволило избежать устройства специальных подземных насосных установок для выдачи сточных вод, загрязненных маслами и жидким топливом.

Заправка машин горючим производится из топливораздаточной колонки в специальном пункте, который совмещается со складом ГСМ. Горючее на склад подается с поверхности по топливо-пропускной скважине, у которой также предусмотрен склад.

Периодический осмотр водитель машины выполняют совместно со слесарем по ремонту. Они проводят ревизию основных узлов, устраняют неисправности, заменяют масло в редукторах, реагенты для очистки выхлопных газов дизельных двигателей и т. д. Длительность периодического осмотра машины около 2 ч. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине. Для погрузочно-транспортных машин предусмотрено два вида ремонта: текущий и капитальный. Текущий ремонт, выполняемый бригадой слесарей, включает в себя частичную разборку машины с заменой изношенных деталей, а также работы, входящие в периодические осмотры. Текущий ремонт выполняют в подземных мастерских, расположенных в околоствольном дворе. Периодичность текущих ремонтов - 1 мес., длительность текущего ремонта машины с пневмоприводом - 42 ч, с дизельным приводом - 48-70 ч. Капитальный ремонт проводят через 1200-2500 ч работы машины в центральных мастерских или на рудоремонтных заводах. При этом машину полностью разбирают, проверяют все узлы и заменяют отдельные из них и детали. Широко применяют узловую и агрегатный методы капитального ремонта, при которых на ремонтируемую машину устанавливают новые или заранее восстановленные узлы и агрегаты.

Один из главных факторов эффективного использования самоходного оборудования в подземных условиях правильная организация технического обслуживания и ремонта машин.

Создание того или иного вида ремонтной службы зависит от схемы вскрытия и размеров шахтного поля, технологии горных работ, способов спуска

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

и транспортирования оборудования по горным выработкам, наличия ремонтной базы на поверхности и других факторов.

Высокопроизводительная безаварийная работа бурильных машин может быть достигнута лишь при наиболее полном соответствии горным условиям конструктивного типа, вспомогательного оборудования, технической исправности оборудования, соблюдении правил эксплуатации и техники безопасности.

Погрузочно-доставочные машины эксплуатируют согласно планово-предупредительной системе, включающей техническое обслуживание и ремонт машин. Техническое обслуживание состоит из ежемесячных осмотров, проводимых водителем погрузочно-транспортной машины и предусматривающих осмотр крепления узлов основных механизмов, опробование тормозов и рулевого управления, проверку давления воздуха в пневмошинах, контроль за уровнем масла в двигателе, гидросистеме и редукторах, очистку воздушного фильтра. На ежемесячный осмотр машины отводят 30 мин.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3. Транспорт рудника

3.1. Обоснование выбора вида транспорта.

Для того, что бы приступить к обоснованию выбора вида транспорта, необходимо произвести расчеты. Известно, что производительность рудника по горной массе составляет $Q_r=2500000$ т в год. Известно также, что рудник работает по 3-х сменному графику.

Отсюда можно рассчитать суточную, сменную и часовую производительности:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{Q_r}{305} = \frac{2500000}{305} \approx 8196,7 \text{ т/сут} \quad (3.1)$$

$$Q_{\text{см}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{3} = \frac{8196,7}{3} \approx 2732,2 \text{ т/см} \quad (3.2)$$

$$Q_{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{см}}}{7} = \frac{2732,2}{7} \approx 390 \text{ т/ч} \quad (3.3)$$

Из этих простых вычислений наглядно видно, что в случае нашего рудника неизбежно применение транспортных средств.

Учитывая заданную производительность и длину откатки, опыт технологического прогресса подсказывает возможность применения таких видов транспорта как локомотивный, конвейерный и откатку самоходными транспортными машинами.

Конвейерный транспорт. Характеризуется высокой производительностью (5тыс. т/час.), высокой надёжностью, низкой трудоёмкостью. Но на ряду с этим требует высоких капитальных затрат при эксплуатации. Необходимо иметь по руднику вторую транспортную ветвь.

Локомотивная откатка. Широко применяемый надёжный вид транспорта, обеспечит транспортирование руды на любые расстояния, при этом имеет достаточно высокую производительность. Однако её применение связано со следующими условиями: сравнительно большое сечение главных откаточных выработок, необходимость применения рельсовых путей, наличие контактного провода или станций подзарядки локомотива, трансформаторная подстанция, высокая квалификация машиниста.

Самоходные транспортные машины. Характеризуются высокой производительностью и маневренностью. Высокими капитальными затратами и большими эксплуатационными расходами.

Для окончательного выбора того или иного варианта необходимо произвести некоторые технико-экономические расчёты.

3.1.1. Приближенный расчет автомобильной откатки

Для снижения себестоимости и подчеркивания всех достоинств транспортирования автомашинами необходимо применение машин на пневмоколёсном ходу и автономным приводом.

Из всех марок автомашин, предлагаемых отечественными и зарубежными производителями, выбраны следующие (табл.3.1).

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 3.1. Марки самоходных транспортных машин.

Марка транспортных машин	Грузоподъёмность, т.	Габариты, см		
		длина	Ширина	высота
Самоходные вагоны				
ВСДЭ 20(Россия)	20	9210	2510	2070
ВР – 8 Д(ФРГ)	15	7600	2400	1700
ТОРКАР(США)	20	7467	2320	1520
Автосамосвалы				
МоАЗ 6401 – 9585 (Россия)	20	8310	2850	2675
К125(Швеция)	21	7420	3025	2250
К500(Швеция)	42	8785	3040	2490

В табл.3.1 наиболее важными параметрами для выбора машины являются её габариты, т.к. они будут определять размеры выработки, которые нужно стремиться уменьшить. Минимальные габариты имеет самоходный вагон ТОРКАР (США), однако его приобретение, доставка из-за рубежа и обслуживание может оказаться нецелесообразным. Альтернативным вариантом принят самоходный вагон ВСДЭ-20 Воронежского завода.

Расчёт поперечного сечения выработки будет идти без дорожного покрытия, сводчатой формы. В итоге будет вычислена площадь поперечного сечения выработки в свету, т.е. без учёта крепи, а также без учёта канавки водосборника.

Таблица 3.2

ТОРКАР (20т.)	ВСДЭ-20 (20т)
$h=1520; e=500; d_T=600; a=1200;$	$h=2070; e=500; d_T=600; a=1200;$
$b=500; A_M=2320; H=1800;$	$b=500; A_M=2510; H=2070;$
$B=1200+2320+500=4020$	$B=1200+2510+500=4210$
$R=0,692 \cdot B=0,692 \cdot 4020=2782$	$R=0,692 \cdot B=0,692 \cdot 4210=2913$
$S=B(H+0,25 \cdot R)=4020.$	$S=B(H+0,25 \cdot R)=4210.$
$(1800+0,25 \cdot 2782)=10,1 \text{ м}^2$	$(2070+0,25 \cdot 2913)=11,9 \text{ м}^2$
Объём откаточного штрека	
$V=10,1 \cdot 677=6827,7 \text{ м}^3$	$V=11,9 \cdot 677=8056,3 \text{ м}^3$

Стоимость про ведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении. Таким образом расходы на проходку приблизительно составят: ТОРКАР=6827,7 · 10000=68277000 руб.;

ВСДЭ-20= 8056,3 · 10000=80563000 руб.

Разница составит 80563000 – 68277000=12286000 руб.

Самоходный вагон ВСДЭ-20 стоит приблизительно 845600 руб.

Предположим, ТОРКАР стоит в 2 раза дороже, чем ВСДЭ-20, однако это в несколько раз дешевле, чем использование отечественного вагона.

Итак, принимаем самоходный вагон ТОРКАР (США) стоимостью ориентировочно 1691200 руб.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

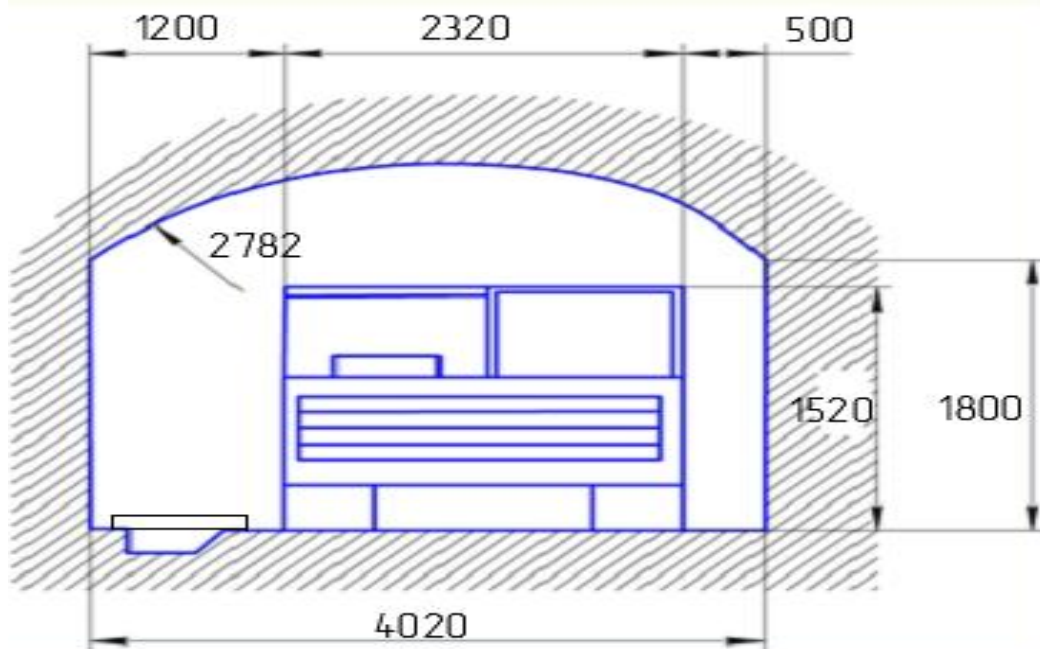


Рисунок 3.1. Сечение главного откаточного штрака при автотранспорте.

Расчёт расхода топлива:

Вес груза с машиной $G_{\text{гр}}=20+15,4=35,4\text{т}$.

Вес машины без груза $G_{\text{т}}=15,4\text{т}$.

Коэффициент сопротивления движению $\omega' = 0,1$

Тяговое усилие: рабочего хода $T_{\text{рх}}=G_{\text{гр}} \cdot \omega'=35,4 \cdot 0,1=3,54\text{ тс}$

холостого хода $T_{\text{хх}}=G_{\text{т}} \cdot \omega'=15,4 \cdot 0,1=1,54\text{ тс}$

Теплотворная способность дизельного топлива $q_c = 10000\text{ ккал/кг}$.

Расход топлива при рабочем и холостом ходе с учётом КПД двигателя и трансмиссии $\eta=0,25$ составит:

При рабочем ходе

$$Q_{\text{рх}} = \frac{3540 \cdot 677}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,25} = 2,2\text{ кг.} \quad (3.4)$$

При холостом ходе:

$$Q_{\text{хх}} = \frac{1540 \cdot 677}{427 \cdot 10^4 \cdot 0,25} = 0,97\text{ кг.} \quad (3.5)$$

Итого за рейс: $2,2+0,97=3,17\text{ кг}$. Из простого соотношения можно получить, что на 1 т. руды израсходуется 0,16кг. дизельного топлива, значит в год это составит $2500000 \cdot 0,26=400000\text{ кг}$. Стоимость 1 кг. топлива 21 руб., значит годовой расход на топливо $400000 \cdot 21=8400000\text{ руб.}$

Амортизационные отчисления:

- капитальные выработки (норма амортизации 2,2%)

$A_{\text{к}}=68277000 \cdot 0,022=1502094\text{ руб.};$

- транспортная машина (норма амортизации 20 %)

$A_{\text{м}}=1691200 \cdot 0,2=338240\text{ руб.}$

Таблица 3.2 Затраты при автомобильной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	68277000
Стоимость машины	1691200
Стоимость топлива	8400000
Амортизация выработки	1502094
Амортизация машины	338240
Итого:	80208534

3.1.2. Приближенный расчет локомотивной откатки

Зная, что производительность рудника составляет 2500000 тонн в год, поскольку шахта не опасна по газу и пыли, то для откатки рекомендуют применение контактного электровоза типа К14. Сцепной вес которого составляет 14 тонн.

Транспортный путь основного откаточного горизонта будет представлять собой прямолинейный участок рельсового пути между пунктом погрузки и разгрузки, имеющий небольшой уклон для стока шахтных вод в сторону пункта разгрузки.

Не будем забывать о том, что сцепной вес и габариты прочно взаимосвязаны, следовательно, выиграв в одном, мы проиграем в другом. Необходимо решение, которое приведет к усредненным результатам, которые в полной мере будут осуществлять планы по транспортированию горной массы, с минимальной себестоимостью и максимальной прибылью.

Учитывая заданную производительность и опыт человечества, выбираем вагонетки ВГ-4,5 с объемом кузова 4,5м³.

Расчет поперечного сечения выработки

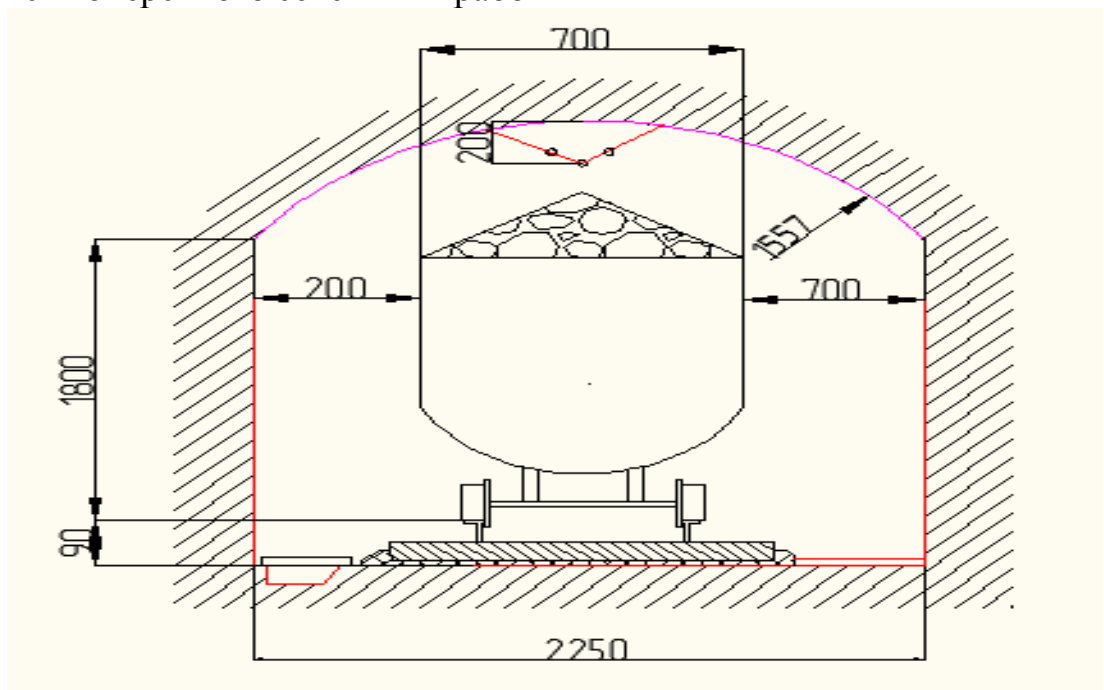


Рисунок 3.2 Сечение откаточной выработки при локомотивной откатке.

$H=2000\text{мм}; A_3= 1650\text{мм}; h=90+110=200\text{мм};$

$a=700\text{мм}; b=200\text{мм};$

$V=700+1650+200=2550\text{мм}.$

$R=0,692 \cdot V=0,692 \cdot 2550=1765\text{мм};$

$S=V \cdot (H+0,25 \cdot R)=2550 \cdot (2000+0,25 \cdot 1765)=6,2\text{м}^2.$

Стоимость про ведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении, тогда стоимость проходки главного откаточного штрека при локомотивной откатки составит $S_{\text{св}} \cdot L_{\text{ф}} \cdot 10000=6,2 \cdot 677 \cdot 10000=41974000$ руб.

Затраты на сооружение транспортных путей:

Затраты на 1м путей из рельсов типа Р33 составляют примерно 300 руб. стоимость прокладки рельсового пути главного откаточного штрека составит $677 \cdot 300=203100$ руб.

Затраты на подвижной состав:

Вес груза в вагонетке ВГ-4,5, т:

$$G_n = V_g \cdot K_n \cdot \gamma = 4,5 \cdot 0,85 \cdot 4 = 15,3. \quad (3.6)$$

где: $V_g=4,5\text{м}^3$ – объем кузова вагонетки;

$K_n=0,85$ – коэффициент наполнения;

$\gamma = 4 \text{ т/м}^3$ – объемная плотность руды.

Вес вагонетки с грузом, т:

$$G_g = G_n + G_e = 15,3 + 4,2 = 19,5. \quad (3.7)$$

Максимально допустимый вес поезда, исходя из условий сцепления при спуске гружёного состава на преобладающем уклоне, т:

$$P + Q_{\text{гр}} = \frac{1000\psi P_c}{\omega_{\text{гр}} \cdot i_{\text{гр}} + 110j_0} \quad (3.8)$$

где: P - конструктивный вес электровоза, т; принимается равный сцепному весу P_c ;

$Q_{\text{гр}}$ – полный вес груженого состава, т;

ψ – коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами; принимается для мокрых рельсов 0,15; для сухих рельсов 0,2; при подсыпке песка 0,24;

$\omega_{\text{гр}}=4\text{Н/кН}$ – ходовое удельное сопротивление движению груженой вагонетки;

$i_{\text{ср}}$ - сопротивление от уклона равного сопротивлению, кг/т; для вагонеток с роликоподшипниками примерно составляют 3% или 3 Н/кН;

j_0 - пусковое ускорение; принимается 0,05 м/сек²

$$14 + Q_{\text{ср}} = \frac{1000 \cdot 0,2 \cdot 14}{4 + 3 + 110 \cdot 0,05} = 193. \quad (3.9)$$

Тогда с учетом пересыпа и шапкой $Q_{\text{гр}}=210$ т.

Количество вагонеток в составе определяется как:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$n = \frac{Q_{cp}}{G_b} = \frac{210}{19,5} = 11. \quad (3.10)$$

Стоимость одной вагонетки составляет 19600 руб.

Общие затраты на вагонетки равны $11 \cdot 19600 = 215600$ руб.

Стоимость электровоза К 14 равна 680000 руб.

Стоимость опрокидывателя составляет 509600 руб.

Расходы на электроэнергию составят небольшую величину, поэтому ими пренебрегаем

Расходы на амортизацию:

- Горно-капитальные выработки (норма амортизации 2,2 %):
 $A_B = 4197400 \cdot 0,022 = 92342,8$ руб.

- Транспортные пути (норма амортизации 8,5%):

$A_{\text{п}} = 203100 \cdot 0,085 = 17263,5$ руб.

- Вагонетки (норма амортизации 32%):

$A_{\text{ваг}} = 215600 \cdot 0,32 = 68992$ руб.

- Электровоз (норма амортизации 18,6%):

$A_3 = 680000 \cdot 0,186 = 126480$ руб.

- Опрокидыватель (норма амортизации 18,6%):

$A_0 = 509600 \cdot 0,186 = 94786,6$ руб.

Таблица 3.4 Затраты при локомотивной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	41974000
Рельсовый путь	203100
Стоимость вагонеток	215600
Стоимость электровоза	680000
Стоимость опрокидывателя	509600
Общие амортизационные затраты	399864,3
Итого:	43982164,3

3.1.3. Приближённый расчет конвейерной откатки.

Для данных условий принимаем конвейер 2ЛБ80 т.к. он при длине откатки до 1000м наиболее подходит по производительности, имеет меньшие размеры.

Для транспортирования грузов принимаем локомотив ЗКР-600
 2ЛБ80

- скорость ленты 2 м/с;
- приемная способность 8,15;
- максимальная производительность 420 т/ч;
- максимально возможная конструктивная длина 1000м;
- мощность привода 40кВт;
- ширина 1108мм;
- высота 930мм.

ЗКР-600

- масса 3т;
- колея 600мм;
- тяговое усилие при часовом режиме 5400 Н;

- длина по буферам 2900мм;
- ширина 960;
- рабочая высота по токосъёмнику минимальная 1600мм.

Расчет поперечного сечения выработки

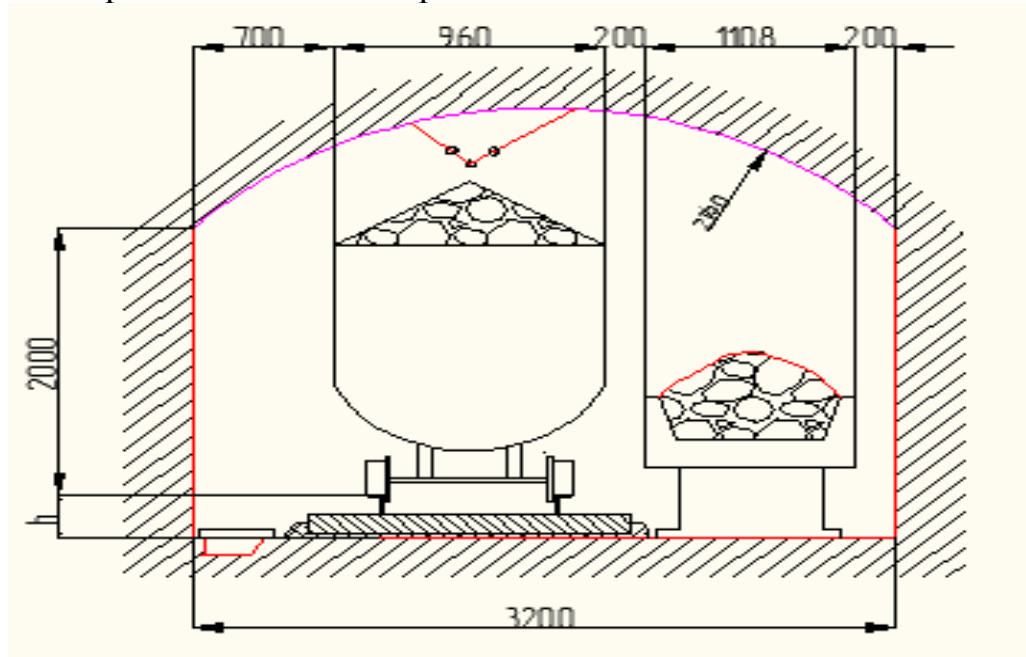


Рисунок 3.3 Сечение главной откаточной выработки при конвейерной откатке.

$$H=2000\text{мм}; A_3=960\text{мм}; A_K=1108\text{мм}; h=90+110=200\text{мм};$$

$$a=700\text{мм}; b=200\text{мм};$$

$$B=700+960+200+1108+200=3168\text{мм.}$$

$$R=0,692 \cdot B=0,692 \cdot 3168=2192\text{мм};$$

$$S=B \cdot (H+0,25 \cdot R)=3,168 \cdot (2,000+0,25 \cdot 2,192)=8\text{м}^2$$

Стоимость проведения горизонтальной горной выработки составляет 10000 руб./м³ при бетонном креплении, тогда стоимость проходки главного откаточного штрека при конвейерной откатке составит $S_{\text{св}} \cdot L_{\text{ф}} \cdot 10000=8 \cdot 677 \cdot 10000=54160000$ руб.

Затраты на сооружение конвейера:

Затраты на 1м конвейера с шириной ленты 800мм 1120 руб.
 $677 \cdot 1120=758240$ руб.

Стоимость локомотива ЗКР-600 420000 руб.

Затраты на сооружение рельсовых путей:

Затраты на 1м пути из рельсов типа Р-18 224 руб.
 $677 \cdot 224=151648$ руб.

Расчет амортизационных отчислений:

- горно-капитальные выработки (норма амортизации 2,2%)
 $A=54160000 \cdot 0,022=1191520$ руб;
- конвейер (норма амортизации 40%)

$A=758240 \cdot 0,4=303296$ руб.;

- локомотив (норма амортизации 18,6%)

$A=420000 \cdot 0,186=78120$ руб.;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

Лист

- рельсовый путь (норма амортизации 8,5%)

$$A=151648 \cdot 0,085=12890 \text{ руб.}$$

Итого по данному варианту транспортирования:

Таблица 3.5 Затраты при конвейерной откатке

Наименование	Затраты, руб.
Проходка выработки	54160000
Рельсовый путь	151648
Стоимость конвейера	758240
Стоимость электровоза	420000
Общие амортизационные затраты	1585826
Итого:	57075714

3.1.4. Окончательный выбор вида транспорта

В результате проделанной работы можно сказать что, автомобильная откатка является самым дорогим видом транспорта. Необходимо отметить, что для транспортирования вспомогательных грузов понадобится большее количество машин, разминочные ниши большого объема, большее количество топлива и амортизационные расходы на транспортную технику. Для использования автотранспорта необходимо также мощное вентиляционное оборудование, устройства понижающие токсичность выхлопных газов, запас шин. Качественный и полноценный ремонт горной автомашины может оказаться невозможным в условиях рудника и тогда станет необходимым ремонт на специализированном заводе. Из вышеперечисленного следует, что полученные расчетом затраты являются значительно заниженными по сравнению с фактическими. Поэтому этот вид транспорта не применим на данном руднике.

Локомотивная откатка в приблизительных расчетах оказалась самым дешевым видом транспорта, хотя еще не учтены затраты на маневровые выработки. Локомотивную откатку можно использовать как для перевозки горной руды, так и для транспортирования вспомогательных материалов.

Конвейерная откатка требует дополнительного вида транспорта для перевозки вспомогательных материалов и людей, что существенно увеличивает сечения выработок. В приблизительном расчете также не учитывались затраты на электроэнергию.

В результате всего проведенного анализа принят вид транспорта локомотивная откатка с контактным электровозом.

3.2. Обоснование выбора типа вагонетки.

Рудничные вагонетки в зависимости от назначения подразделяют на грузовые, пассажирские и вспомогательные. Грузовые вагонетки применяют для транспортирования различных насыпных грузов, полезного ископаемого или породы; пассажирские для перевозки людей; вспомогательные для доставки леса, элементов крепи, стройматериалов, ремонтного и другого оборудования.

Грузовые вагонетки по конструкции кузова и способу разгрузки можно разделить на четыре основные группы:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- с глухим, жестко закрепленным на раме вагонетки кузовом (типа ВГ). Разгрузка таких вагонеток осуществляется в круговых опрокидывателях;
- с кузовом, снабженным откидными днищами (типа ВД). Разгрузка производится через днище;
- с кузовом, шарнирно закрепленным на раме и поднимающимся откидным бортом (типа ВБ). Разгрузка осуществляется при наклоне кузова и подъеме борта;
- с глухим опрокидным кузовом (типа ВО). Разгрузка производится при опрокидывании кузова.

Кроме того, для транспортирования полезных ископаемых и породы применяют саморазгружающиеся вагоны (типа ВК) с донным конвейером, бункерные и секционные поезда.

Вагонетки типа ВД применяются в основном на угольных шахтах, реже на рудных, требуют автоматического контроля заполнения бункера и заштыбовку разгрузочных кривых. Эти вагонетки, а также вагонетки типа ВДК, не могут использоваться для транспортирования крепкой крупнокусковой руды ввиду возможного выхода из строя затворов днищ.

Вагонетки типа ВБ, по сравнению с принятыми имеют следующие недостатки: небольшой коэффициент тары, сложность конструкции, возможность просыпа мелочи и большую стоимость.

Так как срок службы рудника более двух лет, принимаем вагонетки типа ВГ. Они обладают высокой прочностью, достаточной для восприятия ударных нагрузок при погрузке крупнокусковой горной массы. Применение вагонеток ВГ требует строительство опрокидывателей.

3.3. Обоснование выбора типа локомотива.

В настоящее время существует большое количество всевозможных локомотивов: различные контактные и аккумуляторные электровозы, пневмовозы, гировозы и дизелевозы. В связи с тем, что рудник не опасный по газу и пыли принимаем контактный электровоз. Существует большой ряд контактных электровозов, основным различием которых является их сцепной вес. Так как годовая производительность рудника составляет 2,5 млн. т., то ПТЭ рекомендуется применение следующих типов электровозов: К14; КТ28.

Таблица 3.5 Техническая характеристика электровозов

Параметры	Электровоз	
	К14	КТ28
Колея, мм	900	900
Длина, мм	1350	1350
Высота (до верха кабины), мм	1650	1650
Число ведущих осей	2	4
Жесткая база, мм	1800	1800
Минимальный радиус кривой, мм	12	12
Клиренс, мм	100	100
Диаметр колеса, мм	760	760
Передаточное число	14,75	14,75
Номинальная (сцепная) масса, т	14	28

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Продолжение таблицы 3.6

Часовая мощность, кВт	2х45	4х45
Удельная мощность, кВт/т	6,34	6,34
Часовая сила тяги, кН	2400	4800
Коэффициент тяги	0,173	0,173
Часовая скорость, км/ч	12,8	12,8
Продолжительная сила тяги, кН	700	1400
Продолжительная скорость, км/ч	22,0	22,0
Число тяговых двигателей	2	4
Тип двигателей	ЭТ – 46	ЭТ – 46
Напряжение, В	250	250
Ток, А: часовой продолжительный	204 85	204 85
Номинальная частота вращения в часовом режиме, об/мин	1320	1320
Рабочий диапазон токоприемника, мм	1800 – 2300	1800 – 2300

Электровоз КТ28 состоит из двух отдельных секций которые, могут быть использованы как совместно (из одной кабины), так и отдельно. При таких же габаритах по высоте и ширине, как и у электровоза К14, КТ28 имеет в двое больший сцепной вес. Сцепной вес электровоза играет определяющую роль при формировании состава и определении весовой нормы поезда. Применение КТ28 позволяет уменьшить количество электровозов, что в свою очередь уменьшает количество разминочных пунктов, упрощает систему движения и регулирования.

Исходя, из всего выше сказанного принимаем контактный электровоз КТ28.

3.4. Расчетная часть

3.4.1. Определение весовой нормы поезда и количества вагонеток в составе

Максимально допустимый вес груженого поезда, исходя из условий сцепления при пуске груженого состава на преобладающем уклоне, т:

$$P + Q_{гр} = \frac{1000 \cdot \psi \cdot P_c}{\omega_{гр} + i_{ср} + 110j_0} \quad (3.11)$$

где: P – конструктивный вес электровоза, т; принимается равный сцепному весу P_c;

Q_{гр} – полный вес груженого состава, т;

Ψ – коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами: принимается для мокрых рельсов 0,15, для сухих рельсов 0,2, при подсыпке песка 0,24;

ω_{гр} – ходовое удельное сопротивление движению груженой вагонетки, Н/кН;

i_{ср} – сопротивление от уклона равного сопротивлению, кг/т; вагонеток с роликотоподшипниками примерно составляют 3% или 3 Н/кН;

J₀ – пусковое ускорение; принимается 0,05 м/сек²

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$P + Q_{гр} = \frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 28}{6 + 3 + (110 \cdot 0,05)} = 463,4 \quad (3.12)$$

$$Q_{гр} = 435,4 \text{ т.}$$

Максимально допустимый вес груженого поезда, исходя из условий нагрева, т.е. по силе тяги:

$$P + Q_{гр} = \frac{F_{дл}}{\alpha \sqrt{\tau} (\omega_{гр} - i_{ср})} = \frac{1400}{1,2 \sqrt{0,2} (6 - 3)} = 466, \text{ даН}, \quad (3.13)$$

где: $F_{дл}$ – длительная сила тяги электровоза, 1400 даН;

α – коэффициент, учитывающий работу электровоза во время маневров, принимается 1,2;

τ – характеристика тягового режима 0,2

Подсчитанный вес груженого поезда (по сцеплению и силе тяги) проверяют по тормозным средствам поезда на спуске с преобладающим уклоном по формуле:

$$P + Q_{гр} = \frac{1000 \psi P_c}{110 j_T - \omega_{гр} + i_{ср}} = \frac{1000 \cdot 0,24 \cdot 28}{(110 \cdot 0,1) - 6 + 3} = 840, \text{ т.} \quad (3.14)$$

где: j_T – тормозное замедление, м/сек²,

$$j_T = \frac{v_m^2}{2 \cdot l_n} = \frac{2,9^2}{2 \cdot 40} \quad (3.15)$$

$$j_T = 0,1 \text{ м/сек}^2.$$

где: v_T – начальная скорость торможения 2,9 м/сек;
 l_T – тормозной путь электровоза, 40 м;

По величине груженого состава определяем количество вагонеток в составе:

$$n_{ваг} = \frac{(Q_{гр} + P) - P}{G_T + G_H} = \frac{463,4 - 28}{30,6 + 9} = \frac{435,4}{39,6} = 11 \text{ ед.} \quad (3.16)$$

где: G_H – вес груза, т.

$$G_H = V_B \cdot K_H \cdot \gamma = 9 \cdot 0,85 \cdot 4 = 30,6 \quad (3.17)$$

где: $V_B = 9 \text{ м}^3$ – объем кузова вагонетки;

$K_H = 0,85$ – коэффициент наполнения;

$\gamma = 4 \text{ т/м}^3$ – объемная плотность руды.

G_T – собственный вес вагонетки = 9 т.

Вес порожнего состава, т:

$$Q_{пор} = n \cdot G_m = 9 \cdot 11 = 99. \quad (3.18)$$

груженого состава, т:

$$Q_{ср} = n(G_H + G_T) = 11 \cdot (9 + 30,6) = 435,6. \quad (3.19)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.4.2. Тяговый расчет.

Пусковая сила тяги электровоза:

$$F_{\text{пуск}} = F_{\text{час}},$$

где: $F_{\text{час}}$ – часовая сила тяги электровоза 4800 Н;

Сила тяги в период установившегося движения:

для груженого состава, кН:

$$F_{zp} = (P + Q_{zp}) \cdot (\omega_{zp} - i) = (280 + 4356) \cdot (6 - 3) = 13908. \quad (3.20)$$

для порожнего состава, кН:

$$F_{nop} = (P + Q_{nop}) \cdot (\omega_{nop} + i_{cp}) = (280 + 990) \cdot (6 + 3) = 11430. \quad (3.21)$$

Сила тяги, приходящаяся на один двигатель, кН:

$$f_{gp} = \frac{F_{gp}}{4} = \frac{13908}{4} = 3477 \quad (3.22)$$

$$f_{nop} = \frac{F_{nop}}{4} = \frac{11430}{4} = 2857,5 \quad (3.23)$$

Продолжительность периода движения электровоза с груженным и порожним составом:

с груженым составом, мин

$$T_{gp} = \frac{L_{\max}}{60v_{x.gp}} + t_0 = \frac{1083}{60 \cdot 3,15} + 0,5 = 6,2 \quad (3.24)$$

с порожним составом

$$T_{nop} = \frac{L_{\max}}{60v_{x.nop}} = \frac{1083}{60 \cdot 4,75} + 0,5 = 4,3 \quad (3.25)$$

Полная продолжительность периода движения, мин:

$$T_{дв} = T_{gp} + T_{nop} = 6,2 + 4,3 = 12,5 \quad (3.26)$$

Продолжительность одного рейса, мин:

$$T_p = T_{дв} + \theta = 12,5 + 30 = 42,5 \quad (3.27)$$

Тормозная сила электровоза (кН) определяется из выражения

$$B = 1000 \cdot \varphi \cdot \delta \cdot P_T = 1000 \cdot 0,2 \cdot 0,8 \cdot 28 = 4480 \quad (3.28)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где: ϕ – коэффициент трения между колодкой и бандажом; принимается 0,2;

δ – коэффициент нажатия колодок; принимается 0,8

Удельная тормозная сила для груженого состава, Н

$$b_{гр} = \frac{B}{P + Q_{гр}} = \frac{4480000}{28000 + 435600} = 9,7 \quad (3.29)$$

Тормозное замедление, м/сек²:

$$j_T = 0,01(b_{гр} + \omega_{гр} - i_{ср}) = 0,01(9,7 + 6 - 3) = 0,12 \quad (3.30)$$

Продолжительность периода торможения:

$$t_T = \frac{v_T}{j_T} = \frac{3,15}{0,12} = 26, \text{ сек } (v_T = v_{гр}). \quad (3.31)$$

Путь торможения, м:

$$l_T = \frac{v_{гр} t_T}{2} = \frac{3,15 \cdot 26}{2} = 41 \quad (l_T < l_{доп}) \quad (3.32)$$

3.4.3. Определение количества и производительности электровозов.

Число возможных рейсов:

$$\mathcal{C} = \frac{60T_{см}}{T_p} = \frac{60 \cdot 7}{42,5} = 10 \quad (3.33)$$

где: $T_{см}$ – продолжительность работы электровоза в смену, 7ч.

Потребное число всех рейсов для вывозки грузов по всей шахте:

$$\mathcal{C}_{гр} = \frac{kA_{см} \cdot a}{nG_B} = \frac{1,5 \cdot 2732,2 \cdot 1,1}{11 \cdot 30,6} = 14 \quad (3.34)$$

где: $k = 1,5$ – коэффициент неравномерности откатки;

$A_{см} = 2732,2$ т. – сменная производительность рудника;

$a = 1,1 - 1,2$ – коэффициент, учитывающий выдачу породы;

n – число вагонеток в составе, шт.;

G_B – грузоподъемность вагонетки, т.

Потребное число электровозов для работы, ед:

$$N_{эл.р.} = \frac{\mathcal{C}_c}{\mathcal{C}} = \frac{14}{10} \approx 1,4 = 2 \quad (3.35)$$

Инвентарное количество электровозов с учетом запасных, ед:

$$N_{и} = N_{эл.р.} + N_p = 2 + 1 = 3 \quad (3.36)$$

где: $N_{рез}$ – число запасных электровозов (т.к. количество работающих

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

электровозов менее 5, то предусматривается 1 электровоз).

3.4.4. Определение сечения главных откаточных выработок.

Размеры поперечного сечения горизонтальных выработок определяют исходя из размеров транспортного оборудования, принятого для выдачи горной массы, числа рельсовых путей, способа передвижения людей, наличия оборудования, различного назначения и количества воздуха, проходящего, по данной выработке. При расчете размеров и площади сечения выработки в свету учитывают зазоры, отвечающие требованиям правил безопасности.

Высота электровоза от головки рельсов.

$$h_0 = 1650 \text{ мм.}$$

Высота рельсов.

$$h_p = 135 \text{ мм.}$$

Высота шпалы.

$$h_{ш} = 140 \text{ мм.}$$

Высота от балластного слоя до головки рельсов, мм:

$$h_a = h_p + \frac{1}{3} h_{ш} = 182 \quad (3.37)$$

Высота балластного слоя.

$$h_6 = 100 \text{ мм.}$$

Высота от почвы выработки до головки рельсов, мм:

$$h_a = h_a + h_6 = 182 + 100 = 282 \quad (3.38)$$

Ширина электровоза.

$$A = 1350 \text{ мм.}$$

Высота подвески контактного провода от головки рельсов $h_{кп} = 2000$ мм.

Ширина вагонетки $a = 1350$ мм

Высота выработки от головки рельсов до верхняка, мм:

$$h_1 = h_{кп} + 200 = 2000 + 200 = 2400 \quad (3.39)$$

Высота выступающего из вагонетки конуса горной массы, мм:

$$h_{кн} = 0,5a \cdot \text{tgy} - 100 = 0,5 \cdot 1350 \cdot 0,7 - 100 = 373 \quad (3.40)$$

Высота от головки рельсов до вершины конуса, мм:

$$h_k = h_0 + h_{кн} = 1550 + 373 = 1923 \quad (3.41)$$

Высота выработки от балласта до верхняка, мм:

$$h_2 = 2200 + 182 = 2382 \quad (3.42)$$

Высота выработки от почвы до верхняка, мм:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$h_3 = h_2 + h_6 = 2382 + 100 = 2482 \quad (3.43)$$

Толщина крепи $d = 180$ мм

Ширина однопутевой выработки в свету на уровне подвижного состава, мм:

$$B^1 = a + A + b = 200 + 1350 + 700 = 2250 \quad (3.44)$$

$a = 700$ мм – размер прохода;

$b = 200$ мм – размер зазора между крепью и электровозом.

Проектная ширина выработки по кровле в проходке, мм:

$$B_3 = B^1 + 2d = 2250 + 2 \cdot 180 = 2410 \quad (3.45)$$

Радиус сводчатой кровли, мм:

$$R = 0.692 \cdot B = 1557 \quad (3.46)$$

Толщина крепи.

$d = 180$ мм.

Проектный радиус кровли выработки в проходке, мм:

$$R = R + d = 1557 + 180 = 1737 \quad (3.47)$$

Проектная площадь сечения выработки в проходке, m^2 :

$$S = B(H + h + 0,25R) = 2410(2000 + 282 + 0,25 \cdot 1737) = 7 \quad (3.48)$$

3.4.5. Выбор специального оборудования рудничного транспорта

Скиповое загрузочное устройство.

Обеспечивает аккумуляцию горной массы, доставляемой локомотивами в околоствольный двор и выпуск такого ее количества, какое может вместить один скип. Состоит из следующих элементов: рудоспуск, дозирующий бункер, секторный затвор, шуровочный сектор, пневмоприводы затворов, органы управления затворами.

Емкость бункера должна иметь следующую величину, m^3 :

$$V_6 = V_{вр} \cdot n_{вр} = 9 \cdot 11 = 9 \quad (3.49)$$

где: $V_{вр} = 9m^3$ – емкость вагонеток;

$n_{вр} = 11$ – количество вагонеток в составе.

Круговой опрокидыватель.

Для используемой вагонетки ВГ – 9 принимаем круговой опрокидыватель ОПЭ – 7. опрокидыватель предназначен для разгрузки одной вагонетки в не расцепленном составе, и выполнен под колею 900 мм.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.4.6. Определение емкости грузовой и порожняковой ветвей околоствольного двора.

Емкость грузовой и порожняковой ветвей околоствольного двора принимается в соответствии с ПТЭ 1,5 состава, м:

$$L_{п.в.} = 1,5(n \cdot (L_{в.} + L_{пр.}) + L_{эл.}) = 1,5 \cdot (11 \cdot (7,9 + 0,4) + 12) = 155 \quad (3.50)$$

где: $n=11$ – количество вагонеток в составе;

$L_{в.}=7,9\text{м}$ – длина вагонетки;

$L_{пр.}=0,4\text{м}$ – длина промежутка между вагонетками;

$L_{эл.}=12\text{ м}$ – длина электровоза.

3.4.7. Определение количества вагонеток рудника.

При нормальной работе всех элементов транспорта на пути грузопотока для откатки горной массы требуется два состава вагонеток из 11 штук. При нарушении режима и простое груженых вагонеток потребуется еще один состав. На случай замены какой-либо вагонетки из-за её поломки принимается резервное количество вагонеток, равное 10 шт. таким образом общее число вагонеток для транспортирования горной массы составит 43ед.

Все незадействованные в работе вагонетки находятся в околоствольном дворе, за исключением резервных, находящихся у пункта погрузки.

3.5. Электрификация рудничного транспорта

3.5.1. Расчет тяговой сети рудника

Для расчета тяговой сети необходимо определить электрическое сопротивление 1 км контактного провода и 1 км рельсового пути.

Величина сопротивления 1 км контактной, воздушной линии, Ом/км:

$$r_k = \frac{1000 \cdot 10^6 p_k}{\varepsilon \cdot m_k \cdot q} = \frac{1000 \cdot 10^6 \cdot 0,0175 \cdot 10^{-6}}{0,85 \cdot 1 \cdot 100} = 0,206 \quad (3.51)$$

где: $p_k=0,0175 \cdot 10^6 \text{ Ом} \cdot \text{м}$ – удельное сопротивление медного провода;

$\varepsilon=0,85$ – коэффициент, учитывающий общий износ контактного провода;

m_k – число параллельно подвешенных проводов контактной сети;

$q_k=100 \text{ мм}^2$ – сечение контактного провода.

Величина сопротивления 1 км рельсового пути, Ом/км:

$$r_p = \frac{1000 \cdot 10^6 \gamma \sigma}{m q_p} = \frac{1000 \cdot 10^6 \cdot 0,23 \cdot 10^{-6} \cdot 1,2}{1 \cdot 4906} = 0,07 \quad (3.52)$$

где: $\gamma=0,23 \cdot 10^{-6}$ – удельное электрическое сопротивление рельсовой стали;
 $\sigma=1,2$ – коэффициент, учитывающий увеличение сопротивление рельсового пути в следствии наличия стыков;

m – число ниток рельсового пути;

$q_p=4906 \text{ мм}^2$ – площадь сечения рельса.

Общее сопротивление контактной сети, Ом/км:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$r_c = r_k + r_p = 0,206 + 0,07 = 0,276 \quad (3.53)$$

Максимально допустимая длина участка контактной сети по одну сторону от тяговой подстанции, км:

$$L_c = \frac{E \cdot U}{1,1 \cdot 1000 \cdot r_c \cdot i_{дл} \cdot N} = \frac{15 \cdot 250}{1,1 \cdot 1000 \cdot 0,276 \cdot 85 \cdot 1} = 1,4 \quad (3.54)$$

где: E – допустимое среднее падение напряжения в контактной сети = 15%;

$U=250$ В – номинальное напряжение на шинах тяговой подстанции;

$I_{дл}=85$ А – длительный ток электровоза.

Падение напряжения на участке, В:

$$\Delta U = 1,1 \cdot r_c \cdot i_{дл} \cdot L_c \cdot N = 1,1 \cdot 0,276 \cdot 85 \cdot 1,4 \cdot 1 = 36,13 \quad (3.55)$$

или $(36,13/250) \cdot 100\% = 14\% < 15\%$, что вполне удовлетворяет условию.

Не исключая того, что одновременно несколько локомотивов могут оказаться в одном месте, то падение напряжения составит $(72,26/250) \cdot 100 = 30\%$, что не допустимо. Есть необходимость использования двух тяговых подстанций.

3.5.2. Выбор тяговой подстанции

Рабочая мощность тяговой подстанции, кВт:

$$P = k_0 U I_{дл} N \cdot 10^{-3} = 0,8 \cdot 250 \cdot 85 \cdot 2 \cdot 1000^{-3} = 40 \quad (3.56)$$

где: $k_0=0,6 - 0,9$ – эмпирический коэффициент одновременной работы электровозов;

$U=250$ В – напряжение контактной сети;

$I_{дл}=85$ А – длительный ток электровоза;

N – возможное количество электровозов на участке.

Принимается автоматизированную тяговую подстанцию АТП-500/250, в количестве 2 шт.

3.5.3. Расход энергии электровоза на откатку горной массы

Для выполнения данного пункта потребуются следующие данные:

Сила тяги при движении:

для груженого состава, кН:

$$F_{гр} = (P + Q_{гр}) \cdot (\omega_{гр} - i) = (280 + 4356) \cdot (6 - 3) = 13908 \quad (3.57)$$

для порожнего состава, кН:

$$F_{пор} = (P + Q_{пор}) \cdot (\omega_{пор} + i_{ср}) = (280 + 990) \cdot (6 + 3) = 11430 \quad (3.58)$$

$L_{ср}=1083$ м – средневзвешенная длина откатки;

$L_M=200$ м – примерное расстояние маневрирования;

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Расход энергии, отнесенный к колесам электровоза за 1 рейс, кВт·ч:

$$W_p^1 = 2,72 \cdot 10^{-3} (F_{гр} + F_{пор}) \cdot (L_{ср} + L_m) = 2,72 \cdot 10^{-3} (13908 + 11430) \cdot (1083 + 200) = 88 \quad (3.59)$$

Расход энергии, отнесенный к шинам центральной подстанции, кВт·ч:

$$W_{щ} = \frac{W_p^1}{\eta_{эл} \cdot \eta_{л} \cdot \eta_{тп}} = \frac{88}{0,7 \cdot 0,8 \cdot 0,8} = 196 \quad (3.60)$$

где: $\eta_{эл}$ – КПД электровоза;

$\eta_{л}$ – КПД линии

$\eta_{тп}$ – КПД тяговой подстанции.

3.5. 4. Определение удельного расхода энергии

На каждые 435,6т горной массы расход энергии 196 кВт·ч. С учетом КПД силового трансформатора эта величина составит: $196/0,9=218$ кВт·ч.

В год расход электроэнергии составит, кВт·ч:

$$W_{год} = \frac{2500000 \cdot 218}{435,6} = 1279872 \quad (3.61)$$

удельный расход энергии равен, кВт·ч/т:

$$W_{год,уд} = \frac{W_{год}}{Q_{год}} = \frac{1279872}{2500000} = 0,5 \quad (3.62)$$

3.6. Ремонт рудничного транспорта

В целях предупреждения прогрессивного нарастания износа, исключения поломок и преждевременного выхода из строя деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система плано-предупредительного ремонта (ППР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планированных во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования.

Ниже представлены расчеты для каждого типа рабочего оборудования транспорта рудника на календарный год в зависимости от планируемой годовой выработки.

3.6.1. Электровозы КТ28

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_k = \frac{H_{Г} + H_{К}}{K} = \frac{5315 + 0}{16920} \approx 0,3 = 0 \quad (3.63)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где N_{Γ} - планируемая выработка на год, ч

$$N_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot K_{И}^{\Pi} - T_{\text{Р}} = 6405 \cdot 0,85 - 129,5 = 5315 \quad (3.64)$$

где $K_{И}^{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$ - планируемый коэффициент использования электровоза в смену;

$T_{\text{Р}}$ - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_{\text{Р}} = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{\text{ТО}} \cdot N_{\text{ТО}}^{\Pi} + T \cdot N^{\Pi} + T_{\text{К}} \cdot N_{\text{К}}^{\Pi})}{K} = \frac{6405 \cdot (6 \cdot 30 + 18 \cdot 5 + 72 \cdot 1)}{16920} = 129,5 \quad (3.65)$$

где $T_{\text{ТО}}$, T , $T_{\text{К}}$ - продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$N_{\text{ТО}}^{\Pi}$, $N_{\text{Т}}^{\Pi}$, $N_{\text{К}}^{\Pi}$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$K = 16920$ ч - ремонтный цикл электровоза;

$N_{\text{К}} = 0$ - выработка электровоз от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} - номинальный фонд времени работы электровоза, ч:

$$T_{\Gamma} = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \quad (3.66)$$

где $D = 305$ - количество рабочих дней электровоза в году;

$C = 3$ - количество смен работы электровоза в сутки;

$\Pi = 7$ - продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество текущих ремонтов

$$N_{\text{Т}} = \frac{N_{\Gamma} + N_{\text{Т}}}{T} - N_{\text{К}} = \frac{5315 + 0}{2820} - 0 \approx 1,8 = 2, \quad (3.67)$$

где $T = 2820$ ч - периодичность текущих ремонтов;

$N_{\text{Т}} = 0$ - выработка электровоза от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров

$$N_{\text{ТО}} = \frac{N_{\Gamma} + N_{\text{ТО}}}{T_{\text{ТО}}} - N_{\text{К}} - N_{\text{Т}} = \frac{5315 + 0}{470} - 0 - 2 \approx 9,3 = 10 \quad (3.68)$$

где $T_{\text{ТО}} = 470$ ч - периодичность технических осмотров .

$N_{\text{ТО}} = 0$ - выработка электровоза от технического осмотра.

Количество технических осмотров принимается равным десяти.

3.6.2. Вагонетки ВГ - 9

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_{\text{К}} = \frac{N_{\Gamma} + N_{\text{К}}}{K} = \frac{5363 + 0}{11280} \approx 0,4 = 0 \quad (3.63)$$

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

где H_{Γ} - планируемая выработка на год, ч

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot K_{И}^{\Pi} - T_{P} = 6405 \cdot 0,85 - 81 = 5363 \quad (3.64)$$

где $K_{И}^{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$ – планируемый коэффициент использования вагонетки в смену;

T_{P} – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_{P} = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{TO} \cdot N_{TO}^{\Pi} + T \cdot N^{\Pi} + T_{K} \cdot N_{K}^{\Pi})}{K} = \frac{6405 \cdot (3 \cdot 20 + 12 \cdot 3 + 48 \cdot 1)}{11280} = 81 \quad (3.65)$$

где T_{TO} , T , T_{K} – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

N_{TO}^{Π} , N_{T}^{Π} , N_{K}^{Π} - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$K = 11280$ ч - ремонтный цикл вагонетки;

$H_{K} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} - номинальный фонд времени работы станка, ч:

$$T_{\Gamma} = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \quad (3.66)$$

где $D = 305$ – количество рабочих дней вагонетки в году;

$C = 3$ – количество смен работы вагонетки в сутки;

$\Pi = 7$ – продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество текущих ремонтов

$$N_{T} = \frac{H_{\Gamma} + H_{T}}{T} - N_{K} = \frac{5363 + 0}{2820} - 0 \approx 1,9 = 2, \quad (3.67)$$

где $T = 2820$ ч - периодичность текущих ремонтов;

$H_{T} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{TO}}{T_{TO}} - N_{K} - N_{T} = \frac{5363 + 0}{470} - 0 - 2 = 10 \quad (3.68)$$

где $T_{TO} = 470$ ч - периодичность технических осмотров .

$H_{TO} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего технического осмотра.

Количество технических осмотров принимается равным десяти.

3.6.3. Расчет численности ремонтного персонала

Расчет численности ремонтного персонала производится методом нормативной трудоемкости, так как данный метод является наиболее точным. Годовые суммарные трудозатраты

Годовые суммарные трудозатраты, чел. ч

$$T_{H} = (t_{TO}^{\Theta} + t_{T}^{\Theta} + t_{K}^{\Theta}) \cdot N^{\Theta} + (t_{TO}^{B} + t_{T}^{B} + t_{K}^{B}) \cdot N^{B} = (60 + 100 + 120) \cdot 3 + (30 + 36 + 36) \cdot 43 = 5656 \quad (3.69)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $t_{\text{ТО}}^{\text{Э}}, t_{\text{ТО}}^{\text{Б}}$ - нормативные среднегодовые трудоёмкости технических осмотров, соответственно электровозов и вагонеток, чел.ч;

$t_{\text{Т}}^{\text{Э}}, t_{\text{Т}}^{\text{Б}}$ - нормативная среднегодовая трудоёмкость текущих ремонтов, соответственно электровозов и вагонеток, чел.ч;

$t_{\text{К}}^{\text{Э}}, t_{\text{К}}^{\text{Б}}$ - нормативная среднегодовая трудоёмкость капитальных ремонтов, соответственно электровозов и вагонеток, чел.ч;

$N^{\text{Э}}, N^{\text{Б}}$ - число единиц, соответственно электровозов и вагонеток.

Плановая численность производственных рабочих

Плановая численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объёма ремонтных работ электровозов и вагонеток, чел:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_{\text{н}}}{D_{\text{р}} \cdot K_{\text{п.в.}}} = \frac{1,5 \cdot 5656}{1529,8 \cdot 1,14} \approx 5, \quad (3.70)$$

где $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ – коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;

$K_{\text{п.в.}} = 1,1 \dots 1,15$ – коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

$D_{\text{р}}$ – номинальный годовой фонд времени одного рабочего,

$$D_{\text{р}} = T_{\text{см}} \cdot (365 - B - П - O) \cdot K_{\text{П}} = 7 \cdot (365 - 104 - 8 - 30) \cdot 0,98 = 1529,8 \quad (3.71)$$

где: $B = 104$ – число выходных дней в году;

$П = 8$ – число праздничных дней в году;

$K_{\text{П}} = 0,95 \div 0,98$ – коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам;

$O = 30$ - число отпускных дней в году;

$T_{\text{см}}=7$ -продолжительность смены.

Практика выполнения годового объёма ремонтных работ электровозов и вагонеток, что необходимой и достаточной плановой численностью производственных рабочих является 5 чел.

4. Эксплуатация средств транспорта

4.1 Механизация работ на погрузочных и разгрузочных станциях

На погрузочных пунктах для выполнения транспортных операций, связанных с загрузкой составов, целесообразно применять автоматизированные комплексы, которые в заданной технологической последовательности выполняют перемещение состава вагонеток в процессе загрузки, перекрытие межвагонного пространства, пылеподавление, уплотнение руды во время загрузки вагонеток.

Основными технологическими функциями комплексов оборудования погрузочных пунктов являются: обеспечение поточности загрузки составов при максимально возможной производительности транспортных средств,

								Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

примыкающих к погрузочному пункту; недопущение простоев работы пункта; сокращение времени на маневры составов и другие операции; обеспечение более полной загрузки.

В состав комплексов типов ГУАПП, отличающихся друг от друга параметрами и конструктивным исполнением отдельных узлов, входят: толкатель типа ПТВМ (ГУАПП) или стопор-толкатель типа ОПП (комплексы ПП и ОПП), автоматизированное загрузочное устройство обеспечивающее перекрытие междвагонного пространства, датчик поворота лотка для управления гидроприводом желоба, маслостанции для питания гидросистемы; аппаратура управления питателем и оросительной системой.

Разгрузочные комплексы околовольных дворов предназначены для приема и автоматической поточной разгрузки транспортных средств, доставляющих грузы к приемным бункерам.

4.1.2 Автоматизация средств рудничного транспорта

На рудных шахтах получило широкое распространение дистанционное управление электровозом в местах погрузки и разгрузки составов. При дистанционном управлении движением электровоза машинист со стационарного пульта управляет одновременно электровозом и работой погрузочных механизмов. Управление осуществляется путем подачи высокочастотных сигналов по контактной сети. В месте погрузки участок контактного провода изолируют вставками от общешахтной сети. Команды на движение электровоза подаются контактором, соединяющий изолированный участок с контактной сетью. Пост управления находится непосредственно у погрузочного пункта. Такая схема позволяет сократить число обслуживающего персонала, повысить производительность откатки и безопасность работы.

4.1.3 Диспетчеризация средств локомотивной откатки

Основными функциями диспетчерской службы являются контроль, учет и управление работой транспорта. Диспетчерская служба может быть одно- и двухступенчатая. При одноступенчатой службе функции диспетчера по транспорту выполняет горный диспетчер. При двухступенчатой службе управлением транспорта руководит диспетчер по транспорту.

Четкая работа большого числа электровозов осуществляется с помощью системы сигнализации, централизации и блокировки (СЦБ). Системой СЦБ называется комплекс средств, предназначенных для централизованного управления движением электровозов и выполнения различных маневровых операций.

Устройства сигнализации предназначены для обеспечения безопасного движения составов и подачи сигналов машинистам электровозов, устройства централизации — для дистанционного управления сигналами и стрелками диспетчером, устройства блокировки — для контроля за сигналами светофоров, положением стрелок, наличием подвижного состава на отдельных участках пути и т.д.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В шахтных условиях в зависимости от числа эксплуатируемых электровозов, расстояния транспортирования, производительности и степени сложности путевого развития применяется несколько систем СЦБ. Шахты с небольшим числом электровозов и малой производительностью оборудуют автоматической световой блокировкой или путевой сигнализацией без контроля за положением стрелок. При несложной схеме путевого развития и маневрирования в околоствольном дворе используют систему автоматической блокировки стрелок и сигналов, переключение которых производится дистанционно по команде машиниста электровоза.

Аппаратура СЦБ состоит из светофоров, путевых датчиков, стрелочных приводов с пускателями, централизованного аппарата с релейным шкафом, источника питания и др.

Светофоры, имеющие красный (запрещающий) и зеленый (разрешающий) сигналы, предназначены для обеспечения безопасности движения составов. По назначению светофоры разделяют на входные, выходные и проходные. Входные и выходные сигналы разрешают или запрещают вход или выход поезда на разминовку или с перегона в околоствольный двор. Проходные сигналы разрешают или запрещают движение поезда с одного участка на другой в пределах перегона или околоствольного двора. Светофоры располагают таким образом, чтобы их сигналы были видны машинисту локомотива на расстоянии не менее длины тормозного пути поезда.

Путевые датчики представляют собой приемные элементы, служащие для связи подвижного состава с Сигнальными и централизованными устройствами и автоматически регулирующие движение локомотивов. В подземных условиях применяют механические, индуктивные, контактные и ультразвуковые датчики. Наибольшее распространение получили три первых типа датчиков. Механический датчик выполняют в виде и, при нажатии на которую колесом локомотива через кнут систему замыкаются контакты электрической цепи сигнализации. Индуктивный датчик представляет собой катушку со стальным сердечником, и устанавливается между рельсами. Принцип действия этого датчика основан на изменении магнитного поля при прохождении над ним локомотива. Контактный датчик выполнен в виде отрезка дополнительного контактного провода, при замыкании которого токоприемником с основным контактным проводом в схему СЦБ подается сигнал прохождения электровоза.

В камере диспетчера расположен центральный аппарат управления, служащий для дистанционного управления сигналами и стрелками путей. На этом аппарате размещена мнемосхема, показывающая состояние светофора (светофорные повторители) и местонахождение электровозов на различных участках откаточных путей. На этом же централизованном аппарате имеется пульт управления с кнопками, с помощью которых диспетчер управляет светофорами и стрелочными переводами. Кроме того, диспетчер постоянно поддерживает связь с машинистами электровозов.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

4.1.4 Ремонт средств рудничного транспорта

Локомотивный транспорт является составной частью внутришахтного транспорта (ВШТ). Организацией и эксплуатацией локомотивного транспорта занимаются три взаимосвязанные службы: пути, тяги и движения.

Служба пути производит укладку, содержание и ремонт рельсового пути.

Служба тяги осуществляет эксплуатацию и ремонт электровозов и вагонеток, в ее ведении находятся контактная сеть, депо с ремонтными мастерскими и зарядными подстанциями, оборудование погрузочных и обменных пунктов. Служба тяги производит также надзор за исправностью и эксплуатацией всего электромеханического оборудования электровозного транспорта. В состав службы тяги входят бригады машинистов, бригады по ремонту электровозов, вагонеток и другого оборудования локомотивной откатки.

Служба движения осуществляет руководство движением составом, производит организацию подачи порожних составов на участки и своевременную вывозку полезного ископаемого и породы, перевозку людей, руководство подземной связью и СЦБ и др. В состав службы движения входят транспортные диспетчеры, горные мастера по движению и СЦБ и бригады рабочих.

Организация работы локомотивного транспорта должна обеспечивать бесперебойное обслуживание погрузочных пунктов, прием вагонеток в околоствольном дворе, их разгрузку и своевременное формирование и отправление на участки поездов с порожними вагонетками.

Обслуживание погрузочных пунктов локомотивной откаткой на угольных и рудных шахтах осуществляется по одному из двух видов организации движения: локомотив закреплен за определенным составом, локомотив не закреплен за составом.

Все бригады по ремонту на руднике работают в одну смену в сутки, в другие смены на руднике присутствуют дежурный электрослесарь, механик из состава бригады тяги.

4.1.5 Перевозка обслуживающего персонала

Современные шахты, как правило, отличаются сравнительно-большими размерами обрабатываемых шахтных полей. Расстояния от подъемных стволов до рабочих участков на многих шахтах измеряются километрами, причем откаточные выработки могут иметь несколько ступеней в виде чередующихся горизонтальных и наклонных. В этих условиях перевозка людей по выработкам средствами подземного транспорта приобретает важнейшее значение, так как при этом повышается полезное рабочее время смены, снижается утомляемость рабочих и повышается производительность труда. Кроме того, при перевозке людей значительно повышается безопасность труда в подземных условиях. В связи с этим вопросам перевозки людей в горной промышленности России уделяется серьезное внимание, а условия и способы ее осуществления с целью обеспечения полной безопасности строго регламентированы Правилами безопасности.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Согласно Правилам безопасности, перевозка людей должна обязательно предусматриваться для горизонтальных выработок при длине их 1 км и более, а также для всех наклонных выработок, соединяющих отдельные горизонты. Исключение допускается лишь для выработок с углом наклона до 30°, если разность отметок концевых участков не превышает 25 м.

Перевозка людей должна производиться только в специальных вагонетках при соответствующей организации движения откаточных выработок и концевых станций. Обычные грузовые вагонетки, оборудуемые специальными съемными сиденьями, в отдельных случаях могут применяться лишь для перевозки людей по горизонтальным выработкам на шахтах с разбросанными горными работами и только при применении аккумуляторных электровозов. Такой способ перевозки связан, однако, с неудобствами для рабочих и иногда может оказаться небезопасным, поэтому в каждом случае его применение должно согласовываться с горнотехнической инспекцией.

Перевозка людей по горизонтальным выработкам производится в составах из специальных пассажирских вагонеток. В настоящее время на рудниках применяются два типа пассажирских вагонеток для горизонтальных выработок: ВУП-12 с шестью двухместными сиденьями (на колею 600 мм) и ВУП-18 с шестью трехместными сиденьями (на колею 900 мм). Оба типа вагонеток по две двухосных тележки, соединенные с кузовом при помощи шаровых пят с подпятниками, установленными на цилиндрических пружинах. Наличие поворотных тележек позволяет применять такие вагонетки на путях с малыми радиусами закруглений (до 7—8 м).

Кузова вагонеток оборудованы глухими торцовыми стенками и металлической крышей, имеющей надежный электрический контакт с рельсами через корпус и раму (во избежание поражения людей током при обрыве контактного провода). Для смягчения толчков и ударов вагонетки оборудованы пружинными амортизаторами на буферах и сцепках. Особенностью вагонеток является также наличие механического колодочного тормоза, включаемого вручную при помощи рычагов, установленных на передней и задней площадках.

Скорость движения пассажирских поездов по горизонтальным выработкам не должна превышать 3,0 м/сек (10,8 км/ч), а тормозные средства должны обеспечивать остановку состава на преобладающем уклоне при длине тормозного пути не более 20 м. Последнее может быть достигнуто включением в состав необходимого количества тормозных вагонеток (т. е. вагонеток, сопровождаемых кондукторами, которые приводят в действие тормоза по сигналу машиниста).

При формировании пассажирских составов должны строго соблюдаться требования Правил безопасности, запрещающие доставку в пассажирских поездах взрывчатых, легковоспламеняющихся и едких материалов, а также прицепку к составам грузовых вагонеток; разрешается лишь перевозка инструмента и запасных частей, не выступающих за контурные размеры вагонеток. В местах посадки должен оставаться хорошо освещенный проход шириной не менее 1 м до крепи на всю длину поезда, а контактный провод на время посадки должен отключаться.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4.1.6.Безопасность при эксплуатации рудничного транспорта.

В данном разделе можно охватить только самые основные и общие правила безопасности при эксплуатации электровозного рудничного транспорта. Более полно эти правила изложены в соответствующих источниках: ПТЭ и ТБ.

Во время движения локомотив должен находиться в голове поезда и лишь при выполнении маневровых работ в хвосте. Машинист должен следить за путевыми знаками, положением стрелочных переводов, тормозной и песочной системами. Производить ремонт на линии запрещается. При появлении необычных шумов, повреждении электрооборудования следует отключить электровоз от питания и отбуксировать для ремонта в гараж.

При подходе к закруглению или стрелочным переводам следует снижать скорость, а при движении под уклон выключать двигатели и готовиться к торможению.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4 Стационарные установки

4.1. Выбор и расчет системы водоотлива рудника

Основными источниками воды в горные выработки являются:

- водоприток по вертикальным стволам;
- естественная фильтрация воды из рудного и породного массивов;
- технологическая вода от бурения и пылеподавления;
- фильтрация избыточной воды при закладке выработанного пространства;
- водоприток от промывки закладочных трубопроводов.

Ожидаемый естественный водоприток согласно проекту рудника оценивается в размере 45-50 м³/час, общий водоприток в рудник составляет 140 м³/час

Таблица 4.1. Исходные данные

Нормальный приток ($Q_{\text{нор}}$), м ³ /ч	140
Глубина рудника ($H_{\text{к}}$), м	1410
Максимальный приток ($Q_{\text{макс}}$), м ³ /ч	180
Вода нейтральная (рН)	7
Длина трубопровода на поверхности ($l_{\text{пов}}$), м	60
Количество суток с нормальным притоком воды ($n_{\text{нор}}$)	305
Количество суток с максимальным притоком воды ($n_{\text{макс}}$)	65
Количество рабочих горизонтов	3

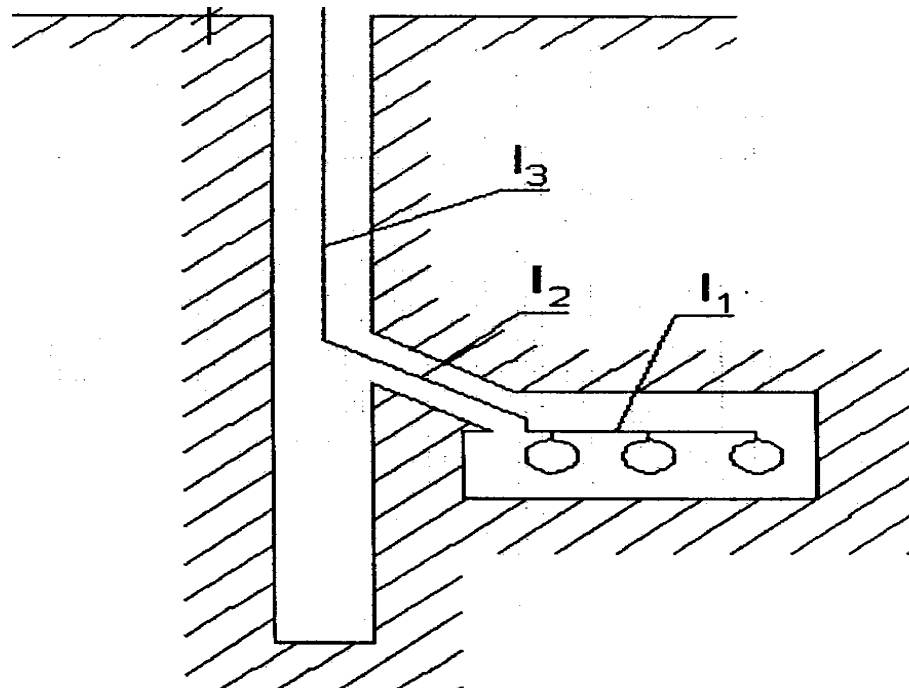


Рисунок 4.1. Принципиальная схема водоотлива

Расчетная подача насоса определяется, исходя из условия, что один насос должен откачивать нормальный суточный приток не более чем за 20ч:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Q = \frac{24 \cdot Q_n}{20} = \frac{24 \cdot 140}{20} = 168 \quad (4.1)$$

где $Q_n = 140 \text{ м}^3/\text{ч}$ – нормальный часовой приток воды.

Необходимый напор насоса, м:

$$H = \frac{H_r}{\eta_{тр}} = \frac{1412}{0,95} = 1490 \quad (4.2)$$

где H_r – геодезическая высота подачи;

$H_{тр}$ – КПД трубопровода.

$$H_r = 1410 + 2 = 1412 \quad (4.3)$$

По каталогу предварительно выбираем насос ЦНС 180 – 950...1900

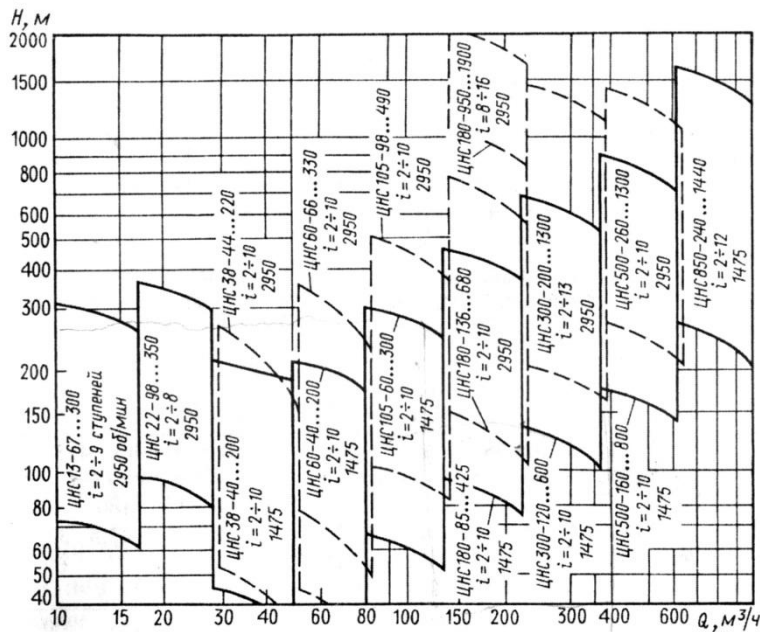


Рисунок 4.2. Поля режимов работы насосов типа ЦНС

Диаметр нагнетательного трубопровода, м:

$$d_n = \sqrt{\frac{4Q}{3600\pi V_n}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 2}} = 0,172 \quad (4.4)$$

где: V_n – скорость движения в нагнетательном трубопроводе, м/с.

По ГОСТу 8732-70 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внешним диаметром 203мм, и толщиной стенки $\delta = 14$ мм.

Фактическая скорость в нагнетательном трубопроводе, м/с:

$$c_n^1 = \frac{4Q}{3600\pi d_n^2} = \frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,175^2} = 1,94 \quad (4.5)$$

Диаметр всасывающего трубопровода, м:

$$d_B = \sqrt{\frac{4Q}{3600\pi c_B^1}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,63}} = 0,192 \quad (4.6)$$

где V_B – скорость движения во всасывающем трубопроводе, м/с.

По ГОСТу 8732-70 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внешним диаметром 219мм, и толщиной стенки $\delta=12$ мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе, м/с:

$$c_B^1 = \frac{4Q}{3600\pi d_{BC}^2} = \frac{4 \cdot 168}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,195^2} = 1,56 \quad (4.7)$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе, м:

$$\Delta\Sigma H = \left(\lambda \frac{l_H}{d_H} + x_3 n_3 + x_{ок} n_{ок} + x_{мп} n_{мп} + x_{вых} \right) \frac{(c_B^1)^2}{2g} = \left(0,027 \frac{1410}{0,175} + 0,3 \cdot 2 + 2 \cdot 1,5 + 0,6 + 1 \right) \frac{194^2}{2 \cdot 9,8} = 36 \quad (4.8)$$

где: l_H – общая длина нагнетательного трубопровода, м;

$x_i n_i$ – коэффициенты местных сопротивлений и их количество;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,175}} = 0,027 \quad (4.9)$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе, м:

$$\Delta\Sigma H = \left(\lambda \frac{l_{BC}}{d_{BC}} + x_{пр.хл} + x_{кол} + x_{вых} \right) \frac{(c_B^1)^2}{2g} = \left(0,03 \frac{5}{0,195} + 6 + 0,6 + 0,5 \right) \frac{1,56^2}{2 \cdot 9,8} = 0,98 \quad (4.10)$$

где: l_{BC} – общая длина всасывающего трубопровода, м;

λ – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_{BC}}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,195}} = 0,03 \quad (4.11)$$

Общие потери напора, м:

$$\Delta\Sigma H = \Delta\Sigma H_H + \Delta\Sigma H_{BC} = 36 + 0,98 = 36,98 \quad (4.12)$$

Для окончательного решения о толщине стенки трубопровода по ГОСТ оценивают величину возможного давления в трубах в момент гидравлического удара. Максимальное его повышение:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\Delta H = \frac{c_n^1 a_0}{g} \sqrt{1 + \frac{\varepsilon d}{E \delta}} = \frac{1,97 \cdot 140}{9,81} \sqrt{1 + \frac{2000 \cdot 0,203}{200000 \cdot 0,014}} = 26 \quad (4.13)$$

Наибольшее давление с учетом гидравлического удара, МПа:

$$H = 1,1H_r + \Delta H = 1,1 \cdot 1412 + 26 = 1579,2 = 15,7 \quad (4.14)$$

Манометрический напор, м:

$$H_m = H_r + \Delta \Sigma H = 1412 + 36,98 = 1448,98 \quad (4.15)$$

Постоянная трубопровода:

$$R = \frac{\Delta \Sigma H}{Q^2} = \frac{36,98}{168^2} = 0,001 \quad (4.16)$$

По формуле $H = H_z + RQ^2$ строим напорную характеристику трубопровода.

Q, м ³ /ч	0	50	100	150	180	200	250
H, м	1412	1414,5	1422	1434,5	1444,4	1452	1474,5

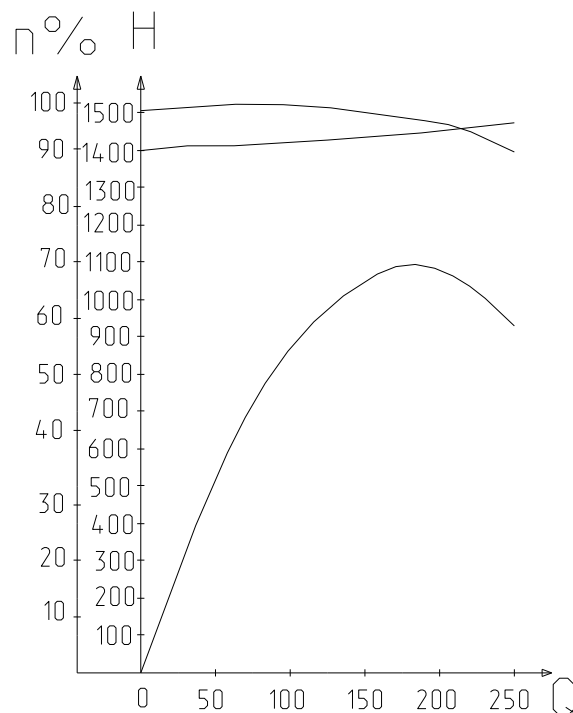


Рисунок 4.3 – График напорных характеристик.

Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации

Устойчивость

$$\frac{H_r}{H_m} = \frac{1412}{1448,98} = 0,87 < 0,9 \quad (4.17)$$

Кавитация

$$H_{\text{вак}} \leq H_{\text{вд.д}} \quad (4.18)$$

где: $H_{\text{вак}}$ – расчетное значение вакуумметрической высоты всасывания;
 $H_{\text{вд.д}} = 3,5\text{м}$ – допустимая вакуумметрическая высота всасывания в действительном режиме работы;

$$H_{\text{вак}} = H_{\text{вс}} \left(\lambda \frac{l_{\text{вс}}}{d_{\text{вс}}} + x_{\text{пр.хл}} + x_{\text{кол}} + x_{\text{вых}} \right) \frac{(c_{\text{в}}^1)^2}{2g} = 2 + \left(0,03 \frac{5}{0,195} + 6 + 0,6 + 0,5 \right) \frac{1,56^2}{2 \cdot 9,8} = 2,98 \quad (4.19)$$

$$2,98 \leq 3,5$$

Выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима, кВт:

$$N_{\text{д}} = (1,1 \div 1,5) 10^{-6} \rho g \frac{H_{\text{д}} Q_{\text{д}}}{3,6 \eta_{\text{д}}} = (1,1 \div 1,5) \cdot 10^{-6} \cdot 1020 \cdot 9,8 \frac{180 \cdot 1500}{3,6 \cdot 0,73} = 1130 \quad (4.20)$$

где: $\rho = 1020 \text{кг/м}^3$ – плотность перекачиваемой жидкости;

$H_{\text{д}}$; $Q_{\text{д}}$; $\eta_{\text{д}}$ – гидравлические параметры действительного эксплуатационного режима насоса.

Исходя из полученной расчетной мощности электродвигателя $N_{\text{д}} = 1130$ кВт принимаем асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором серии АТД 2: АТД – 1250 мощностью 1250 кВт и частотой вращения вала 3000 об/мин, рабочее напряжение 6000В. Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами одним основным, одним в ремонте и одним резервным насосом ЦНС 180-1500.

Фактическое число часов работы установки при нормальном притоке воды, ч:

$$t_{\text{н}}^{\phi} = \frac{Q_{\text{н}} \cdot 24}{Q_{\text{п}} \cdot n} = \frac{140 \cdot 24}{180} = 18,7 \quad (4.21)$$

где n – число одновременно работающих установок.

Фактическое число часов работы установки при максимальном притоке воды, ч:

$$t_{\text{макс}}^{\phi} = \frac{Q_{\text{макс}} \cdot 24}{Q_{\text{п}} \cdot n} = \frac{180 \cdot 24}{180} = 24 \quad (4.22)$$

Объем водосборника, м^3 :

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q_{\text{макс}} = 1,15 \cdot 4 \cdot 180 = 828 \quad (4.23)$$

Для водоотливной установки принимаем систему автоматизации типа УАВ.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ					

Годовой расход электроэнергии, кВт·ч:

$$\mathcal{E}_r = \frac{N_{\text{эл.д}}}{h_{\text{эл.д}} \cdot h_{\text{эл.сет}}} (t_n^\phi n_p + t_{\text{max}}^\phi n_{\text{max}}) = \frac{1250}{0,96 \cdot 0,96} (18,7 \cdot 305 + 24 \cdot 60) = 9688992 \quad (4.24)$$

где $\eta_{\text{эл.д}}$ и $\eta_{\text{эл.сет}}$ – соответственно КПД электродвигателя и электросети.
Годовой приток, м³

$$W_{\text{год}} = (n_n Q_n + n_{\text{max}} Q_{\text{max}}) \cdot 24 = (305 \cdot 140 + 60 \cdot 180) \cdot 24 = 12844000 \quad (4.25)$$

Удельный расход энергии, кВт·ч/м³:

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{\mathcal{E}_r}{W_r} = \frac{9688992}{12844000} = 0,73 \quad (4.26)$$

4.2 Выбор и расчет системы вентиляции рудника

4.2.1. Расчет расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника

Расчет расхода воздуха для проветривания рудников производим по следующим факторам:

- по наибольшему числу людей;
- по газовыделению;
- по газам от взрывных работ;
- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования.

Далее производится проверка площадей сечения стволов для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха, регламентированным ЕПБ.

Основные исходные данные:

Годовая добыча горной массы $A=2,5$ млн.т./год или 8196,7 т/сутки или 2347,4 т/смен или 586,8 кубометра в смену. Наибольшее количество людей в руднике $n = 450$ чел. Количество одновременно взрываемого ВВ по руднику $B = 1235$ кг. Газовыделение - 0.0 % . Суммарная номинальная мощность двигателей внутреннего сгорания, работающих на руднике л.с.:

$$\sum N = 5 \cdot (N1 + N2) = 5 \cdot (185 + 250) = 2175 \quad (4.27)$$

где 5 – количество однотипных машин с ДВС (дизель);

$N1 = 185$ л.с. – номинальная мощность дизельного двигателя ПДМ ST-3,5;

$N2 = 250$ л.с. – номинальная мощность дизельного двигателя ПДМ ST-1030.

Принимаем всасывающий способ вентиляции, так как в этом случае минимальны капитальные затраты. В случае остановки вентилятора, воздух с поверхности будет поступать за счет естественной тяги.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Расчет воздуха:

- по наибольшему числу людей одновременно находящихся в руднике

$$Q_{p.l.} = 0,1 \cdot n \cdot K_3 = 0,1 \cdot 450 \cdot 1,4 = 63 \text{ , м}^3/\text{с} \quad (4.28)$$

где 0,1 м³/с - норма расхода воздуха на одного человека;

n=450 чел - наибольшее число людей, одновременно находящихся в руднике;

K₃=1,4 - коэффициент запаса воздуха .

- по условиям выделения газов после взрывных работ

$$Q_{p.вв.} = 500 \cdot B \cdot K_3 / t = 500 \cdot 1235 \cdot 1,4 / 1800 = 480,3 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.29)$$

где B - количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

t= 1800 с- время проветривания .

- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования

$$Q_{p.двс.} = V_M \cdot \sum N \cdot K \cdot K_3 / 60 = 5 \cdot 2175 \cdot 0,85 \cdot 1,4 / 60 = 230,5 \text{ , м}^3/\text{с} \quad (4.30)$$

где V_M = 5 м³/мин = 0,083 м³/с - норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности двигателя,

∑N = 2175 л.с. - суммарная номинальная мощность всех двигателей внутреннего сгорания, работающих под землей;

K = 0,85 – коэффициент одновременности работы машин.

K учету принимается наибольший расход воздуха, полученный при расчетах по вышеизложенным формулам. Общий расход воздуха для проветривания рудника определяется по формуле:

$$Q_{o.p.} = (Q_p + \sum Q_o) \cdot 1.1, \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.31)$$

где 1.1 - коэффициент, учитывающий неравномерность распределения воздуха по выработкам;

Q - наибольший расход воздуха;

∑Q_o - суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камерных выработок.

Расчетные данные сведены в таблицу

Таблица 4.2. Расход воздуха для проветривания камерных выработок

Наименование	Объем камер, V (м ³)	Расход воздуха, Q (м ³ /с)
КОСО	2000	11
Гараж	5000	27,5
Склад ГСМ	1200	6,6
Склад ВМ	1500	1,75
Медпункт	200	1,1
Итого	9900	48

Необходимое количество воздуха для обособленного проветривания камерных выработок:

- для склада взрывчатых материалов (ВМ):

$$Q_{\text{ВМ}} = 0,07 \cdot V_{\text{ВМ}} / 60 = 0,07 \cdot 1500 / 60 = 1,75 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.32)$$

где $V_{\text{ВМ}}$ - объем склада ВМ;

- для склада горюче-смазочных материалов (ГСМ):

$$Q_{\text{ГСМ}} = 0,33 \cdot V_{\text{ГСМ}} / 60 = 0,33 \cdot 1200 / 60 = 6,6 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.33)$$

где $V_{\text{ГСМ}}$ - объем склада ГСМ;

- для гаражей:

$$Q_{\text{Г}} = 0,33 \cdot V_{\text{Г}} / 60 = 0,33 \cdot 5000 / 60 = 27,5 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.34)$$

где $V_{\text{Г}}$ - объем гаражей;

- для камеры отстоя самоходного оборудования:

$$Q_{\text{К}} = 0,33 \cdot V_{\text{К}} / 60 = 0,33 \cdot 2000 / 60 = 11 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.35)$$

где $V_{\text{К}}$ - объем камеры отстоя самоходного оборудования:

- для медпункта:

$$Q_{\text{П}} = 0,33 \cdot V_{\text{П}} / 60 = 0,33 \cdot 200 / 60 = 1,1 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.36)$$

где $V_{\text{П}}$ - объем медпункта.

Рассчитываем общее количество воздуха:

$$Q_{\text{оп}} = 1,1 \cdot (480,3 + 48) = 581 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.37)$$

4.2.2. Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха

4.2.3. Расчет депрессии рудника

Для определения общешахтной депрессии выбирается та вентиляционная струя (с наибольшим расходом воздуха и наиболее протяженная), депрессия в которой будет наибольшей, и в дальнейшем принимается в качестве общерудничной.

Величину рудничной депрессии рассчитываем по формуле:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$H = \sum h + \sum h_m + h_e, \text{ мм вод.ст.} \quad (4.42)$$

где $\sum h$ – суммарная расчетная депрессия для всех выработок, образующих струю по самому труднопроветриваемому направлению, от устья воздухоподающих стволов, до устья вентиляционного ствола, мм вод.ст, Па.

$\sum h_m$ – суммарная расчетная депрессия местных сопротивлений на всем пути движения воздуха, мм вод.ст, Па ($\sum h_m = 15-20\%$ от $\sum h$).

h_e – депрессия естественной тяги, мм вод.ст,

Па ($h_e = 5-10\%$ от $\sum h$).

Подсчет депрессии последовательно соединенных выработок рассчитываем по формуле:

$$\sum h_i = \sum (a_i \cdot P_i \cdot L_i \cdot Q_i^2 / S_i^3), \text{ мм вод.ст, Па} \quad (4.43)$$

где a_i - кгс²/м⁴ – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки;

P_i - периметр выработки, м;

L_i - длина выработки, м;

S_i – площадь поперечного сечения выработки, м²;

Q_i - расход воздуха по выработке, м³/с.

Расчетные данные заносим в таблицу 4.4

Таблица 4.4 Расчет депрессии

Название выработки	тип крепи	$\alpha_{i \cdot 10^{-4}}$	$L_i, \text{ м}$	$P_i, \text{ м}$	$S_i, \text{ м}^2$	$S_i^3, \text{ м}^3$	$R_i, \text{ Кμ}$	$Q_i, \text{ м}^3/\text{с}$	$Q_i^2, \text{ м}^3/\text{с}$	$h_i, \text{ мм. вод.ст}$
Ствол КС	Мон. бетон	39,2	1400	25	50,24	126808,65	0,0011	290,5	84390,3	92,8
Вскрывающий квершлаг.	Анкерная и Т/Б	15,75	987	14	16	4096	0,0053	121,6	14786,6	78,4
Откаточный штрек	УКК	6,0	500	14	16	4096	0,0011	121,6	14786,6	16,3
Откаточный квершлаг.	Анкерная и Т/Б	15,75	310	14	16	4096	0,0016	121,6	14786,6	23,6
Откаточный штрек	УКК	6,0	500	14	16	4096	0,0011	121,6	14786,6	16,3
Вент. восстающий	Т/Б	20	60	8	4	64	0,015	15,2	231,04	3,5
Вент. квершлаг	УКК	15,75	425	14	16	4096	0,0023	121,6	14786,6	34
Ствол ВС-2	Мон. бетон	15,0	1300	21,4	33,16	36462,3	0,0012	290,5	84390,3	101,3
Итого							0,0287			366,2

Расчитываем величину общешахтной депрессии:

$$H = 366,2 + 73,24 + 36,62 = 476,1 \text{ мм вод.ст.} = 476,1 \text{ Па} \quad (4.44)$$

4.2.4. Выбор вентилятора главного проветривания (ВГП)

Выбор ВГП производится на основе его напорных характеристик H_B и Q_B .

Производительность вентилятора рассчитываем по формуле:

$$Q_B = K_B \cdot Q_{op} 1,1 \cdot 290,5 = 319,5, \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.45)$$

где K_B – коэффициент учитывающий утечки воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентиляторов (1,1 – для ВС).

Для определения режима работы ВГП в сети, необходимо нанести на график зону промышленного использования ВГП и характеристику вентиляционной сети. Точка их пересечения соответствует режиму работы вентилятора.

Для построения характеристики сети значения H_B определяем при значениях Q_B от 0 до 2:

$$H_B = \sum R \cdot Q_B^2 + R_{vy} \cdot Q_B^2, \text{ мм вод.ст, Па} \quad (4.46)$$

где $\sum R$ – сопротивление сети горных выработок, по которым производится расчет депрессии, кН;

R_{vy} – внутреннее сопротивление в вентиляторной установке, кН.

Для определения внутреннего сопротивления вентиляторной установки выполняем следующие расчеты.

Находим эквивалентное отверстие рудника, м^2 :

$$A = \frac{0,38Q_{op}}{\sqrt{H}} = \frac{0,38 \cdot 290,5}{\sqrt{476,1}} = 5,1 \quad (4.47)$$

Ориентировочно определяем диаметр колеса вентилятора, м:

$$d_B = \sqrt{\frac{A}{0,44}} = 3,4 \quad (4.48)$$

Сопротивление вентиляторной установки определяем по формуле:

$$R_{vy} = \frac{a \cdot \pi}{d_B^4} = \frac{0,06 \cdot 3,14}{3,4^4} = 0,0014 \quad (4.49)$$

где $a = 0,06$ – коэффициент для центробежных вентиляторов.

Результаты сводим в таблицу 4.5

Таблица 5.4

Q_B	0	$0,25 Q_B$	$0,5Q_B$	$0,75Q_B$	$1,25Q_B$	$1,5Q_B$	$2Q_B$
Q_B	0	79,8	159,7	239,6	399,4	479,3	639
Q_B^2	0	6380	25520	57420,2	159500,4	229680,6	408321
H_B , мм вод.ст		192,1	768,2	1728,3	4800,9	6913,4	12290,5

По расчетным вентиляционным параметрам Q_B и H_B выбираем 2 вентилятора ВЦД-47,5У.

Таблица 4.5 Техническая характеристика вентилятора ВЦД-47,5У.

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм	4000
Частота вращения мин^{-1}	450-490

Продолжение таблицы 4.5

Диапазон в зоне промышленного использования: - подачи м ³ /с - статическое давление, Па	20-430 1000-8800
Мощность установки, кВт	1250
Максимальный статический КПД установки	0,86

Вентиляция рудника осуществляется всасывающим способом по фланговой системе с использованием всех действующих стволов.

Распределение воздуха по вертикальным стволам принимается следующим:

Поступающий в рудник воздух:

КС- 290,5 м³/с

ВПС –290,5 м³/с

Исходящий из рудника воздух:

ВС-1 – 290,5 м³/с

ВС-2 – 290,5 м³/с

Воздухоподающие стволы оборудованы калориферными установками, а вентиляционные стволы – вентиляторными установками. На вентиляционных стволах установлены вентиляторы главного проветривания. Главные вентиляторные установки состоят из двух агрегатов (рабочего и резервного) одного типа. Реверсирование вентиляционной струи происходит с помощью ляд вентилятора.

4.3 Выбор и расчет системы подъема рудника

4.3.1. Выбор тоннажа скипа. Ориентировочная максимальная скорость подъема

Часовая производительность, т/ч:

$$Q_{\text{ч}} = k_p \frac{Q_{\text{г}}}{n_{\text{г}} \cdot t_{\text{ч}}} = 1,15 \frac{2500000}{305 \cdot 15} = 628 \quad (4.50)$$

где: $Q_{\text{г}}$ – годовая производительность рудника;

k_p – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность поступления грузов к канатному подъемнику;

$n_{\text{г}}$ – количество рабочих дней в году.

Высота подъема, м:

$$H = H_p + h_o + h_n = 1410 + 20 + 35 = 1465 \quad (4.51)$$

где: $H_p=1410\text{м}$ – глубина рудника;

$h_o=20\text{м}$ – глубина опускания скипа ниже основного откаточного горизонта, для его загрузки;

											Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ						

$h_{\text{п}}=35 - 40\text{м}$ – высота подъема скипа над поверхностью рудника для его разгрузки.

Наивыгоднейший вес полезного груза, кН:

$$Q = \frac{2,9\sqrt{H} + \theta}{2,4} Q_{\text{час}} = \frac{2,9\sqrt{1465} + 12}{2,4} \cdot 628 = 32185 \quad (4.52)$$

где: $\theta=12$ продолжительность паузы, сек.

Выбираем стандартный скип с секторным затвором, грузоподъемностью 40 т, высотой разгрузки 16220 мм. Общий вес скипа с подвесным устройством для хвостового каната и с балансирным устройством для многоканатного подъема, кН:

$$G_{\text{ск}} = G_{\text{с}} + G_{\text{п.у.}} = 170 + 116 = 286 \quad (4.53)$$

Число подъемов в час:

$$r = \frac{Q_{\text{час}}}{Q} = \frac{682}{40} = 17 \quad (4.54)$$

Продолжительность цикла, с:

$$T^1 = \frac{3600}{r} = \frac{3600}{17} = 212 \quad (4.55)$$

Чистое время подъема, с:

$$T = T^1 + \theta = 212 + 12 = 224 \quad (4.56)$$

Средняя скорость подъема, м/с:

$$v_{\text{ср}} = \frac{H}{T} = \frac{1465}{224} = 6,5 \quad (4.57)$$

Принимая $\alpha=1,25$ ориентировочное значение максимальной скорости подъема составит, м/с:

$$v_{\text{max(ор)}} = \alpha \cdot v_{\text{ср}} = 1,25 \cdot 6,5 = 8,1 \quad (4.58)$$

Допустимое значение максимальной скорости подъема, м/с:

$$v_{\text{max(доп)}} = 0,5\sqrt{H} = 0,5\sqrt{1465} = 19,1 \quad (4.59)$$

$$v_{\text{max(ор)}} \leq v_{\text{max(доп)}} \\ 8,1 \leq 19,1$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

4.3.2 Расчет канатов

Ввиду значительного преимущества многоканатной подъемной машины с углом обхвата шкива трения $\alpha=180^\circ$ ориентируемся на их применение.

Расстояние между центрами сосудов в стволе для скипов массой 40т., составляет $d_0=2700$ мм, следовательно, при дальнейшем расчете ориентируемся на применение стандартных машин ЦШ 4х4.

В таком случае при удовлетворении норм ПБ $D_{шт.}:d=80$, максимальный диаметр каната, мм:

$$d \leq \frac{D_{шт}}{80} = \frac{4000}{80} = 50 \quad (4.60)$$

Расчет линейной массы канатов, кг/м:

$$P_p = \frac{m^1 \rho_0 g}{\sigma_b n_k} Q_0 = \frac{7 \cdot 9500 \cdot 9,8}{16 \cdot 10^8 \cdot 4} \cdot 68600 = 6,99 \quad (4.61)$$

где: m^1 – запас прочности по концевой статической нагрузке;

$n_k=4$ – количество канатов;

$\rho_0=9000 - 10000$ кг/м³ – условная плотность каната;

$\sigma_b=(14 - 19) \cdot 10^8$ Па – временное сопротивление разрыву проволок каната;

Q_0 – масса концевого груза, кг.

По полученному значению расчетной массы производим выбор каната.

По ГОСТ 2688 – 80 принимаем канат двойной свивки типа ЛК – Р.

Диаметр каната – 51мм;

Линейная масса – 9,545 кг.

Принимаем два хвостовых каната. Линейная масса одного хвостового каната из условия $N_p=n_d g$; $4 \cdot 9,545 = 2g$; $g=19,09$.

В качестве хвостового каната принимаем плоский канат по ГОСТ 3092 – 85.

4.3.3 Орган навивки

Принят многожелобчатый шкив трения:

Тип	ЦШ 4х4
Диаметр шкива D, м	4
Число канатов	4
Ширина шкива	2300мм
Расстояние между канатами	450мм
Необходимый по ПБ диаметр барабана, мм:	

$$D \geq 80d = 80 \cdot 51 = 4080 \quad (4.62)$$

Комбинированная футеровка желобов шкива трения, составлена из прорезиненной ткани и прессмассы К – 236 – 58.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

4.3.4 Приводной двигатель и редуктор

Для удовлетворения ориентировочной максимальной скорости подъема необходимая скорость вращения барабана, об/мин:

$$n_{\sigma} = \frac{60 \cdot v_{\max}}{\pi D} = \frac{60 \cdot 8,1}{3,14 \cdot 4} = 40 \quad (4.63)$$

Принимаем редуктор с передаточным отношением $i=11,5$. Скорость вращения приводного двигателя, об/мин:

$$n_{\text{дв}} = n_{\sigma} \cdot i = 40 \cdot 11,5 = 460 \quad (4.64)$$

Выбираем стандартную скорость вращения асинхронного двигателя $n_{\text{дв}}=490$ об/мин. Тогда действительное значение скорости подъема м/с:

$$v_{\max} = \frac{\pi D n_{\text{ном}}}{60 \cdot i} = \frac{3,14 \cdot 4 \cdot 490}{60 \cdot 11,5} = 9,1 \quad (4.65)$$

Ориентировочная мощность приводного двигателя, кВт:

$$P_{\text{ор}} = \frac{\xi_k Q v_{\max}}{102 \cdot \eta} = \frac{1,25 \cdot 1,15 \cdot 4000 \cdot 9,1}{102 \cdot 0,92} = 474 \quad (4.66)$$

Выбираем двигатель типа АКН2 – 16 – 39 – 12 техническими характеристиками: $P_{\text{ном}}=500$ кВт, $U_{\text{ном}}=6000$ В, $n_{\text{ном}}=490$ об/мин., КПД=0,93.

Расчетное значение момента на тихоходном валу редуктора, кг·м:

$$M_{\max} = \frac{g(Q_{\text{гр}} - \Delta L) \sin \alpha \cdot D}{2} = \frac{9,8(40000 - 9,545 \cdot 1465) \cdot 1 \cdot 4}{2} = 50992,4 \quad (4.67)$$

Выбираем редуктор типа 2ЦО – 18.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

5. Электроснабжение

Электроэнергия для нужд рудника «Гаймырский» поступает по воздушной ЛЭП напряжением 110 кВ до подстанции находящейся на пром.площадке. На трансформаторах главной понизительной подстанции, напряжение понижается до 6 кВ, распределяется по стационарным установкам поверхностного комплекса и подаётся в подземные выработки. Часть электроэнергии, поступающей в центральную понизительную подстанцию, распределяется между подземными распределительными пунктами высокого напряжения.

5.1. Расчёт освещения откаточного горизонта

Расчёт освещения откаточного штрека производится точечным методом. Длина откаточных выработок на одном горизонте составляет 5410 метров, норма освещённости 2 лк, принятый тип светильников РП-100, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость, лк:

$$E_M = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot \cos^3 \alpha / K_3 \cdot h^2 = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,06 / 1,15 \cdot 2^2 = 2,3 \quad (5.1)$$

где K_3 - коэффициент учитывающий старение лампы;

I_a - сила света лампы под углом α ;

h - высота подвески лампы, м;

c - поправочный коэффициент на световой поток.

Угол наклона лучей к освещённой площади:

$\alpha = 65^\circ$; $\cos \alpha = 0,37$; $\cos^3 \alpha = 0,06$;

$$\operatorname{tga} = \frac{Q}{2h} = \frac{10}{2 \cdot 2} = 2,5 \quad (5.2)$$

$$E_M > E_{\min}$$

$$2,5 > 2$$

Вертикальная освещённость, лк:

$$E_B = E_M \operatorname{tga} = 2,3 \cdot 2,5 = 5,75 \quad (5.3)$$

Количество светильников для выработок составляет, шт:

$$N_{\text{св}} = \frac{L_B}{d} = \frac{5410}{10} = 451 \quad (5.4)$$

$$P_{\text{вч}} = 451 \cdot 100 = 45100 \text{ Вт.} \quad (5.5)$$

5.2 Расчёт освещённости камерных выработок

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения электровозного депо.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ширина камеры (В=6м), длина (А=19м), высота подвески светильников (h=3,5м).

Определим показатель освещенности:

$$I = \frac{AB}{h(A+B)} = \frac{6 \cdot 19}{3,5(6+19)} = 1,3 \quad (5.6)$$

Потребный световой поток одной лампы, лм:

$$F_A = \frac{K_3 \cdot E_{\min} \cdot S \cdot Z}{\eta \cdot n} = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 114 \cdot 1,1}{0,11 \cdot 8} = 3420 \quad (5.7)$$

где E_{\min} – минимальная норма освещённости, лк;

n – число светильников, шт;

K_3 – коэффициент запаса;

S – площадь освещения, м²;

Z – отношение средней освещённости к минимальной.

Для освещения принимаем светильник типа РП-200. Расстояние между светильниками 4,5 метров.

Действительная освещённость составит, лк:

$$E_{\text{действ.}} = \frac{F_A \cdot n \cdot \eta}{K_3 \cdot S \cdot Z} = \frac{3420 \cdot 8 \cdot 0,11}{1,2 \cdot 114 \cdot 1,1} = 20 \quad (5.8)$$

$$E_{\text{действ.}} \geq E_{\min}$$

$$20 = 20$$

Общая мощность осветительной установки, кВА:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3} = 200 \cdot 8 \cdot 10^{-3} = 1,6 \quad (5.9)$$

Таблица 5.1. Расчет освещенности камерных выработок

Наименование выработки	Расстояние между светильниками	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Кол-во светильников	Суммарная мощность
Камера тяговой подстанции	5	РП – 200	3320	200	7	1,4
Камера диспетчера	4	РП – 100	1360	100	5	0,5
Камера погрузочного пункта	5	РП – 200	3800	200	5	1
Электровозное депо	8	РП – 200	3420	200	8	1,6

Необходимая мощность осветительных трансформаторов, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \frac{P_n \cdot n \cdot K_c}{1000 \cdot \eta_c \cdot \cos \varphi \cdot \eta_{\text{тр}}} = \frac{(451 \cdot 100 + 25 \cdot 200) \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,6 \cdot 0,6} = 132 \quad (5.10)$$

где K_c – коэффициент спроса;
 η_c – КПД осветительной сети;
 $\eta_{\text{тр}}$ – КПД осветительных ламп;
 P_n – мощность лампы, Вт;
 n – количество светильников, шт.

Принимаем тип пускового агрегата для питания осветительной сети АП-4. В соответствии с необходимой мощностью для освещения необходимо 30 пусковых агрегатов. Средняя длина осветительного кабеля составит 180 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле, А:

$$I_k = \frac{N_{\text{мп}} \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U} = \frac{4 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 127} = 18 \quad (5.11)$$

где: $N_{\text{мп}}$ - мощность пускового агрегата, кВА;
 U - напряжение в питающем кабеле, В.
Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки, мм²:

$$S_{\text{осн}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_k \cdot L_k}{\gamma \cdot \Delta H_{\text{осн.к}} \cdot U} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot 18 \cdot 180}{50 \cdot 6,35 \cdot 127} = 14 \quad (5.12)$$

где L_k – длина магистрального кабеля, м;
 γ – удельная проводимость, м/Ом·мм²;
 ΔH – допустимая потеря напряжения в магистральном осветительном кабеле.

$$\Delta H_{\text{осн.к}} = 0,05 \cdot U_M = 0,05 \cdot 127 = 6,35 \text{ В} \quad (5.13)$$

где U_M – номинальное напряжение осветительной сети, В.
По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля ГВШЭ $S_k = 16 \text{ мм}^2$.

5.3. Расчет подземной передвижной станции

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов. Потребители и результаты расчетов представлены в таблице 5.2.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.2. Расчёт количества потребляемой энергии участка

Наименование потребителей	п. шт	$P_{уст.}$ кВт	K_c	$\cos\varphi$	$\operatorname{tg}\varphi$	$Q_p,$ квар.	$P_p,$ кВт	T ч/г	$W_a \cdot 10^6,$ кВт·ч	$W_p 10^6,$ кВт·ч
Boomer 282	2	250	0,36	0,82	0,7	63	90	6405	0,6	0,4
ВМП – 6М	2	60	0,3	0,73	0,65	11,7	18	6405	0,1	0,07
Насос местного водоотлива	1	150	0,7	0,9	0,45	79	105	6100	0,64	0,48
Итого						183,7	213		1,34	0,95

$$\cos \varphi_{ср.вз} = \frac{\Sigma W_a}{\sqrt{(\Sigma W_a)^2 + (\Sigma W_p)^2}} = \frac{1,34}{\sqrt{1,34^2 + 0,95^2}} = 0,83. \quad (5.14)$$

Расчетная мощность компенсирующего устройства, квар;

$$Q_k = \Sigma P_p (tg \varphi_1 - tg \varphi_2) = 213 \cdot (0,67 - 0,14) = 112,9. \quad (5.15)$$

где: $\operatorname{tg}\varphi_1$ – коэффициент реактивной мощности, соответствующий $\cos\varphi_{ср.вз}$.
 $\operatorname{tg}\varphi_2$ – коэффициент реактивной мощности, соответствующий желаемому $\cos\varphi$.

Расчетная полная нагрузка подземной подстанции, кВА:

$$S_p = \sqrt{(\Sigma P_p)^2 + (\Sigma Q_p - Q_k)^2} = \sqrt{213^2 + (183 - 112,9)^2} = 224. \quad (5.16)$$

$$S_{мп} = S + S_{осе} = 224 + 132 = 356. \quad (5.17)$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем трансформаторную подстанцию ТСШВП 400/6.

Расчет кабельной сети

Расчет кабеля ТСШВП 400/6.

Ток нагрузки кабеля, А:

$$I_p = \frac{S_{тр}}{\sqrt{3} \cdot U} = \frac{356}{\sqrt{3} \cdot 6} = 35. \quad (5.18)$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 10 мм², допускающий нагрузку 35 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения, мм²:

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{расч} \cdot L \cdot \cos \varphi}{50 \cdot \Delta U} = \frac{\sqrt{3} \cdot 35 \cdot 120 \cdot 0,83}{50 \cdot 19} = 6,2. \quad (5.19)$$

где: L – длина кабеля;

ΔU – допустимое падение напряжения.

Определим сечение кабеля по нагреву:

$$I_{\text{кф}} = \frac{P_y \cdot K_c}{1,73 \cdot U_n \cdot \cos \varphi} = \frac{630 \cdot 0,59}{1,73 \cdot 0,83 \cdot 380} = 31. \quad (5.20)$$

По данному току нагрузки кабель сечением 10 мм² подходит.
Принимаем два кабеля типа ГРШЭ сечением 10 мм². Один является рабочим, другой резервным.

5.4. Расчет ГПП

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов.

Таблица 5.3. Потребители энергии на поверхности

Наименование потребителей	Кол-во	Р кВт	Р _{уст.} кВт	cosφ	tgφ	K _c	Расчетная мощность		Т ч/г	Расход энергии	
							P _p кВт	Q _p квар		w _a · 10 ⁶ кВт·ч	w _p · 10 ⁶ квар·ч
Клетевой подъем	2	500	1000	0,83	0,71	0,7	700	497	4575	3,2	2,2
Скиповой подъем	2	500	1000	0,83	0,71	0,7	700	497	3050	3,2	2,2
Участковый кондиционер	1	200	200	0,84	0,75	0,8	160	120	6405	1	0,8
Вентилятор	2	1250	2500	0,83	0,81	0,9	2250	1822	7320	16,5	13,3
Компрессор	2	410	820	0,82	0,75	0,5	410	307,5	7320	3	2,3
Участок №1		460	460	0,82	0,75	0,3	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №2		460	460	0,82	0,75	0,3	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №3		460	460	0,82	0,75	0,3	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №4		335	335	0,82	0,75	0,3	100	75	6405	0,4	0,3
Водоотлив. установка		1250	1250	0,9	0,45	0,7	875	394	6100	5,3	2,4
ИТОГО							5609	4024		35	24,7

$$\cos \varphi = \frac{\sum W_a}{\sqrt{(W_a^2 + W_p^2)}} = \frac{35}{\sqrt{35^2 + 24,7^2}} = 0,83. \quad (5.21)$$

Расчетная мощность компенсирующего устройства, квар;

$$Q_k = \sum P_p (tg\varphi_1 - tg\varphi_2) = 5609 \cdot (0,67 - 0,14) = 2973. \quad (5.22)$$

Расчет количества конденсаторов:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

$$n = \frac{Q_k}{g_c \left(\frac{U_c}{U_{ном}} \right)} = \frac{2973}{1350 \cdot 1} \approx 1,7 = 2. \quad (5.23)$$

Принимаем два конденсатора УКЛ(П)56 – 6,3(10,5) – 1350 У 1.
Мощность трансформатора ГПП:

$$S_p = \sqrt{(\Sigma P_p)^2 + (\Sigma Q_p - Q_k)^2} = \sqrt{5609^2 + (4024 - 2973)^2} = 5806. \quad (5.23)$$

Принимаем трансформатор типа ТМ 6300/110.

5.5. Расчет токов КЗ в высоковольтной сети

Расчет производим методом расчетных кривых для трех моментов времени $t=0$ с; $t=0,2$ с; $t=\infty$.

В расчете учитываем только индуктивные сопротивления всех элементов цепи. Расчет производим в относительных единицах приведенных к базисным условиям. При расчетах данным методом надо учесть подпитку высоковольтных двигателей подключенных к месту К.З. Для выбора высоковольтных ячеек и проверки высоковольтных кабельных линий на термическую стойкость, производим только расчет токов трехфазного К.З.

Составляем укрупненную однолинейную принципиальную схему электроснабжения и схему ее замещения.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

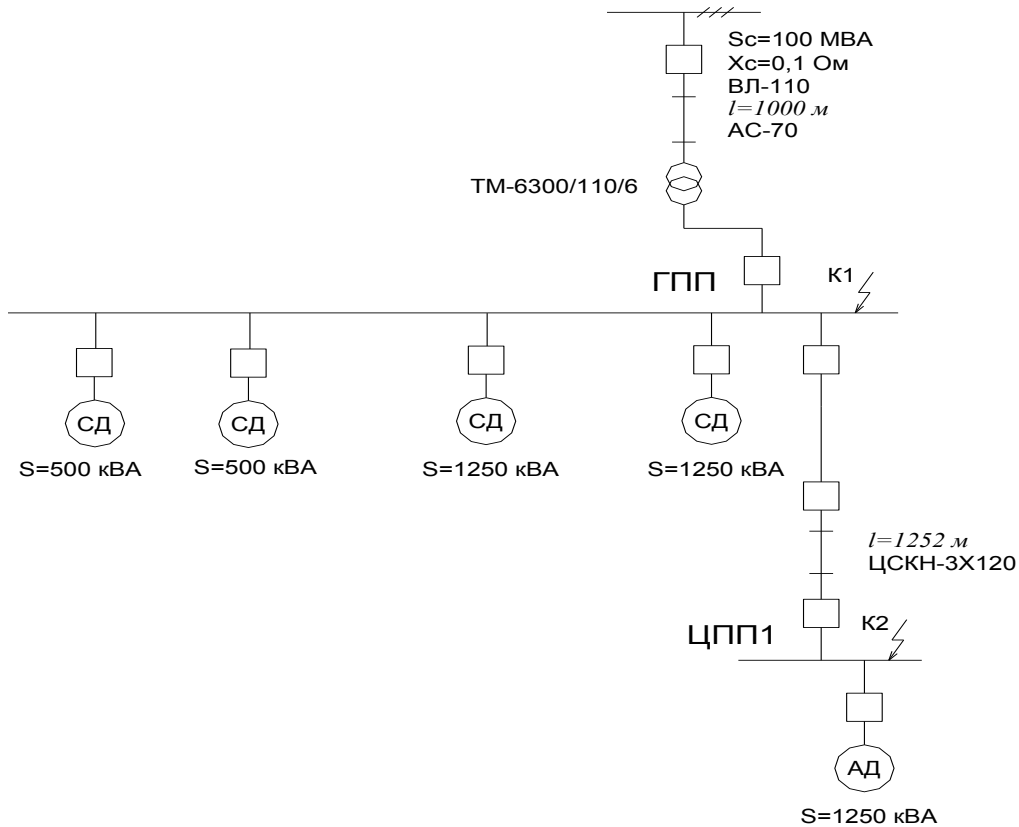


Рисунок 5.1. Укрупненная однолинейная принципиальная схема электроснабжения рудника

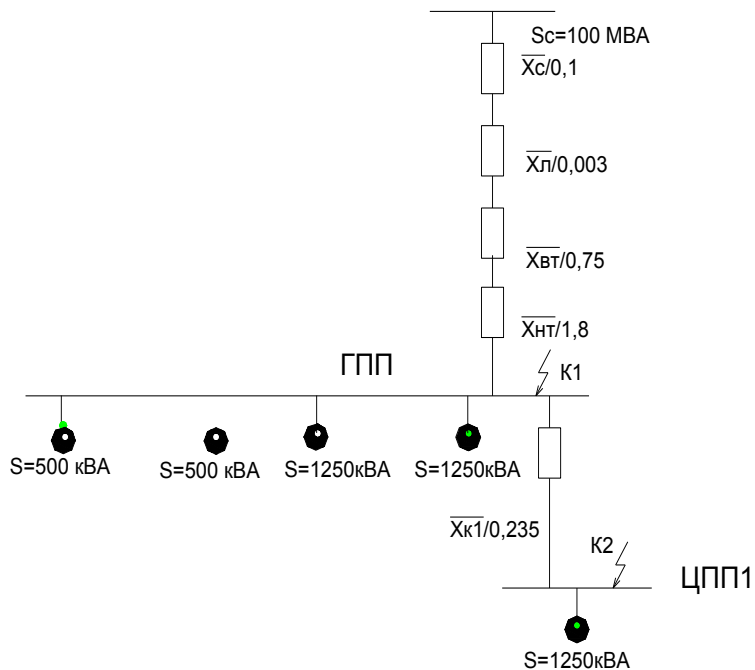


Рисунок 5.2. Схема замещения

Рассчитаем индуктивные сопротивления элементов схемы в относительных единицах. За базисную величину примем $S_0 = S_c = 100$ МВА.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Индуктивное сопротивление системы:

$$\bar{x}_c = x_c \cdot \frac{S_6}{S_c} = 0,1. \quad (5.24)$$

Индуктивное сопротивление воздушной линии, для ВЛ110 кВ и проводника АС70 длиной 1000 м

$$\bar{x}_л = x_0 l \frac{S_6}{U_6^2} = 0,4 \cdot 1 \cdot \frac{100}{115^2} = 0,003. \quad (5.25)$$

где $x_0=0,4$ Ом/км.

Индуктивное сопротивление трансформатора со стороны сети:

$$\bar{x}_{вт} = \frac{U_{к.вт} S_6}{100 \cdot S_{тр.люм}} = \frac{3 \cdot 100}{100 \cdot 6,3} = 0,48. \quad (5.26)$$

Индуктивное сопротивление трансформатора со стороны 6 кВ:

$$\bar{x}_{вт} = \frac{U_{к.вт} S_6}{100 \cdot S_{тр.люм}} = \frac{7,5 \cdot 100}{100 \cdot 6,3} = 1,2. \quad (5.27)$$

Индуктивное сопротивление кабельной линии ГПП-ЦПП:

$$\bar{x}_{кп1} = x_0 l_{кп1} \frac{S_6}{U_{62}^2} = 0,078 \cdot 1,2 \cdot \frac{100}{6,3^2} = 0,235 \quad (5.28)$$

где $x_0=0,078$ Ом/км ;

$l_{кп1} = 1,2$ км - длина кабельной линии.

Значение тока в сети 6 кВ, приведенное к базисной величине, кА:

$$I_{62} = \frac{S_6}{\sqrt{3} \cdot U_{62}} = \frac{100}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 9,33. \quad (5.29)$$

Найдем суммарное сопротивление в точках КЗ,
для К1:

$$\bar{x}_{расч.К1} = \bar{x}_c + \bar{x}_л + \bar{x}_{вт} + \bar{x}_{нт} = 0,1 + 0,003 + 0,48 + 1,2 = 1,783; \quad (5.30)$$

для К2:

$$\bar{x}_{расч.К2} = \bar{x}_c + \bar{x}_л + \bar{x}_{вт} + \bar{x}_{нт} + \bar{x}_{кп1} = 0,1 + 0,003 + 0,48 + 1,2 + 0,235 = 2,018 \quad (5.31)$$

По расчетным кривым определим кратность токов КЗ для точки К1

$$k_{t=0} = 0,54;$$

$$k_{t=0,2} = 0,52;$$

$$k_{t=\infty} = 0,6.$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

Рассчитаем токи КЗ со стороны системы для всех моментов времени.
Для точки К1 с учетом подпитки от синхронных двигателей, А:

$$I_{K1,t=0}^c = k_{t=0} \cdot I_{\delta 2} + 4 \sum I_{н.дв.i} = 0,54 \cdot 9330 + 4 \cdot 326,37 = 10635,5 \quad (5.32)$$

где $I_{н.дв.i} = \frac{S_{дв.i}}{\sqrt{3}U_{\delta 2}} = \frac{1000}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 93,37$ А – ток подпитки от двигателей подъемной установки;

$$I_{н.дв.i} = \frac{S_{дв.i}}{\sqrt{3}U_{\delta 2}} = \frac{2500}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 233$$
 А – ток подпитки от двигателей ГВУ.

$$I_{K1,t=0,2}^c = k_{t=0,2} \cdot I_{\delta 2} = 0,52 \cdot 9330 = 4850$$
 А; (5.32)

$$I_{K1,t=\infty}^c = k_{t=\infty} \cdot I_{\delta 2} = 0,56 \cdot 9330 = 5220$$
 А. (5.33)

Для точки К2, А:

$$I_{K2}^c = I_{K2,t=\infty} = I_{K2}'' = I_{K2,0,2} = \frac{I_{\delta 2}}{\bar{x}_{K2}} = \frac{9330}{2,88} = 4623,4, \quad (5.34)$$

$$I_{K2,t=0}^c = k_{t=0} \cdot I_{\delta 2} + 4 \sum I_{н.дв.i} = 0,54 \cdot 9330 + 4 \cdot 116,4 = 5503,8, \quad (5.35)$$

где $I_{н.дв.i} = \frac{S_{дв.i}}{\sqrt{3}U_{\delta 2}} = \frac{1250}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 116,7$ А – ток подпитки от двигателей водоотливной установки.

Ударный ток К.З. находят по формуле.

Мгновенное значение, кА:

$$i_y = k_y \sqrt{2} I'' = \sqrt{2} k_y I_{t=0} = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot I_k = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot 5503,8 = 14010,4 \quad (5.36)$$

где $k_y=1,8$ – ударный коэффициент.

Действующее значение ударного тока, А:

$$I_y = q I'' = 1,51 \cdot 5503,8 = 8310,7, \quad (5.37)$$

где $q=1,51$.

Полученные данные сведем в таблицу

Таблица 5.4. Сводная таблица

№	Точка КЗ	$I''=I_{t=0}$, кА	$I_{t=0,2}$, кА	$I_{t=\infty}$, кА	i_y , кА	I_y , кА
1	К1	10,6355	4,850	5,220	27,074	16,0596
2	К2	5,5038	4,6234	4,6234	14010,4	8,310

Проверка кабеля на термическую стойкость по токам КЗ.

$$S_{\min. ЦПП} = I_{t=\infty} \frac{\sqrt{t_\phi}}{C} = 4623,4 \frac{\sqrt{0,2}}{165} = 12,5 \text{ мм}^2 \quad (5.38)$$

где $C=165$ – коэффициент, учитывающий материал кабеля.

Расчетное минимальное сечение кабеля меньше выбранного сечения.

5.6. Выбор высоковольтных ячеек

Для ЦПП выбираем высоковольтные ячейки КРУВ – 6 с высоковольтными выключателями типа ВЭВ – 6.

Таблица 5.5. Выбор ячеек ЦПП

Условие выбора	Расчетные значения				Паспортные данные
Номинальное напряжение, кВ	6	6	6	6	6
Номинальный ток, кА	0,38	0,18	0,11	-	0,4
Отключающий ток, кА	4,6	4,6	4,6	-	10
Ударный ток, кА	14	14	14	-	25
Мощность отключения, кВА	49,5	49,5	49,5	-	100
Термическая стойкость, кА	3,7	3,7	3,7	-	10

Для ГПП выбираем высоковольтные ячейки КРУ – 6 с высоковольтными выключателями типа ВВЭ – 6.

Таблица 5.6. Выбор ячеек ГПП

Условие выбора	Расчетные значения				Паспортные данные
Номинальное напряжение, кВ	6	6	6	6	6
Номинальный ток, кА	1,9	0,9	0,62	-	2
Отключающий ток, кА	10,6	10,6	10,6	-	31,5
Ударный ток, кА	27	27	27	-	80
Мощность отключения, кВА	52	52	52	-	546
Термическая стойкость, кА	27	27	27	-	31,5

5.7. Определение основных электрических показателей электрических сетей

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

$$\alpha = \frac{\sum W_a}{A_{\text{сум}}} = \frac{35 \cdot 10^6}{2500000} = 14. \quad (5.39)$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ				

где A – годовая производительность рудника, т/год.

Стоимость электроэнергии за год, руб:

$$C_{\text{год}} = \sum S \cdot a + \sum W_a \cdot b = 5806 \cdot 12 \cdot 339,558 + 35 \cdot 10^6 \cdot 262,65 \cdot 10^{-3} = 32,8 \cdot 10^6 \quad (5.40)$$

где $\sum S$ – общая заявленная мощность, кВА;

b – годовая стоимость 1 кВА мощности, руб/кВтч;

n – число рабочих дней в году;

a – плата за 1 кВтч.

Удельная стоимость электроэнергии:

$$C^1 = \frac{C}{\sum W_a} = \frac{32,8 \cdot 10^6}{35 \cdot 10^6} = 0,97 \text{ руб/кВт} \cdot \text{ч} \quad (5.41)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6. Технология ремонта

В целях предупреждения прогрессивного нарастания износа, исключения поломок и преждевременного выхода из строя деталей и узлов основного технологического оборудования (ОТО), а также для поддержания его в постоянной эксплуатационной готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы проводится система планово-предупредительного ремонта (ППР). Она состоит из циклически повторяющихся организационных и технических мероприятий, предусматривающих выполнение планированных во времени профилактических работ по осмотру, уходу и устранению неисправностей, а также ремонтов, восстанавливающих работоспособность действующего технологического оборудования.

Система ППР предусматривает:

1. Обязательное выполнение правил технической эксплуатации (ПТЭ) основного технологического оборудования и норм его технического обслуживания;
2. Своевременное и качественное проведение плановых ремонтов оборудования.

Система ППР обеспечивает:

1. Восстановление заданных технических характеристик оборудования;
2. Увеличение продолжительности межремонтных периодов работы оборудования;
3. Снижение продолжительности и стоимости ремонта, а также повышение качества выполняемых ремонтных работ;
4. Стабильность протекания технологических процессов.

Различают следующие виды планово-предупредительного ремонта (ППР):

1. Межремонтное техническое обслуживание: ежедневные и периодические ремонтные осмотры;
2. Плановые ремонты, которые состоят из текущих ремонтов (Т1, Т2, Т3,....Т..) и капитальных ремонтов (К).

Техническое обслуживание оборудования представляет собой комплекс мероприятий, направленных на предупреждение преждевременного износа оборудования путем точного выполнения правил ПТЭ, а также своевременного устранения мелких неисправностей.

Техническое обслуживание включает:

1. Ежедневное техническое обслуживание;
2. Периодические технические осмотры, выполняемые после наработки оборудованием определенного количества часов.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Таблица 6.1 – Ремонтные нормативы основного оборудования

№	Оборудование	Кол-во	Масса, т	Ремонт				Трудоёмкость, чел. час	
				Вид	Периодность	Продолж.	Число в цикле	Одного ремонта	Ср. годовая
1	Boomer 282	3	17	ТО	470	6	12	6	48
				T1	1410	18	3	36	72
				T2	2820	30	2	120	160
				К	8460	72	1	360	240
2	Boomer M2 D	5	23,5	ТО	470	6	12	6	48
				T1	1410	18	3	36	72
				T2	2820	30	2	120	160
				К	8460	72	1	360	240
3	ST-3,5	3	17,5	ТО	470	6	12	12	96
				T1	1410	18	3	72	144
				T2	2820	30	2	231	310
				К	8460	72	1	900	603
4	ST-1030	6	26	ТО	470	6	12	12	96
				T1	1410	18	3	72	144
				T2	2820	30	2	231	310
				К	8460	72	1	900	603
5	K-28	3	28	ТО	470	6	30	6	60
				T1	2820	18	5	60	100
				К	16920	72	1	360	120
6	ВГ-9	43	9	ТО	470	6	30	6	60
				T1	2820	18	5	60	100
				К	11280	72	1	360	120

6.1 Ремонт буровой установки

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} = \frac{5275 + 0}{8460} \approx 0,6 = 1, \quad (6.1)$$

где H_Γ - планируемая выработка на год, ч;

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_{И}^П - T_P = 6405 \cdot 0,85 - 169 = 5275, \quad (6.2)$$

где $K_{И}^П = 0,8 \dots 0,9$ – планируемый коэффициент использования станка в смену;

T_P – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_P = \frac{T_\Gamma \cdot (T_{ТО} \cdot N_{ТО}^И + T_1 \cdot N_1^И + T_2 \cdot N_2^И + T_K \cdot N_K^И)}{K} = \frac{6405 \cdot (6 \cdot 12 + 18 \cdot 3 + 30 \cdot 2 + 72 \cdot 1)}{8460} = 169, \quad (6.3)$$

где $T_{ТО}, T_1, T_2, K$ – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$N_{ТО}^И, N_1^И, N_2^И, N_K^И$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущих и капитального ремонта;

$K = 8460$ ч – ремонтный цикл станка;

$H_K = 0$ – выработка станка от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} - номинальный фонд времени работы станка, ч:

$$T_{\Gamma} = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405, \quad (6.4)$$

где $D = 305$ – количество рабочих дней станка в году;

$C = 3$ – количество смен работы станка в сутки;

$\Pi = 7$ – продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным единице.

Количество вторых текущих ремонтов:

$$N_T = \frac{H_{\Gamma} + H_T}{T} - N_K = \frac{5275 + 0}{2820} - 1 \approx 0,9 = 1, \quad (6.5)$$

где $T = 2820$ ч – периодичность вторых текущих ремонтов;

$H_T = 0$ – выработка станка от предыдущего второго текущего ремонта.

Количество первых текущих ремонтов:

$$N_T = \frac{H_{\Gamma} + H_T}{T} - N_K - N_2 = \frac{5275 + 0}{1410} - 1 - 1 \approx 1,8 = 2, \quad (6.6)$$

где: $T = 1410$ ч. – периодичность первых текущих ремонтов;

$H_T = 0$ – выработка станка от предыдущего первого текущего ремонта.

Количество технических осмотров:

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{mo}}{T_{mo}} - N_K - N_T = \frac{5275 + 0}{470} - 1 - 1 - 2 \approx 7,2 = 8, \quad (6.7)$$

где $T_{to} = 470$ ч - периодичность технических осмотров .

$H_{to} = 0$ - выработка станка от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров принимается равным восьми.

6.2. Ремонт погрузочно-доставочной машины

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_K = \frac{H_{\Gamma} + H_K}{K} = \frac{5171 + 0}{8460} \approx 0,6 = 1, \quad (6.8)$$

где H_{Γ} - планируемая выработка на год, ч.

$$H_{\Gamma} = T_{\Gamma} \cdot K_{И}^{\Pi} - T_P = 6405 \cdot 0,85 - 273 = 5171, \quad (6.9)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $K_{II}^{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$ – планируемый коэффициент использования ПДМ в смену;

T_P – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_P = \frac{T_{\Gamma} \cdot (T_{TO} \cdot N_{TO}^{II} + T_1 \cdot N_1^{II} + T_2 \cdot N_2^{II} + T_K \cdot N_K^{II})}{K} = \frac{6405 \cdot (6 \cdot 12 + 16 \cdot 3 + 40 \cdot 2 + 160 \cdot 1)}{8460} = 273, \quad (6.10)$$

где T_{TO}, T_1, T_2, K – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$N_{TO}^{II}, N_1^{II}, N_2^{II}, N_K^{II}$ – число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущих и капитального ремонта;

$K = 8460$ ч – ремонтный цикл ПДМ;

$N_K = 0$ – выработка ПДМ от предыдущего капитального ремонта;

T_{Γ} – номинальный фонд времени работы станка, ч:

$$T_{\Gamma} = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405, \quad (6.11)$$

где $D = 305$ – количество рабочих дней ПДМ в году;

$C = 3$ – количество смен работы ПДМ в сутки;

$\Pi = 7$ – продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным единице.

Количество вторых текущих ремонтов

$$N_T = \frac{H_{\Gamma} + H_T}{T} - N_K = \frac{5171 + 0}{2820} - 1 \approx 0,8 = 1, \quad (6.12)$$

где $T = 2820$ ч – периодичность вторых текущих ремонтов;

$H_T = 0$ – выработка ПДМ от предыдущего второго текущего ремонта.

Количество первых текущих ремонтов

$$N_T = \frac{H_{\Gamma} + H_T}{T} - N_K - N_2 = \frac{5171 + 0}{1410} - 1 - 1 \approx 1,6 = 2, \quad (6.13)$$

где $T = 1410$ ч – периодичность первых текущих ремонтов;

$H_T = 0$ – выработка ПДМ от предыдущего первого текущего ремонта.

Количество технических осмотров

$$N_{TO} = \frac{H_{\Gamma} + H_{mo}}{T_{mo}} - N_K - N_T = \frac{5171 + 0}{470} - 1 - 1 - 2 \approx 6,9 = 7, \quad (6.14)$$

где $T_{TO} = 470$ ч – периодичность технических осмотров.

$H_{TO} = 0$ – выработка ПДМ от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров принимается равным семи.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6.3 Ремонт рудничного транспорта

6.3.1. Электровозы КТ28

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_K = \frac{H_\Gamma + H_K}{K} = \frac{5315 + 0}{16920} \approx 0,3 = 0 \quad (6.15)$$

где H_Γ - планируемая выработка на год, ч

$$H_\Gamma = T_\Gamma \cdot K_{И}^{\Pi} - T_P = 6405 \cdot 0,85 - 129,5 = 5315 \quad (6.16)$$

где $K_{И}^{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$ - планируемый коэффициент использования электровоза в смену;

T_P - количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_P = \frac{T_\Gamma \cdot (T_{ТО} \cdot N_{ТО}^{\Pi} + T \cdot N^{\Pi} + T_K \cdot N_K^{\Pi})}{K} = \frac{6405 \cdot (6 \cdot 30 + 18 \cdot 5 + 72 \cdot 1)}{16920} = 129,5 \quad (6.17)$$

где $T_{ТО}$, T , T_K - продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$N_{ТО}^{\Pi}$, N_T^{Π} , N_K^{Π} - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$K = 16920$ ч - ремонтный цикл электровоза;

$H_K = 0$ - выработка электровоз от предыдущего капитального ремонта;

T_Γ - номинальный фонд времени работы электровоза, ч:

$$T_\Gamma = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \quad (6.18)$$

где $D = 305$ - количество рабочих дней электровоза в году;

$C = 3$ - количество смен работы электровоза в сутки;

$\Pi = 7$ - продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество текущих ремонтов

$$N_T = \frac{H_\Gamma + H_T}{T} - N_K = \frac{5315 + 0}{2820} - 0 \approx 1,8 = 2, \quad (6.19)$$

где $T = 2820$ ч - периодичность текущих ремонтов;

$H_T = 0$ - выработка электровоза от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров

$$N_{ТО} = \frac{H_\Gamma + H_{ТО}}{T_{ТО}} - N_K - N_T = \frac{5315 + 0}{470} - 0 - 2 \approx 9,3 = 10 \quad (6.20)$$

где $T_{ТО} = 470$ ч - периодичность технических осмотров .

$H_{то} = 0$ - выработка электровоза от технического осмотра.
Количество технических осмотров принимается равным десяти.

6.3.2. Вагонетки ВГ – 9

Количество капитальных ремонтов на текущий год:

$$N_{к} = \frac{H_{Г} + H_{к}}{К} = \frac{5363 + 0}{11280} \approx 0,4 = 0 \quad (6.21)$$

где $H_{Г}$ - планируемая выработка на год, ч

$$H_{Г} = T_{Г} \cdot K_{И}^{\Pi} - T_{Р} = 6405 \cdot 0,85 - 81 = 5363 \quad (6.22)$$

где $K_{И}^{\Pi} = 0,8 \dots 0,9$ – планируемый коэффициент использования вагонетки в смену;

$T_{Р}$ – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году;

$$T_{Р} = \frac{T_{Г} \cdot (T_{то} \cdot N_{то}^{\Pi} + T \cdot N^{\Pi} + T_{к} \cdot N_{к}^{\Pi})}{К} = \frac{6405 \cdot (3 \cdot 20 + 12 \cdot 3 + 48 \cdot 1)}{11280} = 81 \quad (6.23)$$

где $T_{то}$, T , $T_{к}$ – продолжительность, соответственно, одного

технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$N_{то}^{\Pi}$, $N_{Т}^{\Pi}$, $N_{к}^{\Pi}$ - число в цикле, соответственно, технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов;

$К = 11280$ ч - ремонтный цикл вагонетки;

$H_{к} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего капитального ремонта;

$T_{Г}$ - номинальный фонд времени работы станка, ч:

$$T_{Г} = D \cdot C \cdot \Pi = 305 \cdot 3 \cdot 7 = 6405 \quad (6.24)$$

где $D = 305$ – количество рабочих дней вагонетки в году;

$C = 3$ – количество смен работы вагонетки в сутки;

$\Pi = 7$ – продолжительность смены.

Количество капитальных ремонтов на текущий год принимается равным нулю.

Количество текущих ремонтов

$$N_{Т} = \frac{H_{Г} + H_{Т}}{Т} - N_{к} = \frac{5363 + 0}{2820} - 0 \approx 1,9 = 2, \quad (6.25)$$

где $T = 2820$ ч - периодичность текущих ремонтов;

$H_{Т} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего текущего ремонта.

Количество технических осмотров

$$N_{то} = \frac{H_{Г} + H_{то}}{T_{то}} - N_{к} - N_{Т} = \frac{5363 + 0}{470} - 0 - 2 = 10 \quad (6.26)$$

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где $T_{то} = 470$ ч - периодичность технических осмотров .

$N_{T1} = 0$ - выработка вагонетки от предыдущего технического осмотра.

Количество технических осмотров принимается равным десяти.

Таблица 6.2 – Количество ТО и ремонта

№	Наименование оборудования	Кол-во машин	Виды ТО и ремонтов для 1-ой машины			
			ТО	T1	T2	К
1.	Boomer 282	3	7	2	1	1
2.	Boomer M2 D	5	7	2	1	1
3.	ST-3,5	3	7	2	1	1
4.	ST 1030	6	7	2	1	1
5.	К-28	3	10	2	-	0
6.	ВГ-9	43	10	2	-	0
Всего:		24	47	10	4	4

6.4 Расчет численности ремонтного персонала

Расчет численности ремонтного персонала производится методом нормативной трудоемкости, так как данный метод является наиболее точным.

6.4.1 Годовые суммарные трудозатраты

Годовые суммарные трудозатраты, чел. ч;

$$T_H = (t_{TO}^{\bar{}} + t_{T1}^{\bar{}} + t_{T2}^{\bar{}} + t_K^{\bar{}}) \cdot N^{\bar{}} + (t_{TO}^n + t_{T1}^n + t_{T2}^n + t_K^n) N^n = \quad (6.27)$$

$$= (48 + 72 + 160 + 240) \cdot 8 + (96 + 144 + 310 + 603) \cdot 9 = 14537,$$

где $t_{TO}^{\bar{}}, t_{TO}^n$ - нормативные среднегодовые трудоёмкости технических осмотров, соответственно буровых установок и ПДМ, чел.ч;

$t_T^{\bar{}}, t_T^n$ - нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов, буровых установок и ПДМ, чел.ч;

$t_{T2}^{\bar{}}, t_{T2}^n$ - нормативная среднегодовая трудоемкость вторых текущих ремонтов, соответственно буровых установок и ПДМ чел.ч;

$t_K^{\bar{}}, t_K^n$ - нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов, соответственно буровых установок и ПДМ, чел.ч;

$N^{\bar{}}, N^n$ - число единиц, соответственно буровых установок и ПДМ.

6.4.2. Плановая численность производственных рабочих

Плановая численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объёма ремонтных работ электровозов и вагонеток, чел:

$$M = \frac{\alpha \cdot T_H}{D_p \cdot K_{п.в.}} = \frac{1,5 \cdot 14537}{1529,8 \cdot 1,14} = 15, \quad (6.28)$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

ДП-150402.65-121017348 ПЗ

где $\alpha = 1,4 \dots 1,7$ – коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;

$K_{п.в.} = 1,1 \dots 1,15$ – коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

D_p – номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч;

$$D_p = T_{см} \cdot (365 - B - П - O) \cdot K_{п} = 7 \cdot (365 - 104 - 8 - 30) \cdot 0,98 = 1529,8, \quad (6.29)$$

где: $B = 104$ – число выходных дней в году;

$П = 8$ – число праздничных дней в году;

$K_{п} = 0,95 \div 0,98$ – коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам;

$O = 30$ - число отпускных дней в году;

$T_{см} = 7$ - продолжительность смены.

Практика выполнения годового объёма ремонтных работ электровозов и вагонеток, что необходимой и достаточной плановой численностью производственных рабочих является 14 чел.

6.4.3 Ориентировочный штат ремонтных рабочих

Ориентировочный штат ремонтных рабочих по профессиям от плановой численности составит, чел

Слесари и электрослесари6 (45%)

Токари и станочники3 (25%)

Кузнецы, прессовщики2 (10 %)

Электрогазосварщики2 (10 %)

Прочие2 (10%).

Численность вспомогательных и подсобных рабочих

Численность вспомогательных и подсобных рабочих (транспортного отдела, инструментального, ОТК, кладовщики и т.д.), чел

$$M_{в} = M \cdot (0,1 - 0,12) = 15 \cdot (0,1 - 0,12) = 2. \quad (6.30)$$

Численность вспомогательных и подсобных рабочих принимается равной 2 чел.

Численность ИТР, чел:

$$M_{и} = (M + M_{в}) \cdot (0,07 - 0,09) = (15 + 2) \cdot (0,07 - 0,09) = 2. \quad (6.31)$$

Численность инженерно-технических работников принимается равной 2 чел.

Численность счетно-нормировочного состава, чел:

$$M_c = (M + M_v + M_{и}) \cdot (0,04 - 0,05) = (15+2+2) \cdot (0,04 - 0,05) = 1. \quad (6.32)$$

Численность счетно-нормировочного состава принимается равной 1 чел.

Численность младшего обслуживающего персонала (уборщики помещений, дворники, телефонистки и др.), чел;

$$M_m = (M + M_v + M_{и} + M_c) \cdot (0,02 - 0,03) = (15+2+2+1) \cdot (0,02 - 0,03) = 1. \quad (6.33)$$

Численность младшего обслуживающего персонала принимается равной 1 чел.

Таблица 6.3 Численность персонала.

Персонал	Численность, чел.
Ремонтные рабочие:	
- слесари и электрослесари	6
токари-станочники	3
- кузнецы, пресовщики	2
- электро, газосварщики	2
- прочие	2
Вспомогательные и подсобные рабочие	2
Инженерно-технические работники	2
Счетно-нормировочный состав	1
Младший обслуживающий персонал	1
ИТОГО	21

6.5. Расчет станочного оборудования

Количество станков, ед:

$$N_{ст} = \frac{\delta \cdot \alpha \cdot T_H}{m \cdot D \cdot K_{и}} = \frac{0,35 \cdot 1,5 \cdot 14537}{2 \cdot 2040 \cdot 0,65} = 5, \quad (6.34)$$

где $\delta = 0,3 \dots 0,35$ – коэффициент станочных работ;

$m = 2$ – число смен работы станков в сутки;

$D = 2040$ ч – годовой фонд рабочего времени одного станка;

$K_{и} = 0,6 \dots 0,65$ – коэффициент использования станков в течение смены.

Количество станков принимается равным 5 ед.

В связи с производственной необходимостью принятое количество станков распределяется следующим образом (табл. 5.4).

Таблица 6.4 Станочное оборудование.

Тип станка	Марка	Количество
Токарно-винторезный	1К62	1
Сверлильный	2А135	1
Фрезерный	А622	1
Строгальный	7231А	1
Расточной	262Т	1
Итого		5

6.6 Проектирование ремонтной базы

6.6.1 Расчет производственных площадей

Расчет производственных площадей производится по рассчитанному станочному оборудованию.

Производственная площадь механического отделения (цеха) определяется в зависимости от удельных площадей, м²:

$$F_{MO} = \sum_{i=1}^n N_{CT} \cdot f_0 = 1 \cdot 20 + 1 \cdot 25 + 1 \cdot 10 + 1 \cdot 25 + 1 \cdot 20 = 100, \quad (6.35)$$

где N_{CT} – количество оборудования определенного типа;

$n = 5$ – количество станков i - типа;

f_0 – удельная площадь приходящаяся на единицу оборудования, м².

В удельной площади, приходящейся на единицу оборудования, кроме площади станка, учтены: рабочее место станочника, площадка для установки инструментального шкафа, стеллажей для деталей, простейших подъёмно-транспортных устройств, проходы и проезды между станками.

Площади остальных производственных цехов и отделений, м²;

$$S_i = F_i - K_i, \quad (6.36)$$

где F_j – площадь i - го производственного цеха (отделения), м²;

K_i – переходный коэффициент i - го производственного цеха, м³/чел.;

Площадь участка наружной мойки:

$$S_{HM} = F_{HM} \cdot K_{HM} = 30 \cdot 3,5 = 105 \text{ м}^2. \quad (6.37)$$

Площадь участка разборки оборудования, мойки и сортировки деталей:

$$S_{PO} = F_{PO} \cdot K_{PO} = 35 \cdot 4 = 140 \text{ м}^2. \quad (6.38)$$

Площадь испытательного отделения:

$$S_{HO} = F_{HO} \cdot K_{HO} = 25 \cdot 4 = 100 \text{ м}^2. \quad (6.39)$$

Площадь отделения ремонта электрооборудования:

$$S_{O3} = F_{O3} \cdot K_{O3} = 15 \cdot 5 = 75 \text{ м}^2. \quad (6.40)$$

Площадь цеха сборки машин и агрегатов:

$$S_c = F_c \cdot K_c = 20 \cdot 4 = 80 \text{ м}^2. \quad (6.41)$$

Площадь малярного отделения:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$S_M = F_M \cdot K_M = 20 \cdot 4 = 80 \text{ м}^2 . \quad (6.42)$$

Площадь кузнечно-прессового и электрогазосварочного оборудования:

$$S_{KH} = F_{KH} \cdot K_{KH} = 24 \cdot 3,5 = 84 \text{ м}^2 . \quad (6.43)$$

Общая площадь производственных помещений, м²:

$$F_o = F_{mo} + \sum S_i = 100 + 105 + 140 + 100 + 75 + 80 + 80 + 84 = 764 . \quad (6.44)$$

Площадь вспомогательных помещений: инструментальное и заточное отделения, кладовые инструмента и запасных частей, складские помещения и т.д;

$$F_1 = (0,2 \dots 0,25) \cdot F_o = (0,2 \dots 0,25) \cdot 764 = 168 \text{ м}^2 . \quad (6.45)$$

Площадь административных помещений:

$$F_2 = 0,06 \cdot F_o = 0,06 \cdot 764 = 46 \text{ м}^2 . \quad (6.46)$$

Площадь бытовых помещений:

$$F_3 = 0,15 \cdot F_o = 0,15 \cdot 764 = 115 \text{ м}^2 . \quad (6.47)$$

Общая площадь ремонтной базы,

$$F_{\text{общ}} = F_o + F_1 + F_2 + F_3 = 764 + 168 + 46 + 115 = 1093 \text{ м}^2 . \quad (6.48)$$

6.6.2. Выбор схемы ремонтной базы

Технологическую схему ремонтной базы производственного потока ремонта принимаем с прямолинейной зоной движения: без встречных и перекрёстных грузопотоков.

Унифицированные здания предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном многопролётном здании. Такое размещение цехов и отделений значительно снижает стоимость строительства и эксплуатаций зданий, улучшает условия маневрирования при перепланировке производства.

Здания в плане должны быть близкими к квадрату или короткому прямоугольнику. В этом случае при одной и той же площади периметр здания является минимальным.

В соответствии с рассчитанной общей площадью ремонтной базы и площадями цехов и отделений определяется длина и ширина здания таким образом, чтобы они были кратны шагу колонн. Все цеха и отделения ремонтного предприятия делятся на зоны:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Зона разборки. В неё входят участки разборки и мойки оборудования, отделение сортировки контрольно-сортировочный склад деталей;

Зона сборки. В неё входят отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов;

Зона холодной обработки. В неё входят отделения ремонта электрооборудования и корпусных деталей, механический цех;

Зона горячей обработки. В неё входят термическое, гальваническое, штамповочное, кузнечно-прессовые отделения;

Зона сварки. В неё входят электрогазосварочное и газотермическое отделения;

Зона вспомогательных цехов и служб: инструментальное и заточное отделения, склады, трансформаторная подстанция и компрессорная станция;

Зона движения грузопотоков;

Зона административных помещений;

Зона бытовых помещений.

Таблица 6.5

Зона разборки	Зона горячей обработки	Зона вспомогательных помещений
—————→	Зона движения грузопотоков	
Зона сварки	Зона холодной обработки	Зона сборки
Зона бытовых помещений		Зона административных помещений

6.6.3 Определение параметров пролета здания ремонтной базы

Основными параметрами пролета здания являются: ширина пролета L ; шаг колонн t в направлении продольной оси пролета; сетка колонн $L \times t$; высота до подкрановых путей H_1 ; высота пролета H (расстояние от пола до нижней части несущих конструкций перекрытия); строительная высота H_c ; длина пролета S (расстояние между осями крайних колонн здания в направлении продольной оси пролета).

Высота до подкрановых путей, м;

$$H_1 = A_2 + B = 3 + 6,65 = 9,65 , \quad (6.49)$$

где $A_2 = 3$ м – максимальная высота станков;

$B = 6,6$ м - зазор между станками и краном.

Высота пролета, м;

$$H = H_1 + h = 9,65 + 2,95 = 12,6 , \quad (6.50)$$

где: $h \geq 2$ м – расстояние от рельсовых путей до нижней части фермы.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Строительная высота, м;

$$H_c = H + a = 12,6 + 2 = 14,6, \quad (6.51)$$

где: $a = 2$ м – высота фермы.

Длина пролёта, м;

$$S = t \cdot n = 6 \cdot 3 = 18, \quad (6.52)$$

где: $n = 3$ – число шагов колонн.

По рассчитанным выше параметрам выбираются по таблице размеры пролетов.

Таблица 6.6 – Параметры зданий и колонн

Тип здания и крана	Ширина пролёта L, м	Шаг колонн t, м.	Высота пролёта H, м.	Высота до подкрановых путей H ₁
Одноэтажные с мостовыми кранами	24	наружных-6 внутренних-12	12,6	9,65
	18			

6.7. Управление электромеханической службой рудника

Типовая структура электромеханической службы представлена ниже. В главе механической службы стоит главный механик рудника, который отвечает за безотказную работу, своевременное техническое обслуживание и ремонт всего оборудования рудника. Подчиняется главный механик непосредственно главному инженеру рудника.

За бесперебойное снабжение рудника электроэнергией отвечает главный электрик рудника.



Рисунок 6.1 – Схема управления энерго-механической службой рудника.

В подчинении главного механика рудника находятся механики очистных и проходческих участков, механик участка шахтного проветривания, механик участка водоотлива, механик участка подъёмных машин, механик породозакладочного комплекса, механик ВШТ, начальник центральных ремонтных мастерских (ЦРММ), главный механик участка механизации и главный энергетик. Они организуют, направляют и контролируют работу подчинённого им персонала.

С целью повышения гибкости и оперативности работы электромеханической службы каждый участок эксплуатируемого оборудования имеет свою ремонтную службу, которая возглавляется своим старшим механиком.

Функции персонала электромеханической службы определены должностными инструкциями.

7. Повышение эффективности эксплуатации калориферной установки в условиях рудника Таймырский

7.1 Описание существующей калориферной установки и подачи воздуха в ствол

В существующей теплосистеме рудника предназначенная для подогрева, воздух подается в воздухоподающие стволы в холодное время года по схеме рис. 7.1. Часть воздуха из шахтной калориферной установки (далее ШКУ) подается по калориферному каналу, а часть забирается через надшахтное здание за счет общешахтной депрессии, создаваемой главной вентиляторной установкой (далее ГВУ). При этом возникает проблема с дополнительными финансовыми затратами на строительство надшахтного блока ШКУ, калориферного канала и установкой дополнительного вентилятора. Нарушается температурный режим в стволах, что приводит к нарушению герметизации межтюбинговых уплотнений.

Для решения данной проблемы рассматривается расположение ШКУ по периметру надшахтного здания рис. 7.2. Объем воздуха засасываемого в воздухоподающий ствол подогревается в ШКУ расположенный по всему периметру надшахтного здания.

Выбор температурного режима

При создании производственной индустрии и имеющихся горно-геологических, технологических параметров разработан ряд положений в соответствии с законом РФ “Об основах охраны труда в РФ”, закона РФ “О промышленной безопасности опасных производственных объектов”, “Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, СНиП II-89-90, Ведомственные Строительные Нормы и других нормативных актов и инструкций применительно к горному производству, включает в себя строительство надшахтных блоков с помещениями, оборудованными калориферными установками для подогрева холодного воздуха.

Проектная глубина рудника превышает 1000 метров, согласно теплофизическим свойствам при каждом прохождении 100 метров воздух повышает свою температуру на $+1\text{C}^{\circ}$, учитываем так же работу подземного транспорта и температур закладки твердеющих смесей: согласно нормативным документам установленного отраслевыми нормами технологического проектирования СНиП II-A-6-72 принимаем температуру для подогрева воздуха $+2\text{C}^{\circ}$.

В расчете рассматривается безвентиляторная фланговая схема проветривания шахты, калориферная установка предполагает движение воздуха через систему калорифера за счет депрессии главного вентилятора, находящегося на выдающем стволе и работающего по всасывающему способу проветривания шахты.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ					

7.2 Выбор воздухонагревателя

Для сравнительного расчета выбираем два вида воздухообогревателей марки КСк4-10-02 ХЛЗ теплоносителем вода и К4ВП8-ХЛЗ с теплоносителем пар, технические характеристики приведены в таблице 7.1. Данные воздухообогреватели применяются в холодных зимних районах с непостоянной температурой воздуха.

Таблица 7.1 Техническая характеристика воздухонагревателя

Модель	$F, \text{м}^2$	$f_{\text{п}}, \text{м}^2$	$f_{\text{в}}, \text{м}^2$	$f_{\text{т}}, \text{м}^2$	$d, \text{мм}$	$A_{\text{к}}$	$B_{\text{к}} \cdot 10^4$	$K_{\text{тп}}$	$V_{\text{гв}}$	$V_{\text{вд}}$	H_1	$V_{\text{гв}}$
КСк4-10-02 ХЛЗ	37,68	0,00100	0,581	0,00111	37	0,033	1289	22,8	0,500	0,158	8,435	1,705
К4ВП8-ХЛЗ	45,7	0,00156	0,415	0,00153	40	0,064	679	11,0	0,446	0,094	0,175	1,72

При выборе калориферной установки следует принимать технические характеристики воздухообогревателя таб.7.1, климатические условия, объем поступающего в рудник воздуха $Q_{\text{ш}} = 290,5 \text{ м}^3/\text{с}$, величину расчетной массовой скорости движения воздуха во фронтальном сечении $V_{\text{гв}} - 3,6 - 5,0 \text{ кг}/\text{м}^2\text{с}$, величину скорости движения воды в системе воздухонагревателей $V_{\text{вд}}, - 3 - 0,8 \text{ м}/\text{с}$.

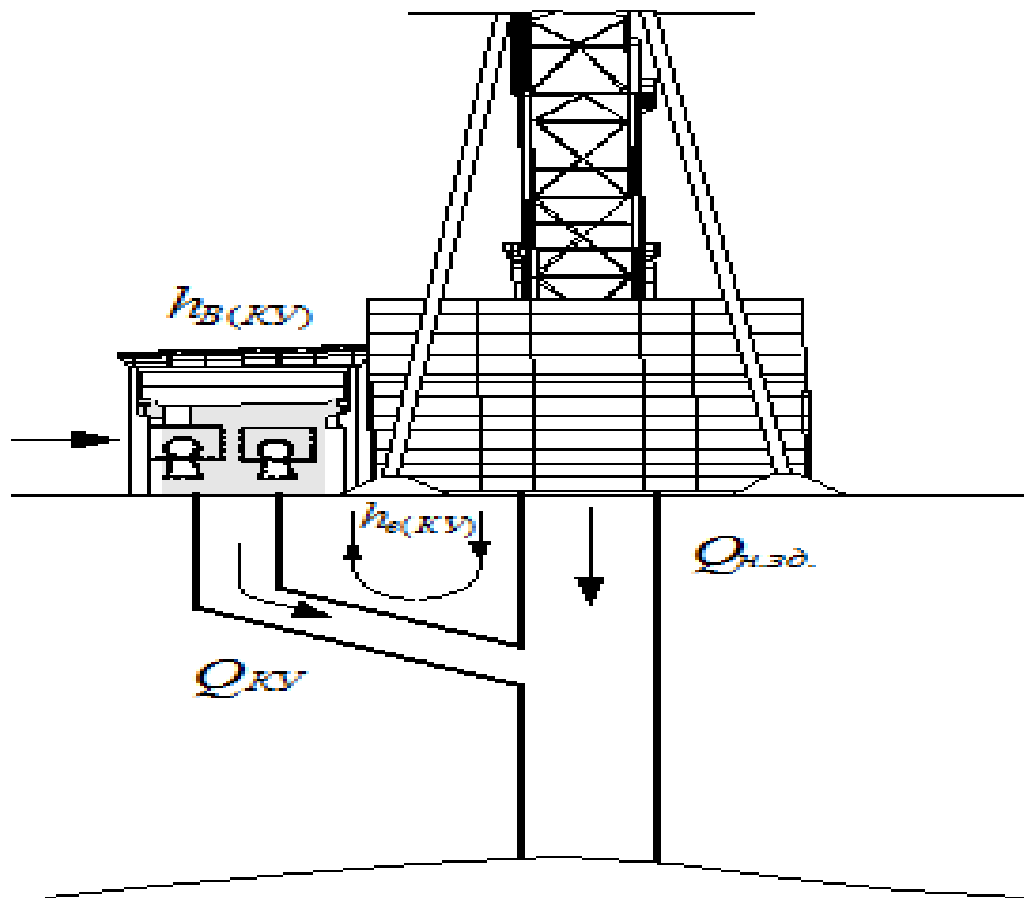


Рисунок 7.1. Поступление воздуха в воздухоподающий ствол: 1–шахтная калориферная установка; 2–надшахтное здание; 3–калориферный канал; 4–воздухоподающий ствол.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

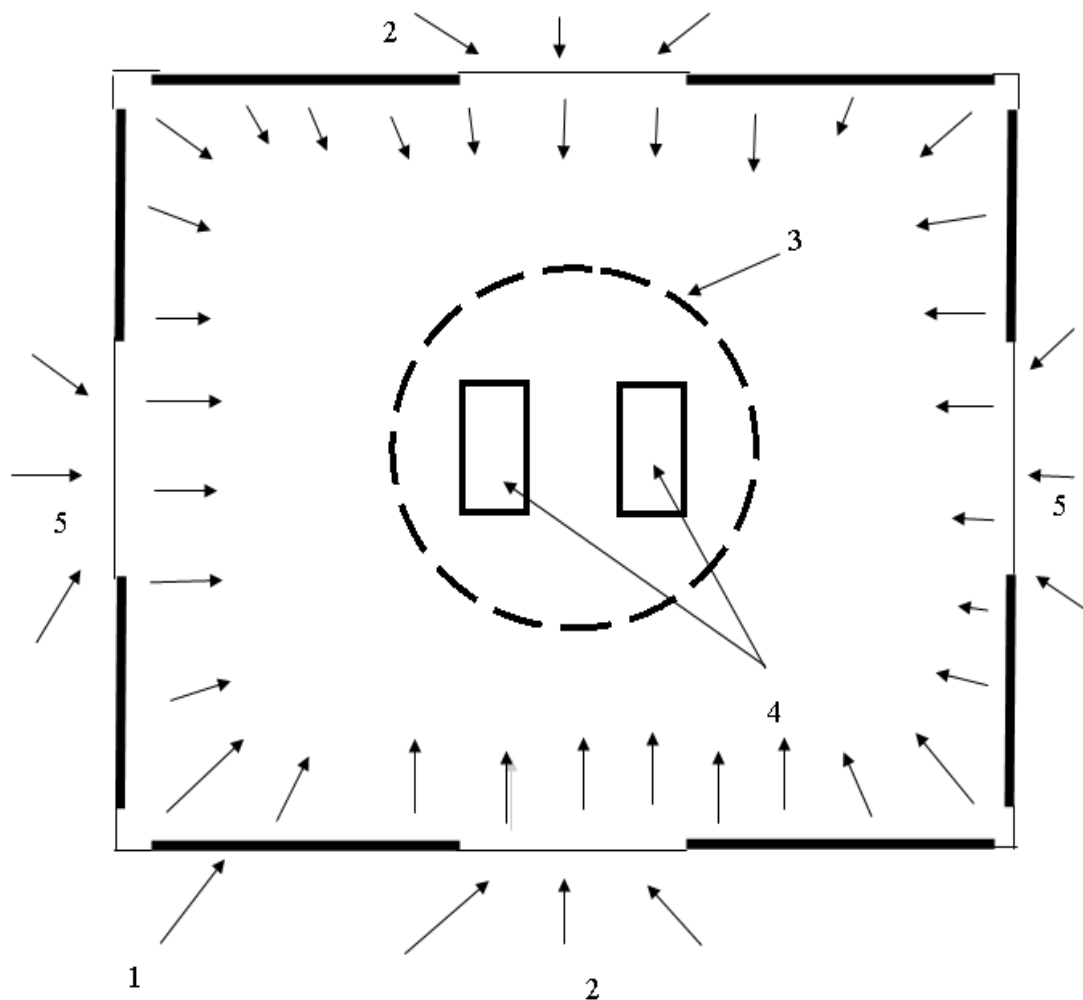


Рисунок 7.2 Вентиляционные проемы в стене надшахтном здании (копра) :
 1. Копер; 2. Вентиляционные проемы с КУ; 3. Воздухоподающий ствол; 4. Скиповые окна; 5. Резервные окна для подачи воздуха в летнее время.

7.3 Расчет группы воздухонагревателей типа КСк4-10-02 ХЛЗ.

Расчет теплоотдачи одного воздухонагревателя

$$B_x = \frac{A_k \cdot \kappa_{mn}}{v\gamma_e} = \frac{0,033 \cdot 49}{4,3} = 0,37 \quad (7.1)$$

где $A_k = 0,033$ – показатель, зависящий от типоразмера воздухонагревателя;

$\kappa_{mn} = 49$ – коэффициент теплопередачи для многорядной по ходу воздуха группы калориферов;

$v\gamma_e = 4,3$ – скорость воздуха в сечении воздухонагревателя;

Коэффициент теплообмена A_k проверяем по формуле

$$A_x = \frac{1}{2010} \cdot \frac{F}{f_e} = \frac{1}{2010} \cdot \frac{37,68}{0,581} = 0,033 \quad (7.2)$$

где: $F = 37,68$ – площадь поверхности теплообмена с воздушной стороны воздухонагревателя, m^2 , $f_b =$

$0,581$ – фронтальное сечение воздухонагревателя для прохода воздуха, m^2 .

Расчет параметров Q_y и α_y для одного воздухонагревателя в группе

$$Q_y = B_k \cdot \frac{V_{\gamma_e}}{V_{\epsilon_0}} = 1289 \cdot \frac{4,3}{0,8} = 0,69 \quad (7.3)$$

$$\alpha_y = \frac{2 \cdot B_k}{1 + B_k(1 + Q_1)} = \frac{2 \cdot 0,37}{1 + 0,37(1 + 0,69)} = 0,32 \quad (7.4)$$

где $B_k = 1289$ – коэффициент теплоотдачи определяемый типоразмером воздухонагревателя.

Находим теплоотдачу для одного ряда воздухонагревателя

$$Q_p = n_{к.р.н} \cdot Q_y = 1 \cdot 0,69 = 0,69 \quad (7.5)$$

$$\alpha_p = \frac{1 - (1 - \alpha_y \cdot Q_y)^{кpn}}{Q_p} = \frac{1 - (1 - 0,32 \cdot 0,69)}{0,69} = 0,32 \quad (7.6)$$

Проверяем степень нагрева воздуха α_p в ряду и степень охлаждения теплоносителя $\alpha_p Q_p$.

Для однорядного расположения воздухонагревателей величина α_p и Q_p должна быть больше, чем указана в таблице 7.2, а величина $\alpha_y Q_y = \alpha_p Q_p$ в пределах, указанных в таблице 7.2. По расчетным данным условия выполняются.

Находим конечные значения температуры воздуха $t_{вк}$ и теплоносителя $t_{тк}$ С°

$$t_{вк} = a \cdot (t_{мн} - t_{вн}) + t_{вн} = 0,32 \cdot ((150 - (-65)) + (-65)) = 48 \quad (7.7)$$

$$t_{тк} = t_{мн} - a \cdot Q \cdot (t_{мн} - t_{вн}) = 70 - 0,32 \cdot 0,64 \cdot ((70 - (-65))) = 42 \quad (7.8)$$

где $t_{тв}$ и $t_{вн}$ – начальная температура теплоносителя и воздуха, С°.

В однорядной группе воздухонагревателей $a = \alpha_p$, $Q = Q_p$.

Таблица 7.2 Теплотехнические характеристики калориферных установок в зависимости от температуры наружного воздуха

Параметр	Температура °С			
	-30	-45	-50	-65
Плотность воздуха, $\gamma_{вн}$, кг/м ³	1,44	1,54	1,58	1,68
Плотность воздуха $\gamma_{в.гор.}$ на выходе после нагрева при $t_{в.х.} \sim 30^0$, кг/м ³	1,15	1,15	1,15	1,15

Продолжение таблицы 7.2

Минимальное значение степени нагрева воздуха α_y при температур воды: 150-70 ⁰ 130-70 ⁰	0,19 0,22	0,22 0,25	0,26 0,29	0,28 0,31
Пределы значений степени охлаждения воды $\alpha_y Q_y$ при температуре 150-70 ⁰ 130-70 ⁰	0,44/0,49 0,41/0,43	0,43/0,48 0,38/0,42	0,41/0,46 0,34/0,40	0,40/0,45 0,33/0,39
Удельный расход тепла на нагрев шахтного воздуха $g_{уд}$, Вт с/м ³	41000	61000	67000	87800

Выполняем расчет массового расхода воздуха для группы воздухонагревателей, кг/с

$$Q_1 = v\gamma_s \cdot f_s \cdot n_{кр} = 4,3 \cdot 0,581 \cdot 1 = 2,49 \quad (7.9)$$

где f_v – фронтальное сечение воздухонагревателя для прохода воздуха, м²; (таблица 7.1);

$n_{кр}$ – число воздухонагревателей в одном ряду группы.

Расход тепла на подогрев воздуха в группе калориферов, Вт

$$G_2 = 0,279 \cdot 3600 \cdot Q_1 \cdot (t_{ск} - t_{вн}) = 0,279 \cdot 3600 \cdot 2,49 \cdot ((48 - (-65))) = 280107,072 \quad (7.10)$$

Расход теплоносителя воды в группе, м³/час.

$$G_{мг} = \frac{G_2 \cdot 0,86}{1000 \cdot (t_{м.н.} - t_{м.к.})} = \frac{116,5 \cdot 0,86}{1000 \cdot (70 - 42)} = 24 \quad (7.11)$$

Расход теплоносителя на каждый воздухонагреватель, м³/час

$$g_m = \frac{G_{мг}}{n_n} = \frac{24}{4} = 6 \quad (7.12)$$

где n_n - число потоков теплоносителя в группе: определяется в зависимости от числа калориферов в одном ряду группы, числа рядов в группе и числа калориферов в ряду, подключенных параллельно;

$$n_n = \frac{n_{кр} \cdot n_{рз}}{n_{крn}} = \frac{1 \cdot 4}{1} = 4 \quad (7.13)$$

Расчетная скорость воды в трубках калорифера, м/с

$$v_d = \frac{g_m}{3600 \cdot f_m} = \frac{6}{3600 \cdot 0,00341} = 0,48 \quad (7.14)$$

где f_T - площадь сечения (м) поверхности теплообмена в группе калориферов (таб. 7.1).

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Необходимый расчет площади поверхности теплообмена в группе калориферов, м²

$$F_{mp} = \frac{G_z}{k_{mn} \cdot \Delta t} = \frac{280107,072}{49 \cdot 64,5} = 0,022 \quad (7.15)$$

где
$$\Delta t = \frac{t_{mn} + t_{mk}}{2} - \frac{t_{вн} + t_{ex}}{2} = \frac{70 + 42}{2} - \frac{-65 + 48}{2} = 64,5 \quad (7.16)$$

отклонение фактической площади поверхности теплообмена в группе калориферов от необходимой площади должно находиться в пределах 10-20%, т.е.

$$10 \leq \frac{F_{\phi} - F_{mp}}{F_{mp}} \cdot 10^{-2} \leq 20 \quad \frac{37,68 - 0,022}{0,022} \cdot 10^{-2} = 17,11 \quad 10 \leq 17,11 \leq 20 \quad (7.17)$$

где F_φ – фактическая поверхность теплообмена с воздушной стороны

$$F_{\phi} = F \cdot n_{кр} = 37,68 \cdot 1 = 37,68 \quad (7.18)$$

F = 37,68 - поверхность теплообмена с воздушной стороны выбранного калорифера таблица 7.1.

Депрессия по воздуху в группе калориферов определяется по формуле даПа

$$h_{в.з} = 1,2 \cdot n_{к.р} \cdot h_1 = 1,2 \cdot 1 \cdot 101,42 = 121,7 \quad (7.19)$$

где 1,2 – коэффициент резерва на депрессию;

h₁ = 121,42 - депрессия одного принятого калорифера, даПа

Потеря давления по теплоносителю в гидравлической сети калориферной установки, даПа

$$h_{ту} = 1,1 \cdot n_{крн} \cdot k_x \cdot h' = 1,1 \cdot 1 \cdot 6,8 \cdot 800 = 5984 \quad (7.20)$$

где 1,1- коэффициент резерва по давлению в установке;

k_x - коэффициент учитывающий влияние числа ходов m_x в многоходовых калориферах, таблица 7.3:

Таблица 7.3 Потеря давления по теплоносителю в гидравлической сети калориферной установки, k_x

m _x	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
k _x	1,0	1,5	2,0	2,7	3,4	4,1	4,7	5,4	6,1	6,8	7,5	8,2

h' - потеря давления по теплоносителю в одноходовом калорифере, рисунок 7.3, даПа.

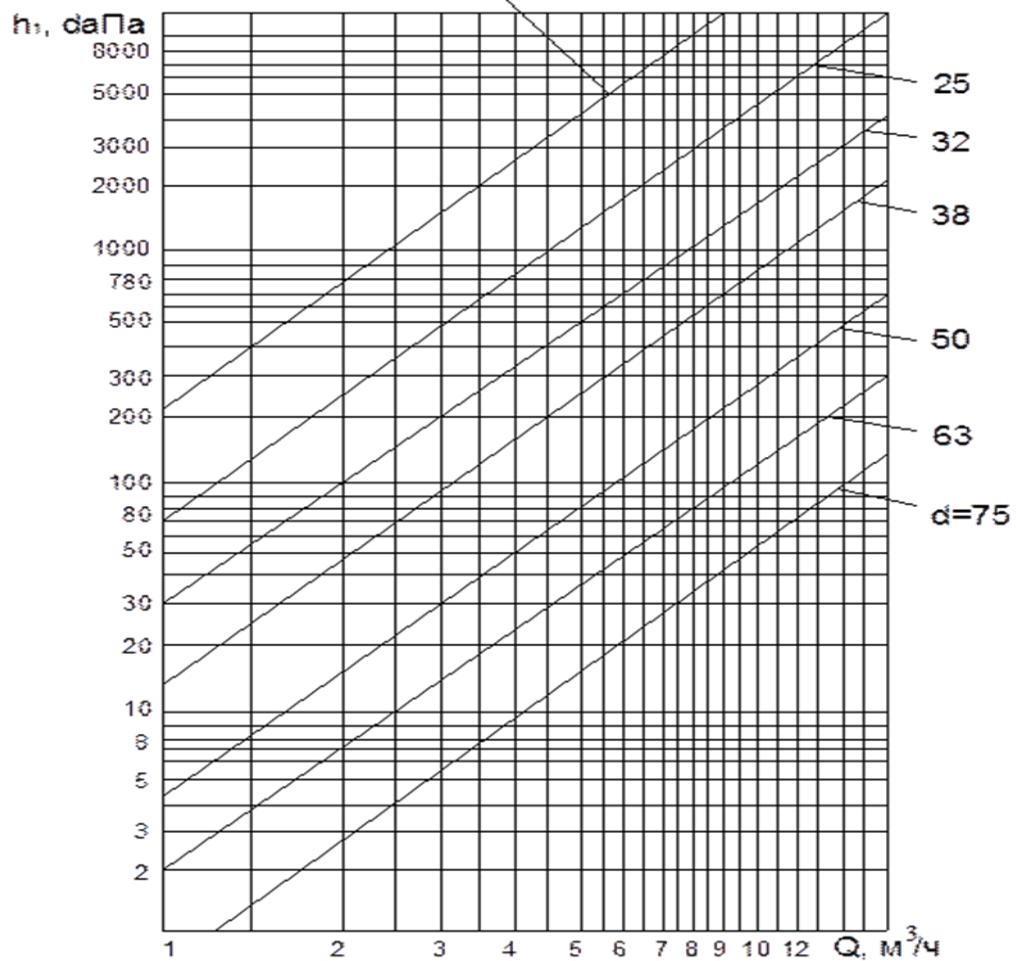


Рисунок 7.3 Номограмма для определения сопротивления проходу воды одноходовых воздушонагревателей в зависимости от диаметра патрубка и расхода воды.

Расчет площади сечения проемов холодного воздуха для группы калориферов, м²

$$S_{гр}^x = \frac{Q_1}{\gamma_{вх} \cdot V_{max}^x} = \frac{2,49}{1,68 \cdot 3,7} = 0,40 \quad (7.21)$$

где $\gamma_{вх}$ – плотность холодного воздуха, кг/м³;
 V_{max}^x – максимально допустимая скорость движения холодного воздуха в проеме, м/с; принимается равной 3,0-4,0.

Расчет площади сечения проемов горячего воздуха для группы калориферов, м²

$$S_{сп}^g = \frac{Q_1}{\gamma_{в+30} \cdot V_{max}^g} = \frac{2,49}{1,15 \cdot 9,4} = 0,23 \quad (7.22)$$

где $\gamma_{в+30}$ – плотность горячего воздуха, кг/м³;
 V_{max}^g – максимально допустимая скорость движения горячего воздуха в проеме, принимаем равной 8,0-10,0 м/сек.

Рассчитываем удельный расход тепла на подогревание до рабочей температуры поступающего в шахту воздуха, Вт с/м³

$$g_{y\partial} = 0.279 \cdot 3600 \cdot \gamma_{\text{в}+2} \cdot (t_{\text{см}} - t_{\text{вн}}) = 0,279 \cdot 3600 \cdot 1,29 \cdot [(2 - (-65))] = 86810 \quad (7.23)$$

где $\gamma_{\text{в}+2} = 1,29$ - плотность подаваемого в шахту воздуха, кг/м³;
 $t_{\text{см}} = +2$ - температура подаваемого в шахту воздуха согласно ПБ, °С.

Расчет расхода воздуха нагреваемого группой калориферов, м³/сек;

$$Q_2 = \frac{G_2}{g_{y\partial}} = \frac{280107,072}{86810} = 3,22 \quad (7.24)$$

Расчет последовательных групп калориферов в калориферной установке с учетом резервного запаса 10%

$$n_2 = \frac{1,1 \cdot Q_{\text{ш}}}{Q_2} = \frac{1,1 \cdot 290,5}{3,22} = 99,24 \quad (7.25)$$

где 1,1 – коэффициент резерва калориферной установки по теплопроизводительности;

$Q_{\text{ш}} = 290,5$ – расход воздуха в подающей выработке (стволе, штольне).

Расчет расхода теплоносителя по калориферной установки в целом, м³/час

$$G_{\text{мв}} = G_{\text{ме}} \cdot n_2 = 24 \cdot 99,24 = 2381,76 \quad (7.26)$$

Расчет суммарной площади проемов для холодного воздуха по калориферной установке, м²

$$S_{\text{кв}}^x = S_{\text{сп}}^x \cdot n_2 = 0,40 \cdot 99,24 = 39,696 \quad (7.27)$$

Расчет суммарной площади проемов для горячего воздуха по калориферной установке, м²

$$S_{\text{кв}}^z = S_{\text{сп}}^z \cdot n_2 = 0,23 \cdot 99,24 = 22,82 \quad (7.28)$$

Расчет группы воздухонагревателей типа К4ВП-8 ХЛ3

При выборе калориферной установки К4ВП8-ХЛ3 следует принимать технические характеристики воздухообогревателя таб. 7.4, климатические условия, объем поступающего в рудник воздуха $Q_{\text{ш}} = 290,5$ м³/с, величину расчетной массовой скорости движения воздуха во фронтальном сечении $V_{\text{в}} - 3,6 - 5,0$ кг/м²с, величину скорости движения воды в системе воздухонагревателей $V_{\text{вд}}$, - 3 – 0,8 м/с.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 7.4 Техническая характеристика воздухонагревателя К4ВП8-ХЛЗ

Модель	F, м ²	f _п , м ²	f _в , м ²	f _т , м ²	d, мм	A _к	B _к ·10 ⁴	K _{тп}	V _{гв} *	V _{вд}	H ₁	V _{гв} **
К4ВП8-ХЛЗ	45,7	0,0015	0,415	0,00153	40	0,064	679	11,0	0,44	0,094	0,175	1,72

Расчет теплоотдачи одного воздухонагревателя

$$B_{\kappa} = \frac{A_{\kappa} \cdot \kappa_{mn}}{v\gamma_{\epsilon}} = \frac{0,05 \cdot 21}{4,3} = 0,24 \quad (7.29)$$

где $A_{\kappa} = 0,05$ – показатель, зависящий от типоразмера воздухонагревателя;

$\kappa_{тп} = 21$ – коэффициент теплопередачи для многорядной по ходу воздуха группы калориферов;

$v\gamma_{\epsilon} = 4,3$ – скорость воздуха в сечении воздухонагревателя;

Коэффициент теплообмена A_{κ} проверяем по формуле

$$A_{\kappa} = \frac{1}{2010} \cdot \frac{F}{f_{\epsilon}} = \frac{1}{2010} \cdot \frac{25,3}{0,295} = 0,042 \quad (7.30)$$

где: $F = 25,3$ - площадь поверхности теплообмена с фронтального сечения воздухонагревателя для прохода

воздушной $f_{\epsilon} = 0,295$ - воздуха, м².

Расчет параметров Q_y и α_y для одного воздухонагревателя в группе

$$Q_y = B_{\kappa} \cdot \frac{v\gamma_{\epsilon}}{v_{\epsilon 0}} = 767 \cdot \frac{4,3}{0,8} = 0,41 \quad (7.31)$$

$$\alpha_y = \frac{2 \cdot B_{\kappa}}{1 + B_{\kappa}(1 + Q_1)} = \frac{2 \cdot 0,24}{1 + 0,24(1 + 0,41)} = 0,27 \quad (7.32)$$

где $B_{\kappa} = 767$ – коэффициент теплоотдачи определяемый типоразмером воздухонагревателя.

Находим теплоотдачу для одного ряда воздухонагревателя

$$Q_p = n_{\kappa.p.n} \cdot Q_y = 1 \cdot 0,41 = 0,41 \quad (7.33)$$

$$\alpha_p = 1 - (1 - 0,27) = 0,27 \quad (7.34)$$

Проверяем степень нагрева воздуха α_p в ряду и степень охлаждения теплоносителя α_p Q_p по таблице 7.2.

Для однорядного расположения воздухонагревателей величина α_p и Q_p должна быть больше, чем указана в таблице 7.2, а величина $\alpha_y Q_y = \alpha_p Q_p$ в пределах, указанных в таблице 7.2.

В выбранном воздухонагревателе расчетные условия не выполняются, что приводит к размораживанию калориферной установки.

Вывод по выбору воздухообогревателя КСк4-10-02 ХЛЗ

Предложенный вариант расположения теплообменников по периметру в блоке надшахтного копра позволяет снизить затраты на этапе строительства поверхностного комплекса, не требуется проходка калориферного канала что исключает нарушение целика в фундаментной основе надшахтного здания, нормализовать тепловой режим в воздухоподающих стволах, а так же избежать затрат электроэнергии на работу мощных вентиляторных установках нагнетательных стволах.

Для обеспечение нагрева поступающего холодного воздуха до температуры не менее $+2C^{\circ}$ при отрицательной температуре наружного воздуха, из расчетного диапазона установленного отраслевыми нормами технологического проектирования СНиП II-A-6 – 72, герметизации копра и устья воздухоподающего ствола с недопущением потоков холодного воздуха через все не плотности воздушного тракта выше 20 % (ГОСТ 7201-80), принимаем воздухонагреватель-теплоноситель вода марки КСк4-10-02 ХЛЗ четырёх рядным теплоотдающим пучком.

7.4 Организация и технология монтажа блока калориферной установки КСк4-10-02 ХЛЗ

В общем виде технология монтажа состоит из подготовки оборудования установки, наладки, испытаний и сдачи в эксплуатацию. Технология монтажа проявляется в техническом решении, позволяющих с минимальными затратами ресурсов и времени смонтировать блок оборудования согласно технической инструкции, а так же техническим паспортом оборудования, аппаратов, узлов трубопроводов, арматуры и других изделий входящих в комплект поставки заводом изготовителем и составленным проектом производства работ. Монтаж должен выполняться индустриальным и механизированным методом, для чего должны в проекте и ППР предусматриваться:

Блоки транспортируются в упаковке, предохраняющей оребрение и другие поверхности от механических повреждений. Приборы КИП и средства автоматизации, предназначенные для установки на блоках и узлах, доставляются на объект со склада упакованным в тару предприятия-изготовителя этих изделия. Узлы измерения и узлы обвязки регулирующего клапана транспортируются в таре, гарантирующей их сохранность. Штуцера, бобышки для измерительных приборов, а так же присоединительные концы трубопроводов на период транспортировки должны быть закрыты пробками или заглушками.

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

Вместе с узлом регулирования на объект поставляется трубная деталь для соединения с узлом измерения на месте монтажа с учетом расположения узла регулирования и блока калориферов по проекту.

Для монтажа блока калориферов и узла регулировки на объекте должно выполнено:

Подготовка основание (площадка) для установки блока калориферов и узла регулирования;

Проложены трубопроводы теплоснабжения для присоединения блока и узла регулирования;

Зона монтажа освобождена от посторонних предметов, устроено освещение и место подключения сварочного трансформатора.

Установка блока и узла регулирования в проектное положение производится в соответствии с проектом производства работ, и графиком совмещенных работ рисунок 7.4.

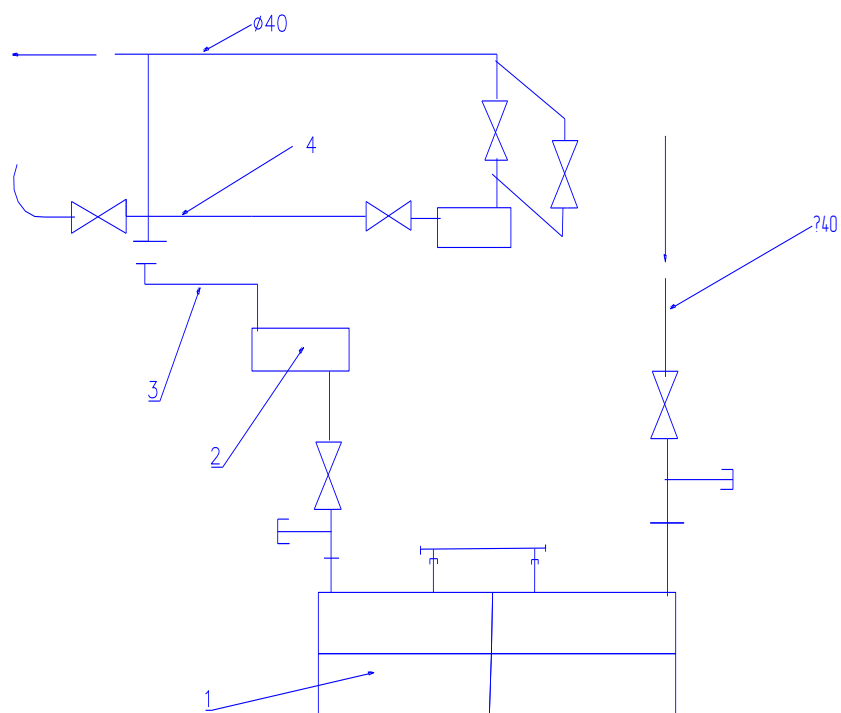


Рисунок 7.4 Компоновки калориферов и узла регулирования КСк4-10-02 ХЛЗ с правой подачей теплоносителя

1. Блок калориферов;
2. Узел измерения;
3. Трубная деталь;
4. Узел регулирования.

Последовательность рабочих операций при монтаже блока калориферов

Доставить калориферы к монтажному проему.

Тельфером мостового крана застропить блок калорифера, закрепить оттяжки.

Произвести пробный подъем блока калорифера, рисунок 7.5.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

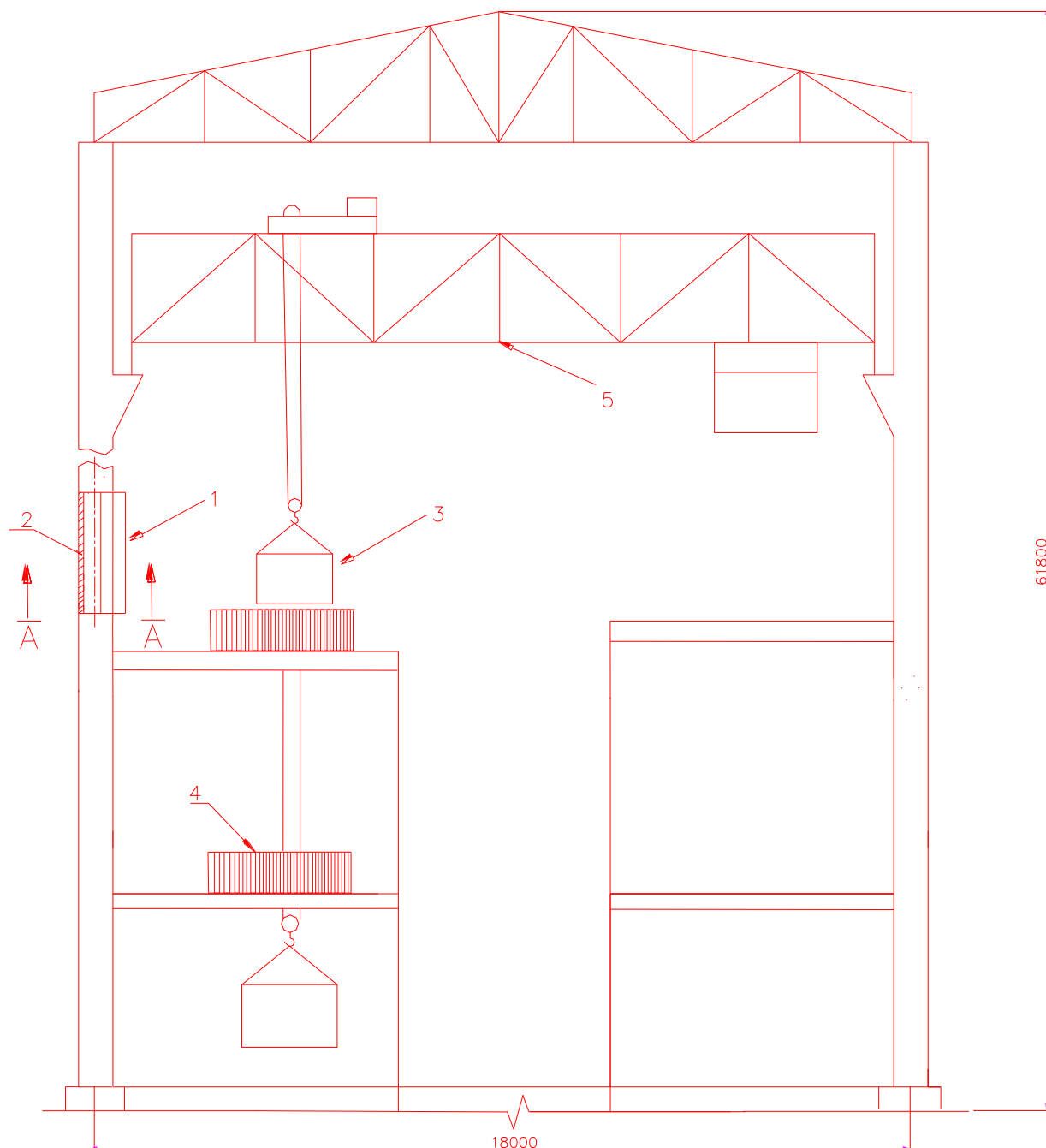


Рисунок 7.5 Монтажа блока калориферов. 1. Вентиляционный проем с закладной рамой. 2. Блок калориферов. 3. Монтажные проемы (с лядами). 4. Мостовой опорный кран МБ03.В00282

Мостовым краном поднять блок калорифера на проектную отметку, доставить в вентиляционную камеру через монтажный проем.

Закрепить блок калорифера на закладной раме.

Заделать асбестовым шнуром зазор между пакетом с калориферами и ответным фланцем.

Соединить пакет с калориферами с ответным фланцем болтами, расстропить, рисунок 7.6.

				ДП-150402.65-121017348 ПЗ		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

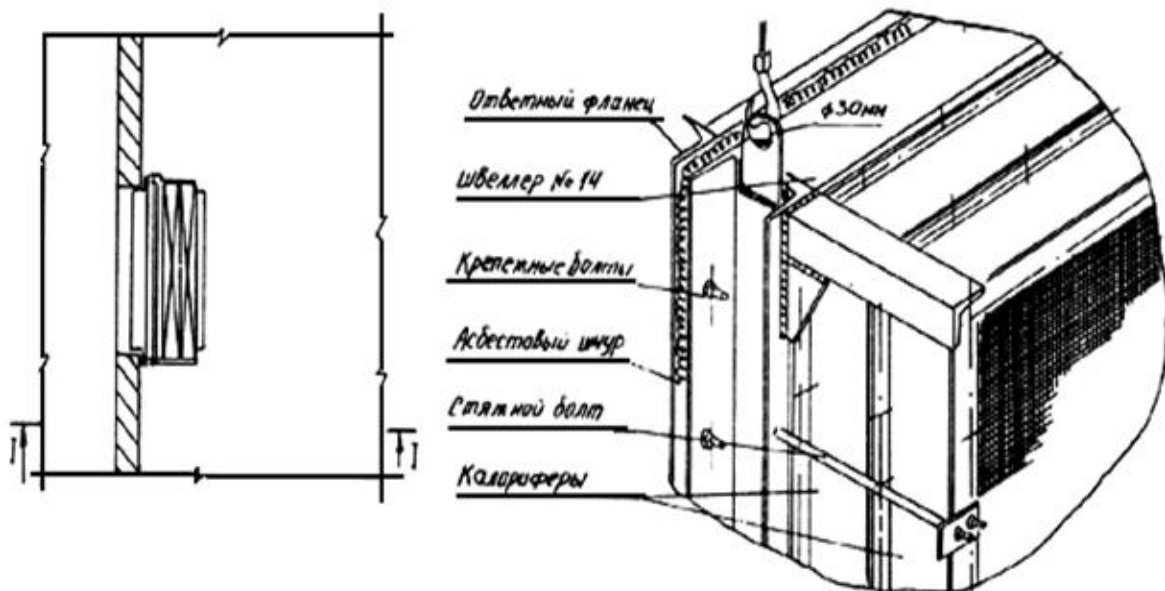


Рисунок 7.6 Монтаж калорифера с ответным фланцем.

Обвязать пакет с калориферами трубопроводами.
 Закрепить и обвязать трубопроводами калориферы.
 Демонтировать такелажные приспособления.
 Состыковать блок калориферов с ответным фланцем на болтах М16.
 Заделать асбестовым шнуром зазор между пакетом с калорифером и ответным фланцем.
 Расстропить пакет с калориферами и прикрепить его к подставке.
 Следующие калориферы этой секции установить вышеуказанным способом.

Соединение узла измерения с блоком калориферов на резьбе.

Приварка трубной детали к узлу регулирования выполняется на нулевой отметке.

Строповка, подъем узла регулирования, установка узла на готовые подставки в проектное положение с одновременным соединением его с пакетом калориферов на электросварке.

Присоединение блока и узла регулирования к трубопроводам теплоснабжения на электросварке.

Установка регулирующего клапана в узле регулирования вместо фланцевого патрубка-вставки.

Установка термометра и манометра на узле измерения с присоединением их к имеющимся закладным деталям (бабышка, штуцер).

Гидравлическое испытание калориферов производится технической промывкой от монтажного сора и шлака от сварки.

Спуск воды из прибора.

Наполнение и задание давления в водяной теплосистеме.

Ввертывание крана для выпуска воды и воздуха.

Присоединение гидравлического пресса.

Наполнение калорифера или калориферного блока водой до заданного давления.

Осмотр прибора и отметка мест течи.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ	
					Лист	

Спуск воды из прибора.

Вывертывание воздушного крана и отсоединение пресса.

Исправление дефектов.

Работы по монтажу блоков калориферов и узлов регулирования к ним выполняет звено в составе трех человек:

Слесарь-сантехник 5-го разряда, он же электросварщик 4-го разряда;

Слесарь-сантехник 4-го разряда;

Слесарь- сантехник 3-го разряда, он же такелажник.

7.5.4 Контроль качества

Перед началом работ производится входной контроль качества применяемых материалов, трубной заготовки, санитарно-технических приборов и оборудования, измерительных инструментов, соответствие их ГОСТам и техническим условиям, проектным типам и маркам приведенные в таблице 7.5.

Таблица 7.5 Проведение операционного контроля качества, осуществляемое исполнителями работ,

Наименование операции	Контролируемый показатель	Измерительный инструмент
Установка блока	Горизонтальность основания, Соответствие привязочных Размеров блока к строительным конструкциям	Уровень Рулетка
Установка узла измерения, термометра, манометра	Прочность герметичность резьбовых соединений	Визуально
Установка узла регулирования	Вертикальность корпуса узла, Вертикальность узла, Соответствие привязочных размеров узла к строительным конструкциям	Отвес Отвес Рулетка, метр
Выполнение сварных стыков трубопроводов	Качество сварки	Визуально ультразвук
Установка регулирующего клапана	Прочность, герметичность фланцевых соединений	Визуально

Потребность в оборудовании, инструментах, приспособлениях при монтаже калориферного блока рассмотрены в таблице 7.5

Таблица 7.5 Компонировка оборудования, инструмента для монтажа

Наименование	тип	Марка, ГОСТ, ТУ	Количество, шт.	Техническая характеристика
Молоток слесарный	тип 2	ГОСТ 2310-77	1	Масса 800г.
Зубило слесарное	20x70 ⁰	ГОСТ 7211-72 ^x	1	L=200мм.
Рулетка измерительная металлическая(или метр складной металлический)	-	ГОСТ 7505-80 ^x	1	шкала деления 1мм.
Уровень строительный	УС1- 300	ГОСТ 9416- 83	1	L=300мм.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Продолжение таблицы 7.5

отвес	0-200	ГОСТ 7948-80	1	-
Ключ трубный рычажный	№1	ГОСТ 18981-73 ^x	1	-
	№2		1	-
Ключ гаечный с открытым зубом двухсторонний	22-24	ГОСТ 2839-80 ^{xE}	2	M14, M16
Ящик инструментальный переносной трехсекционный	-	-	1	408x208x300
Набор инструмента электросварщика	ЭНИ	ТУ 36-1162-81	1	-
Трансформатор сварочный	ТС-500	-	1	-
Кабель сварочный 50м.	ПРГД	ГОСТ 6731-77 ^{xE}	1	1x50мм ²
Кабель силовой (для заземления), 15мм.	КРПТ	ГОСТ 13497-77E ^x	1	3x6 мм ²
Щиток электросварщика	-	ГОСТ 12.4.035-78 ^x	1	-
Строп канатный с крюком грузоподъемностью 1,6т.	-	ММСС России	4	L=1.6т.
Кран мостовой электрический двухбалочный опорный, грузоподъемностью 32/5т.	МБ03.В00282	ТУ 44.3.1290	1	Основная тележка 32т. Вспомогательная 5т.

7.5.5 Техника безопасности при монтаже

К выполнению работ допускаются рабочие, достигшие 18 летнего возраста, прошедшие медицинское освидетельствование и специальное обучение, проверку знаний по технике безопасности и имеющие соответствующее удостоверение и квалификационную группу по технике безопасности не ниже третьего. Перед началом работ ответственному исполнителю работ необходимо ознакомить рабочий персонал с проектом производства работ, технологической картой или технологической запиской, и выдавать наряд допуск на производство работ, осуществлять контроль над соблюдением мер по обеспечению безопасности труда.

Выдача, хранение и пользование спецодеждой, спецобувью и другими средствами индивидуальной защиты должны осуществляться в соответствии с действующими нормами и инструкциями. Все лица находящиеся на монтажной площадке, обязаны носить защитные каски по ГОСТ 12.4.087-84. Рабочие и инженерно-технические работники без защитных касок и других необходимых средств индивидуальной защиты к выполнению работ не допускаются.

К самостоятельным верхолазным работам верхолазным работам допускаются лица не моложе 18 лет, прошедшие медицинский осмотр и признанные годными, имеющие стаж верхолазных работ не менее одного года и тарифный разряд не ниже 3-го. Рабочие, впервые допускаются к верхолазным работам, в течении одного года должны работать под непосредственным надзором опытных рабочих, назначенных приказом руководителя организации. При выборе способов подъема и перемещения грузов учитывают степень безопасности выбранного способа. Стальные канаты, поступившие на хранение,

подлежат немедленному осмотру и смазыванию канатной смазкой оголенных при транспортировании участков каната. При длительном хранении канаты периодически, не реже чем через 6 месяцев, осматривают по наружному слою и смазывают. Цепной строп подлежит браковке при удлинении звена цепи более 3 % от первоначального размера и при уменьшении диаметра сечения звена цепи вследствие износа более чем на 10 %. Перед каждым подъемом грузов или конструкций, а также в тех случаях, когда такелажное оборудование еще не было в эксплуатации, все грузоподъемные механизмы и такелажную оснастку осматривают, а затем опробуют. Стропы опробуют, поднимая ими, номинальный груз на высоту 200–300 мм и выдерживая его в этом положении 10–20 мин. Во время опробования осматривают стопы, особенно в местах счаливания или соединения зажимами.

Съемные грузозахватные приспособления (стропы, цепи, траверсы, клещи и т. п.) после изготовления подлежат техническому освидетельствованию на заводе изготовителе, а после ремонта – на заводе, на котором они ремонтировались. При техническом освидетельствовании съемные грузозахватные приспособления испытывают нагрузкой, в 1,25 раза превышающей их номинальную грузоподъемность.

Домкраты также испытывают раз в год при периодическом техническом освидетельствовании. Испытания проводят статической нагрузкой, превышающей предельную грузоподъемность не менее чем на 10 % в течение 10 мин. При этом винты (рейки, штоки) должны быть выдвинуты в крайнее верхнее положение.

Ручные и электрические тали и лебедки испытывают один раз в год, проверяя их нагрузкой превышающей рабочую на 25 %. Лебедки, предназначенные для подъема людей и взрывчатых грузов, а также тали при статическом испытании проверяют нагрузкой, превышающей 1,5 раза их грузоподъемность, а при динамическом – нагрузкой, превышающей грузоподъемность на 10 %.

При выполнении электросварочных и газопламенных работ необходимо выполнять требования санитарных правил при сварке и резке металлов. Заземление любых электроустановок должно быть выполнено до включения их в сеть. Электросварочные трансформаторы должны быть установлены в стороне от проходов. Подключать электросварочные трансформаторы должен только электромонтер. Место производства должно очищено от сгораемых материалов в радиусе 5ти метров, а от взрывоопасных материалов и установок 10м, для подвода сварочного тока к электрододержателям и горелкам для дуговой сварки необходимо применять изолированные гибкие кабели, рассчитанные на надежную работу при максимальных электрических нагрузках. При электросварочных и газопламенных работ внутри помещения со смежной работой, необходимо применение защитных экранов (ширмами, щитами) высотой не менее 1,8 м и иметь хорошую вентиляцию.

Испытание смонтированного оборудования должно производиться в соответствии с правилами и инструкцией утвержденных органами Государственного надзора, а так же инструкций завода изготовителя по эксплуатации данного оборудования. Перед испытанием оборудования руководитель работ обязан ознакомить персонал, участвующий в испытаниях с

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

порядком проведения работ и с мероприятиями по безопасному их выполнению. Установить посты из расчета один пост в пределах видимости другого, но не реже чем через 200 метров друг от друга, для предупреждения об опасной зоны. Одновременное гидравлическое испытание нескольких трубопроводов, смонтированных на одних опорных конструкциях или эстакаде, допускается в случае, если эти опорные конструкции рассчитаны на соответствующие нагрузки.

При поступлении оборудования на предприятие на него заводится монтажно-эксплуатационная ведомость, в которой указываются все виды работ проведенные с оборудованием.

Расчет технико-экономических показателей на монтаж блока калориферов КСк4-10-02 ХЛЗ и узла регулирования к нему произведены согласно Единым Нормам и Расценкам на строительные-монтажные работы санитарно-технических систем промышленных объектов.

Материально-технические ресурсы на монтаж блока КСк4-10-02 ХЛЗ приведены в таблице 7.6

Таблица 7.6 Потребность в материалах при монтаже.

Материал	Марка, ГОСТ, ТУ	Единица измерения	Количество
Блок калориферов	КСк4-10-02 ХЛЗ	шт.	16x4
Узел измерения	ВНВ 010-01	шт.	1
Узел регулирования	Серия 5.903-1	шт.	1
Подставка под узел регулирования	Рисунок 7.4	-	2
Трудная деталь Ду40(длинна по проекту)	ГОСТ 3262-75	шт.	1
Клапан автоматического регулирования	По проекту	шт.	1
Термометр технический угловой, тип –У-	ГОСТ 2823-73 ^х Е	шт.	1
Манометр показывающий, тип МТП-160	ГОСТ 8625-77Е ^х	шт.	1
Лента Фум	-	кг.	0,13
электроды	ГОСТ 9467-75	кг.	0,086

Согласно нормативной документации о нормировании времени и начисления тарифной стоимости, принимаем затраты на обеспечение монтажных работ с задействованием монтажной группы в количестве трех человек:

Затраты труда рабочим – 20,38 чел. – дня

Выработка на одного рабочего в смену – 1,3 комплекта (блок и узел регулирования); 663,91 руб.

Себестоимость монтажа блока – 1281,64 тыс. руб.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Калькуляция затрат на монтаже блока КСк4-10-02 ХЛЗ с узлом регулирования приведены в таблице 7.7.

Таблица 7.7 Калькуляция Затраты на монтаж блока

Наименование работ	Обоснование норм времени и расценок	Единица измерения	Объем работ	Карта времени на единицу измерения	Затраты труда на весь объем работ	Расценка на единицу измерения, руб/коп	Стоимость затрат на весь объем работ, тыс. руб/коп
Установка блока калориферов	ЕНиР, §9-1-13, Таб.1, №4, В, с коэф. 0,7	блок	4	1,47	0,179	0-92,4	0-92,4
Установка узла регулирования на готовые опоры с присоединением к трубопроводу на электроприхватке	ТНиР, §Т-104-2-5 с коэф.0,7	узел	1	1,82	0,222	1-21,1	1-21,1
Сварка стыков при соединении трубной детали с узлом измерения и узлом регулирования и при присоединении блока калориферов и узла регулирования к трубопроводу теплоснабжения	ЕНиР, §22-13 №бж, 8ж	10 стыков	0,4	1,7	0,083	1-0,6	0-42,4
Снятие фланцевого патрубка-вставки Ду 25мм.	ЕНиР, §26-5, таб.2, №1а	шт.	18	0,82	0,1	0-47,4	0-47,4
Установка регулирующего клапана, Ду25мм. (масса 22 кг.)	ЕНиР §9-1-20 №16	шт.	1	0,87	0,106	0-51,3	0-51,3
Установка термометра	ЕНиР §9-1-17 таб.2	прибор	1	0,3	0,036	0-18,9	0-18,9
Установка термометра	ЕНиР §9-1-17 таб.2, №2	прибор	1	0,3	0,036	0-18,9	0-18,9
Итого					0,762		392,4

В таблице 7.8 представлен расчет себестоимости на монтаж блока КСк4-10-02 ХЛЗ с узлом регулирования

Таблица 7.8 Себестоимость на монтажа блока

Статья затрат	Основание	Единица измерения	Показатель
Основная заработная плата	Калькуляция Таб.7.5	руб.	392,4
Затраты на эксплуатацию машин и механизмов при установке блока калориферов	СНиП IV-5-84, приложение, ЕРЕР №20, №20-762, гр.6	руб.	1,15
Узла регулирования с фильтром	СНиП IV-5-84, приложение, приложение ЕРЕР 18, №18-214, гр.6	руб.	0,23
Клапан регулирования	СНиП IV-6-84, приложение ЕРЕР 12, №12-805-1	руб.	0,15
Стоимость материалов: калориферы КСк4-10-02 ХЛЗ (64шт.)	СНиП IV-4-84, приложение 1.Ш №757	руб.	373,4
Материал для сборки блока калорифера	Прейскурант 24-15 №1-109, с коэф. 1,1	руб.	275
Вентиль 15кч 18п1, Ду15	СНиП IV-4-84, приложение, 4.Ш, №97	руб.	1,2
Вентиль 15кч 18п1, Ду40 -16 шт.-	СНиП IV-4-84, приложение, 4.Ш, №101	руб.	48,16
Фильтр Ду 40	СНиП IV-4-84, приложение, 4.Ш, №1823	руб.	113,6
Клапан регулирующий 25у931нж, Ду25	Дополнение №31к прейскуранту 23-07, №13774 с коэф. пересчета цен	руб.	76,65
Итого		руб.	1281,64

8 Безопасность жизнедеятельности и охрана труда

8.1 Общая характеристика предприятия

Геологическая и горнотехническая характеристика месторождения, а также общие сведения, газоносность пород, приведена в первой части дипломного проекта.

8.2 Безопасность жизнедеятельности в производственной среде

8.2.1 Анализ опасных и вредных производственных факторов

В соответствии с действующими правилами шахты и рудника, на которых хотя бы на одном пласте (залежи) обнаружены горючие газы, относятся к опасным по газу и на них распространяется газовый режим.

Вмещающие рудные залежи породы выделяют горючие газы: метан, этан, пропан, пентан и водород.

При работе самоходного дизельного оборудования, при его передвижении по руднику, возникает много пыли. Пыль является одним из вреднейших производственных факторов. Величины ПДК указаны в таблице 8.1.

Таблица 8.1 – ПДК ядовитых газов

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	Предельно допустимая концентрация газа в действующих выработках шахт	
		по факту, %	мг/м ³
Оксид углерода (оксид углерода)	CO	25	20
Оксиды азота (оксиды азота) в пересчете на NO	NO ₂	6,7	5
Сернистый газ (диоксид серы,	SO ₂	12	10
Сероводород	H ₂ S	8	10
Акролеин	C ₃ H ₄ O	0,85	0,2
Формальдегид	CH ₂ O	0,6	0,5
Пыль SiO ₂ >70%			2

*Михайлов, А.М.Охрана окружающей среды при разработке месторождений подземным способом [Текст].-М.: Недра, 1991.-184 с.

Количество воздуха, необходимого для проветривания выработок, должно рассчитываться по наибольшему числу людей, занятых одновременно на подземных работах; по углекислому газу, ядовитым и горючим газам, пыли, ядовитым газам, образующимся при производстве взрывных работ; по вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при применении оборудования с двигателями внутреннего сгорания, а также по минимальной скорости движения

воздуха, причем принимается к учету наибольшее количество воздуха, полученного при расчете по вышеуказанным факторам.

Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не менее $6 \text{ м}^3/\text{мин}$ на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих людей в смене.

При производстве взрывных работ необходимое количество воздуха как для участков, так и для всей шахты должно определяться по количеству ядовитых продуктов взрыва, образующихся при одновременном взрывании наибольшего количества взрывчатого вещества (ВВ), считая, что при взрыве 1 кг взрывчатых веществ образуется в среднем 40 л условной окиси углерода, в том числе включающей и окислы азота. Для расчета должно приниматься следующее наибольшее количество одновременно взрываваемого ВВ:

а) при 2-часовом межсменном перерыве и проведении взрывных работ в начале перерыва в течение 30 мин - все количество ВВ, расходуемого в межсменный перерыв. Количество ВВ, расходуемого на протяжении смены (вторичное дробление, проходка отдельных выработок и др.), в указанный расход не включается, если это количество меньше принятого для вышеуказанного расчета и если по этому расходу не производится расчет в соответствии с п. «б» настоящего параграфа;

б) в случаях, когда наибольшее количество ВВ на протяжении смены расходуется для вторичного дробления (системы разработки с массовой отбойки) и на проходку выработок, для расчета следует принимать при 6-7-часовой смене $1/3$ количества ВВ, расходуемого в течение смены, если эта часть ВВ больше расходуемого в межсменный перерыв.

8.2.2 Организационные и технические мероприятия

Организационные мероприятия и технические средства, предупреждающие несчастные случаи из-за воздействия на работающих ядовитых газов, удушья, обрушения горной массы, воздействия транспортных средств, машин и механизмов, электрического тока, взрывов газа и пыли, при взрывных работах, пожарах и других авариях.

Каждый рабочий обеспечивается индивидуальным средством защиты. На руднике предусматривается эффективная всех подземных выработок и сооружений, оборудуются требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных случаях.

- Автоматический контроль за состоянием рудничной атмосферы.

- Применяемая электроаппаратура в подземных условиях выполнено во взрывобезопасном исполнении.

- Транспортирование грузов контактными электровозами применяется только на основных откаточных горизонтах со свежей струей. Проветривание рудника осуществляется по стволам ВПС и КС и далее по откаточным и транспортным выработкам поступает в очистные, подготовительные и нарезные выработки и технологические камеры. Проветрив очистной забой, проходческий забой и камерные выработки с обособленным проветриванием, воздух по вентиляционным восстающим выдается на вентзакладочные горизонты и далее по ним поступает к вентиляционным стволам и выдается на поверхность. В

зимнее время поступающий в шахту воздух подогревается калориферными установками, расположенными у воздухоподающих стволов.

- Стационарное оборудование, вызывающее шум и вибрацию, устанавливается на изолированных от пола самостоятельных фундаментах.

- В машинных камерах шум локализуется путем покрытия стен звукопоглощающим материалом.

- Ручное оборудование выполнено в вибро-защитном исполнении.

Основные организационные мероприятия по борьбе с шумом и вибрациями: исключение из технологического процесса вибро-акустического оборудования; размещение оборудования, являющегося источником шума, в отдельных помещениях; применение индивидуальных средств защиты от шума и вибрации, проведение санитарно – профилактических мероприятий для рабочих, занятых на вибро-акустическом оборудовании.

Основные технические мероприятия: правильное проектирование массивных оснований и фундаментов под вибро-активное оборудование (дробилки) с учетом динамических нагрузок; изоляция фундаментов под вибро-активное оборудование от несущих конструкций и инженерных коммуникаций; активная и пассивная виброизоляция вибро-активного оборудования и рабочих мест оператора и машиниста; применение вибро – задерживающих гибких вставок (гасителей) на выхлопе нагнетателей; использование вибропоглощающих резиновых покрытий и мастик для облицовки поверхностей коммуникаций; звукоизоляция привода шумных машин кожухами; шумопоглощение на всасывании и выхлопе вентиляционных систем.

8.2.3 Охрана труда, техника безопасности и промсанитария

Охрана труда на руднике разработана в соответствии с требованиями закона РФ “Об основах охраны труда в РФ”, закона РФ “О промышленной безопасности опасных производственных объектов”, “Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “Единых правил безопасности при взрывных работах”, СанПиН 2.2.2.540-96, СНиП 2.2.2.548-96 и других руководящих и нормативных документов применительно к горному производству.

Общие требования

Все рабочие и служащие, поступающие на рудник, подлежат предварительному медицинскому освидетельствованию и должны иметь заключение о возможности допуска к подземным работам.

Работающие непосредственно на подземных работах должны проходить периодическое медицинское освидетельствование не реже одного раза в год.

Рабочие должны быть обучены профессии, безопасным методам работы, технике безопасности, пользованию самоспасателями и первичными средствами пожаротушения, знать сигналы аварийного оповещения, правила поведения при авариях, места расположения средств спасения и уметь пользоваться ими, ознакомлены с запасными выходами и путями следования на поверхность в аварийных случаях и уметь ими пользоваться; иметь инструкции по безопасному

									Лист	
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	ДП-150402.65-121017348 ПЗ					

ведению технологических процессов, безопасному обслуживанию и эксплуатации машин и механизмов.

Все работники шахты должны быть обеспечены и обязаны пользоваться спецодеждой, спецобувью, защитными касками, очками, противопылевыми респираторами, индивидуальными средствами защиты от шума, флягами для питьевой воды и другими средствами индивидуальной защиты, соответствующими их профессии и условиям труда согласно утвержденным нормам

Все используемое на подземных горных работах технологическое оборудование и технические устройства должны иметь сертификат соответствия требованиям промышленной безопасности и разрешение на применение, выданное Ростехнадзором.

При работе с машинами и механизмами рабочие обязаны выполнять установленные правила безопасности.

Горные работы в опасных зонах (геологические нарушения первого порядка на вновь вскрываемых участках, опасные по горным ударам и т.д.) предусматривается вести с соблюдением требований “Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях АО “Норильский комбинат” (утв. зам. Генерального директора – главного инженера АО “Норильский комбинат”).

На руднике предусматривается эффективная вентиляция всех подземных выработок. На горизонтах оборудуются в требуемых местах средства связи и оповещения в производственных и аварийных целях.

Для обеспечения безопасности работ по газовому режиму (рудник работает в газовом режиме без отнесения к какой-либо категории по газу) рабочие и ИТР должны соблюдать требования “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима“ на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК ”Норильский никель” в условиях газопроявлений метана” (2005 г).

До ввода в эксплуатацию системы АСДУ рудника, контроль содержания метана, распределения воздуха, положения вентиляционных и противопожарных дверей и т.д. обеспечивается по мероприятиям рудника (ежесменный контроль за содержанием метана персоналом ПУВ переносными приборами эпизодического действия, в т.ч. на исходящих струях строящихся и действующих горизонтов; ежесменный контроль за положением шахтных вентиляционных дверей; установка стационарных приборов автоматического контроля метана на исходящих струях при проходке забоев гор. –850 м и –1160 м и др.), разработанным в соответствии с требованиями “Специальных мероприятий ...”.

Уровень содержания ядовитых и горючих газов, запылённости воздуха, подаваемого по воздухоподающим стволам, главным и участковым транспортным выработкам, по всем рабочим зонам и рабочим местам, не должен превышать 30% от установленных предельно допустимых концентраций.

Содержание пыли, ядовитых и горючих газов в воздухе рабочей зоны не должно превышать предельно-допустимые концентрации (ПДК) – 4 г/м³.

Для снижения запылённости воздуха, подаваемого по стволу ВПС, предусматривается аспирация в пунктах погрузки-разгрузки горной массы

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

ствола КС и проведение ежеквартального контроля запылённости воздуха поступающего из ствола.

Санитарно-гигиенические условия (температура и влажность воздуха, скорость струи) в подземных выработках должны отвечать требованиям “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом” и СНиП 2.2.2.548-96 “Физические факторы производственной среды. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений”.

Забои подземных выработок перед началом работ должны быть приведены в безопасное состояние путем осмотра и оборки заколов, возведения временной и предохранительной крепи, орошения водой и смывом пыли.

Для обеспечения эффективного пылеподавления буровые работы предусматривается вести с промывкой водой, с расходом воды при применении:

- самоходных буровых установок – не менее 66 л/мин;
- станков для бурения скважин – не менее 15 л/мин;
- ручных перфораторов – не менее 4 л/мин.

Перед проведением взрывных работ для снижения пылевыведения предусматривается:

- увлажнение выработки на протяжении 10 – 15 м от забоя;
- внутренняя гидрозабойка шпуров;
- включение туманообразователей, устанавливаемых за 10-15 м от груди забоя за 1 – 2 минуты до взрыва. Факел тумана должен полностью перекрывать сечение выработки и направлен навстречу взрывной волне;
- внешняя гидрозабойка при дроблении негабарита.

При работе погрузочно-доставочных машин в забое предусматривается:

- орошение бортов и кровли выработок на длину 10-15 м от груди забоя перед началом уборки горной массы из расчета 0,2 - 1,3 л воды на 1 м² поверхности выработки (в зависимости от естественной влажности);
- орошение отбитой горной массы перед погрузкой из расчета не менее 1,5 - 4 л/м³ погруженной горной массы, из расчета достижения ее влажности не менее 3 – 5%;
- увлажнение трассы движения СДО.

При производстве буровзрывных работ и работ с взрывчатыми материалами должны соблюдаться “Единые правила безопасности при взрывных работах”.

Передвижение людей по выработкам должно осуществляться только по маршрутам, определяемым для данных целей. В зоне очистных и подготовительных выработок вывешиваются дополнительные указатели и знаки.

Все подземные сооружения и горные выработки оснащаются проектным оборудованием по оповещению об аварии: телефонной, громкоговорящей и беспроводной связью (СУБР-1СВ), и другими средствами, улучшающими оперативность оповещения и вывода людей из опасных зон.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Рудничная служба по технике безопасности должна систематически проверять соблюдение правил оснащения горных выработок и оборудования на соответствие “ЕПБ” и инструкций, действующих на руднике.

Бытовое обслуживание и питание трудящихся рудника осуществляется в бытовом комбинате (БК) и столовой на основной промплощадке рудника. Доставка трудящихся до промплощадок рудника предусматривается заказным автотранспортом.

Для снижения влияния на здоровье трудящихся рудника вредных производственных факторов, предусматриваются различные лечебно-профилактические мероприятия:

- гигиеническое обучение трудящихся по профилактике профессиональных заболеваний;
- проведение периодических медицинских осмотров;
- бесплатная выдача талонов на молоко;
- проведение комплекса физиотерапевтических процедур (тепловых гидропроцедур для рук, воздушного обогрева рук с микромассажем, массажа мышц плечевого пояса, ингаляции и др.);
- оздоровление трудящихся в санаториях, профилакториях, домах отдыха, турбазе рудоуправления “Талнахское”;
- трудоустройство проф.больных согласно медицинским рекомендациям и др.

Режимы труда для работающих в виброопасных профессиях разрабатываются отделом охраны труда рудоуправления “Талнахское” и согласовывается с учреждениями госсанэпидемслужбы.

8.2.4 Техника безопасности при работе подъемных сосудов

Шахтные строительные подъемники обычно представляют собой деревянную клеть в стальной раме, не снабженную дверьми. Передвижение клетки по направляющим производится в частично или полностью огражденной шахте.

Мачтовый подъемник обычно укрепляется при помощи кронштейнов к строящейся стене здания. Он снабжается подъемной платформой, которая может поворачиваться вокруг вертикальной оси на 180°. Двустоечный подъемник состоит из передвижной металлической мачты, собранной из отдельных секций. С помощью ручной лебедки, установленной на нижней опорной раме подъемника, подъемник можно перемещать вдоль строящегося здания. По направляющим мачты передвигается подъемная грузовая неповоротная платформа, снабженная ловителями. В том случае, когда высота мачты превышает 10 м, подъемник укрепляется расчалками.

В том случае, когда вход в клеть или на платформу при загрузке и выгрузке их является возможным, то, согласно правилам Госгортехнадзора, требуется обязательное устройство ловителей, т. е. особых приспособлений для удержания клетки или платформы в местах остановок.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для предупреждения падения лиц, обслуживающих подъемник, на верхних и промежуточных разгрузочных площадках мачтовых и двух стоечных подъемников следует устраивать откидные поручни или раздвижные двери, снабженные запорами, а платформы самих подъемников снабжать перилами высотой в 1 м. У дверей шахтных строительных подъемников устройство автоматических дверных затворов, согласно правилам, является необязательным, поэтому у дверей шахтных подъемников, а также на верхних разгрузочных площадках, где производится загрузка или выгрузка материалов, должны дежурить специально проинструктированные рабочие. Они обязаны открывать и закрывать двери или откидные поручни, давать сигналы о пуске подъемника и следить за тем, чтобы клеть или платформа подъемника не нагружались сверх его максимальной грузоподъемности. Во внерабочее время двери шахтоподъемника должны быть заперты.

Во избежание подтягивания клетки или платформы до упора все строительные подъемники должны снабжаться устройством для автоматического выключения двигателя в крайнем верхнем положении клетки или платформы.

Шахтоподъемники должны быть наглухо обшиты досками или ограждены металлической сеткой с отверстиями не более 20 мм. При наличии возможности обеспечить условия, исключающие падение грузов во время их погрузки, подъема и выгрузки, допускается частичная обшивка шахтоподъемников на высоту не менее 2 м от пола или от настила лесов и подмостей возле шахты в уровне каждого обслуживаемого шахтоподъемником яруса.

Для подъема грузов с помощью шахтоподъемника должны применяться клетки со сплошными стенками со стороны направляющих и потолком, выдерживающим сосредоточенную нагрузку не менее 100 кг. Деревянные клетки должны иметь стальную обвязку. Клетки для подъема вагонеток необходимо оборудовать упорами или замками, препятствующими сдвигу вагонетки во время подъема.

Платформы мачтовых и двустоечных подъемников требуется ограждать со всех сторон на высоту, исключающую возможность выпадения груза при подъеме. Со стороны приемной площадки ограждение устраивается откидным.

Управление движением клетки или платформы должно производиться из одного места, связанного электросветовой или электрзвучковой сигнализацией со всеми ярусами, на которые поднимаются грузы.

На время очистки дна шахты или ремонта подъемника работу его необходимо прекратить, о чем должен быть своевременно предупрежден моторист лебедки. На все время очистки или ремонта выключенный рубильник должен находиться в запертом кожухе. При этом клеть должна находиться на брусках, уложенных на ригели шахты или на подпорки высотой не менее 1,8 м, установленные на ее дно.

Подъемники с платформами поворотного или выдвигного типа должны снабжаться устройствами, исключающими возможность самопроизвольного поворота или выдвигения платформы во время ее подъема или опускания. После каждого увеличения высоты мачтового подъемника путем наращивания мачты его необходимо подвергнуть повторному испытанию.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8.2.5 Противопожарная защита

Противопожарная защита рудника “Таймырский” выполняется в соответствии требованиями “ЕПБ при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом”, “Правил пожарной безопасности в Российской Федерации”, “Инструкции по предупреждению эндогенных пожаров при разработке сплошных медно-никелевых руд на подземных рудниках Талнахского рудного узла”, “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” 2005 г., “ЕПБ при взрывных работах” и других руководящих и нормативных документов по противопожарной защите горнорудных предприятий.

В настоящем разделе пояснительной записки приведены технические решения по противопожарной защите подземных горных выработок первой очереди рудника. Остальные разделы противопожарной защиты: противопожарная защита объектов поверхности, разводки противопожарных сетей и подземного водоснабжения, автоматизация и связь и т.д., приведены в соответствующих томах проекта.

Противопожарная защита строящихся объектов осуществляется по мероприятиям ППР, разработанным строительными организациями на основании проекта организации строительства.

8.2.6 Локализация и тушение пожара в начальной стадии возникновения

Рабочие и ИТР обнаружившие факт возникновения пожара, обязаны немедленно сообщить о месте и характере аварии диспетчеру рудника по телефону или источнику аварийной связи (ИАС).

Тушение очага пожара производить со стороны поступающей вентиляционной струи. Необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами пожаротушения. При горении электропусковой аппаратуры, силовых кабелей, необходимо перед тушением, аварийный участок обесточить.

При пожаре в забое тупиковой выработки необходимо включиться в самоспасатель и начать тушение первичными средствами. Если пожар потушить невозможно, следует выходить из тупиковой выработки на свежую струю.

При невозможности выхода из тупикового забоя необходимо по возможности отперемычиться подручными средствами, открыть став сжатого воздуха и ждать ВГСЧ, подавая аварийные сигналы частыми ударами по трубам.

Для тушения пожара в подземных горных выработках в начальной стадии возникновения применяются вода, песок, а также породная, рудная мелочь и другие сыпучие материалы инертного состава, специальные средства пожаротушения (огнетушители, противопожарные установки и др.).

Нельзя использовать воду при тушении электрооборудования, линий электроснабжения (кабелей и др.), находящихся под напряжением, а также легко воспламеняющихся жидкостей и ядовитых веществ.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В случае недоступности очага пожара для непосредственного воздействия на него огнегасительных средств, необходима изоляция пожарного участка для прекращения поступления туда свежего воздуха.

Изоляция пожарных участков осуществляется путем возведения перемычек. В тех случаях, когда имеется возможность подать в изолируемое пространство достаточное количество инертного газа (азот, углекислотный газ и др.) для снижения содержания кислорода до взрывобезопасного предела, прежде чем образуется взрывоопасная концентрация горючих газов, изоляция должна осуществляться с применением инертных газов. Если такой возможности нет, то следует возводить взрывоустойчивые перемычки.

Конструкция перемычек должна обеспечивать надежную герметизацию пожарного участка.

Дополнительными мерами изоляции являются: снятие депрессии с изолируемого участка, тампонирувание целиков и другие.

8.2.6 Мероприятия по профилактике подземных пожаров

В подземных горных выработках и камерах рудника - везде, где располагаются противопожарный трубопровод, автоматические и стационарные установки пожаротушения, водяные завесы, противопожарные сооружения, средства и инвентарь пожаротушения должны постоянно поддерживаться в требуемом порядке и периодически проверяться на исправность.

Все конструкции из дерева, примыкающие к вскрывающим выработкам, и деревянные перемычки, возводимые в подземных выработках, должны быть обработаны огнезащитным составом.

Все противопожарные склады должны быть закрыты на замок и опломбированы. Ключи от складов противопожарных материалов должны храниться у диспетчера рудника.

Важными мероприятиями по профилактике пожаров является контроль выполнения требований безопасности к камерам и подземным выработкам при эксплуатации самоходного дизельного оборудования.

8.2.7 Контроль за развитием окислительных процессов на очистных работах, газовым составом, температурой и качеством шахтного воздуха в местах, опасных по самовозгоранию руд

Контроль за развитием окислительных процессов на шахте должен осуществляться в соответствии с "Инструкцией по предупреждению эндогенных пожаров при разработке сплошных медно-никелевых руд на подземных рудниках Талнахского рудного узла".

Основной задачей борьбы с эндогенными пожарами является предупреждение их возникновения. Для решения этой задачи на руднике должны быть организованы систематические наблюдения за развитием окислительных процессов.

Контроль за развитием окислительных процессов должен осуществляться путем замеров температуры отбитой руды и анализа состава проб воздуха, а

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

также определением кислотности воды (содержание свободной серной кислоты и PH).

Если температура воздуха превышает $+20^{\circ}\text{C}$, то одновременно с температурой должна определяться его относительная влажность.

При системе разработки со сплошной слоевой выемкой замеры температуры отбитой руды и воздуха производить в случае нахождения руды в выработке 7 суток и более.

При обнаружении в отбитой руде температуры $+35^{\circ}\text{C}$ и выше или появлении других признаков интенсивных окислительных процессов температуру руды и воздуха замерять не реже одного раза в сутки.

На добычных участках должен производиться учет времени нахождения отбитой руды в выработках. В случае задержки руды на семь суток и более начальник участка в письменной форме извещает начальника ПВС рудника.

Термогазовентиляционные измерения производятся при температуре отбитой руды $+35^{\circ}\text{C}$ и выше:

- ежесменно силами ПВС рудника определяется содержание сернистого газа в исходящих струях из подготовительных выработок с помощью прибора ГХ;

- ежесуточно одновременно с определением сернистого газа производится замер количества и температуры воздуха;

- контрольное опробование рудничной атмосферы на полный анализ производится силами ВГСЧ не реже одного раза в сутки, в случае обнаружения в отбитой руде температуры $+35^{\circ}\text{C}$ и выше.

При плановых ежемесячных опробованиях качественного состава исходящего воздуха из очистных выработок, выполняемых в соответствии с требованиями ЕПБ и ПБ, производится дополнительный анализ на содержание сернистого газа и сероводорода.

Постоянный контроль за газо-температурным режимом в горных выработках осуществляется ПВС рудника в соответствии с "Инструкцией по предупреждению и тушению эндогенных пожаров на горнорудных предприятиях МЦМ РФ".

О случаях обнаружения температуры руды $+35^{\circ}\text{C}$ и выше или других признаков интенсивного окисления руды ставится в известность главный инженер рудника, который определяет мероприятия по ликвидации очага пожара.

Для предупреждения эндогенных пожаров необходимо:

1. При ведении горных работ обеспечивать устойчивое проветривание.

2. Технология горных работ должна обеспечивать максимальную интенсивность отгрузки отбитой руды и минимальные потери полезного ископаемого.

3. На горизонтах с температурой массива $+18^{\circ}\text{C}$ и более при проходке горных выработок по руде рекомендуется не аккумулировать отбитую руду в выработках для предупреждения улучшения температуры воздуха свыше предельной нормы.

4. Пожароопасный период нахождения отбитой руды в выработанном пространстве определяется временем, в течение которого руда разогревается до

						ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			

предельно допустимой температуры +45°C. При нагревании отбитой руды свыше +45°C отбойку руды прекратить и принять срочные меры по ее отгрузке.

5. Выдача на поверхность руды, разогретой выше допустимой температуры, должна быть начата немедленно.

6. О всех случаях обнаружения очагов самовозгорания или сернистого газа выше допустимой нормы в суточный срок ставить в известность РГТИ.

7. При возникновении эндогенного пожара на шахте вводится аварийное положение. Принимаемые меры при этом определяются планом ликвидации аварий и решениями ответственного руководителя работ по ликвидации аварий (п. 9.1, раздел IX “Инструкции по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров на горнорудных предприятиях МЦМ РФ”).

8.2.8 Соблюдение установленных противопожарных правил при ведении буровзрывных работ

Взрывные работы при проходке горных выработок и очистной выемке на шахте должны производиться в соответствии с “Едиными правилами безопасности при ведении взрывных работ” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”. (2005 г.)

Рудник работает на индивидуальном газовом режиме, поэтому при ведении буровзрывных работ требуется выполнение дополнительных мероприятий:

а) взрывание при помощи электродетонаторов с применением взрывных машинок и контрольно-измерительных приборов, допущенных к применению Ростехнадзором;

б) применение взрывчатых веществ и средств взрывания допущенных Ростехнадзором;

в) применение водораспылительных завес и водяной забойки;

г) замер содержания газа метана непосредственно перед заряданием шпуров (скважин), перед каждым взрыванием зарядов и при осмотре забоя;

Для профилактического ремонта бурового и зарядного оборудования предусмотрены специальные камеры, которые закреплены несгораемой крепью, оборудованы металлическими дверями и укомплектованы средствами пожаротушения.

8.2.9 Противопожарная защита мест ведения сварочных работ

Сварочные и газопламенные работы в подземных выработках должны производиться в соответствии с “Инструкцией по производству сварочных и газопламенных работ в подземных выработках и надшахтных зданиях” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель” 2005 г.

Место сварочных работ должно находиться под наблюдением лиц добровольных пожарных дружин при условии достаточной их обученности и наличия средств пожаротушения.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Сварочные и газопламенные работы в подземных выработках должны производиться с разрешения механика участка на основании графика проведения сварочных работ, составленного главным механиком рудника на декаду, утвержденного главным инженером.

Производство сварочных и газопламенных работ в вентиляционных выработках, подающих свежий воздух, может вестись только с разрешения главного инженера рудника, записанного в книге распоряжений по руднику. При производстве этих работ обязательно присутствие респираторщика ВГСЧ. К ведению сварочных работ в горных выработках допускаются только сварщики, имеющие удостоверения на право производства сварочных работ в шахтах и прошедшие специальный инструктаж по технике безопасности.

При ведении сварочных и газопламенных работ должны выполняться следующие требования:

а) все воспламеняющиеся материалы должны быть удалены на расстояние не менее 20 м от места производства сварки;

б) все деревянные или другие горючие части сооружений, расположенные на расстоянии до 2 м от места сварки, должны закрываться асбестовыми или стальными листами;

в) остатки электродов необходимо складывать в специальный металлический ящик;

г) у места сварки должны находиться не менее двух огнетушителей, пожарный ствол с рукавом, присоединенным к противопожарной водяной магистрали.

При производстве сварочных работ на копре у устья ствола, а также на расстоянии до 5 м от ствола, ствол должен быть перекрыт противопожарными лядами. До начала работ копер должен быть очищен от смазки и пыли на расстоянии не менее 5 м от места работ. При невозможности обеспечить установленный нормальный вентиляционный режим при закрытых лядях люди должны быть выведены из шахты.

8.2.10 Противопожарная защита подземных горных выработок и камер, в которых производится эксплуатация и обслуживание дизельного оборудования

Противопожарная защита подземных горных выработок, в которых производится эксплуатация самоходного дизельного оборудования и пунктов обслуживания самоходных машин, выполняется в соответствии с требованиями “Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках” и “Специальных мероприятий по ведению горных работ в условиях “газового режима” на подземных рудниках ЗФ ОАО “ГМК “Норильский никель”.

При эксплуатации самоходного дизельного оборудования необходимо также соблюдать “Временные методические указания по контролю за эксплуатацией дизельных двигателей и систем очистки отработанных газов горных машин на карьерах и подземных рудниках цветной металлургии РФ”, утвержденные МЦМ РФ:

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- в пунктах обслуживания машин запрещается применение открытого огня, вывешиваются плакаты с надписью “Курить и пользоваться открытым огнем запрещается”;

- комплектование противопожарными средствами и материалами проводится в соответствии с проектом;

- запрещается хранить в камерах постороннее оборудование, материалы и предметы, не относящиеся к назначению данных камер;

- заправка машин топливом, маслом должна производиться на складе ГСМ или с помощью самоходной машины (автозаправщика);

- каждая самоходная дизельная машина оснащается индивидуальной стационарной автономной установкой пожаротушения;

- слив масел, горючих жидкостей на почву в подземных выработках не допускается. Обтирочные материалы (пакля, концы и т.п.) должны храниться в металлических плотно закрывающихся ящиках, не более 20 кг в каждом ящике. Использованные протирочные материалы должны собираться в плотно закрывающийся металлический ящик и ежедневно выдаваться на поверхность.

На применение в шахте каждого типа (марки) машин с двигателями внутреннего сгорания должно быть получено разрешение местных органов Рос технадзора.

Каждая самоходная машина с двигателем внутреннего сгорания должна быть обеспечена стационарной автономной установкой пожаротушения.

8.2.11 Контроль за состоянием вентиляции на шахте

Возможность осуществления вентиляционных маневров, реверсирования вентиляционной струи и секционирования горных выработок при возникновении пожара

Эти мероприятия должны осуществляться в соответствии с “Инструкцией по составлению планов ликвидации аварий”

В оперативной части плана ликвидации аварий должны быть предусмотрены:

1. Способы оповещения об аварии всех или отдельных участков и рабочих мест, пути вывода людей из аварийных участков и из шахты, действия лиц надзора, ответственных за вывод людей и за осуществление технических мер по ликвидации аварий, вызов горноспасательной части и пути следования отделений ВГСЧ для спасения людей и ликвидации аварий.

2. Вентиляционные режимы, обеспечивающие безопасный выход людей из аварийного участка и из шахты и безопасное передвижение отделений ВГСЧ к месту аварий, а также использование вентиляционных устройств для осуществления выбранного вентиляционного режима. Маршруты вывода людей должны определяться, исходя из данных аэродинамических съемок, проведенных соответствующими службами при нормальном и реверсивном вентиляционном режимах, по позициям, предусмотренным планом ликвидации аварий.

3. Использование подземного транспорта для быстрого удаления людей из аварийного участка, из шахты и для доставки отделений ВГСЧ к месту аварий.

4. Прекращение подачи электроэнергии на аварийный участок или шахту.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

5. Использование компрессорной станции для подачи сжатого воздуха в тупиковые выработки в начальный период аварий.

6. Назначение лиц, ответственных за выполнение отдельных мероприятий, и расстановка постов безопасности.

7. Режим работы вентиляторов местного проветривания с учетом конкретных условий.

8. Местонахождение командного пункта, в том числе до прибытия главного инженера рудника.

9. Время прибытия отделений ВГСЧ из мест расположения на рудник.

Вывод людей из аварийных участков необходимо предусматривать по кратчайшему пути на поверхность или в выработки со свежей струей воздуха.

Из выработок, расположенных до очага пожара, людей следует выводить навстречу свежей струе к выходу на поверхность.

Из выработок, расположенных за очагом пожара, людей следует выводить в самоспасателях кратчайшим путем в выработки со свежей струей воздуха и далее на поверхность.

В качестве мер защиты от ядовитых газов людей, не имеющих возможности выйти на свежую струю воздуха за время защитного действия самоспасателей, могут быть использованы камеры аварийного воздухообеспечения (КАВС), в которых осуществляется переключение в новые самоспасатели, а также камеры-убежища.

При пожарах, взрывах газа или пыли и внезапных выбросах газа, прорыве в горные выработки воды должен предусматриваться вывод людей из шахты на поверхность.

При пожаре в копре и стволе клетки этого ствола необходимо устанавливать на кулаки, а скипы - в разгрузочных кривых.

При авариях, имеющих местный характер, вывод людей должен предусматриваться только из аварийного и угрожаемого участков.

Устанавливаемый вентиляционный режим и выбираемые пути вывода людей из аварийных участков должны по возможности обеспечивать вывод людей по незагазованным выработкам.

В планах ликвидации аварий в зависимости от места возникновения пожара, взрыва газа или пыли, внезапного выделения газов могут предусматриваться различные аварийные вентиляционные режимы: нормальный - существовавший до аварии, реверсивный - с опрокидыванием струи по всей шахте или отдельным ее участкам.

При взрывах газа и пыли, внезапных выделениях газов необходимо сохранять существовавшее до аварии направление вентиляционной струи и предусматривать способы увеличения подачи воздуха на аварийные участки.

Реверсирование вентиляционной струи следует предусматривать для тех случаев, когда возникают пожары в надшахтных зданиях, в стволах шахт, в околоствольных дворах, в главных квершлагах (штреках) и в примыкающих к ним камерах, не имеющих обособленного проветривания, по которым поступает свежий воздух.

При пожарах в вертикальных или наклонных выработках, соединяющих горизонты шахты, должен быть предусмотрен тот режим проветривания,

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

который устанавливается при пожаре в месте сопряжения данной выработки с верхним горизонтом.

При установлении вентиляционного режима необходимо предусматривать:

1. Порядок использования вентиляционных устройств, вентиляционных и противопожарных дверей, перемычек, ляд на стволах, шурфах, а также режим работы вентиляторов местного проветривания при пожарах в глухих забоях и т.д.

2. Назначение лиц, осуществляющих открывание или закрывание дверей, ляд, шиберов в вентиляционных каналах.

Вызов подразделений ВГСЧ необходимо предусматривать при всех видах аварий, когда требуется оказание помощи людям, и для ведения работ, требующих соответствующего горноспасательного оборудования. При пожарах в стволах, шурфах и других выработках, имеющих выход на поверхность, необходимо предусматривать одновременный вызов подразделения противопожарной службы. Использование лиц этой службы в подземных выработках не допускается.

Систематический контроль газового состава воздуха, температуры и количества шахтного воздуха в выработках шахты осуществляют пылевентиляционная служба рудника и служба ВГСЧ.

Контроль газового состава рудничной атмосферы непосредственно в забоях осуществляется с помощью переносных экспресс - приборов периодического действия ШИ-10 (11).

Контроль количества шахтного воздуха в забоях на рабочих местах осуществляется инструментальным замером вентиляционной службы рудника.

Для определения количества и состава воздуха в выработках на руднике должна быть следующая аппаратура: анемометры, секундомеры, пылемеры и экспресс-аппаратура для определения содержания в воздухе углекислого газа, сернистых соединений, окиси углерода и окислов азота.

Не реже одного раза в месяц респираторщики ВГСЧ производят отбор проб рудничного воздуха для лабораторного анализа содержания CH_4 , CO , CO_2 , O_2 и окислов азота.

8.2.12 Обучение людей, работающих на руднике, умению пользоваться средствами пожаротушения

Все вновь поступающие на рудник лица проходят предварительное обучение по правилам техники безопасности.

Рекомендуется курс технического обучения по теме “Противопожарные мероприятия, предупреждение и тушение рудничных пожаров” - планировать не менее четырех часов.

Практическое обучение по технике безопасности рабочих, поступающих на рудник и переводимых с работы по одной профессии на другую, производится при учебном пункте с отрывом от производства и с обязательной сдачей экзаменов в комиссии под председательством главного инженера рудника.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Всем рабочим под личную расписку администрацией выдаются инструкции по безопасным методам работ по их профессиям. Каждое полугодие рабочие обязаны пройти повторный инструктаж.

Ознакомление рабочих с правилами личного поведения во время аварий, в соответствии с планом ликвидации аварий и пользования средствами пожаротушения, должны производить начальники участков.

Кроме того, рабочие, работающие на очистных и подготовительных работах, а также рабочие поверхностного склада руды должны быть ознакомлены с методами распознавания окислительных процессов и основными приемами борьбы с пожарами от самовозгорания руд.

8.2.13 Защита электрических сетей от перегрузки и коротких замыканий

Защита кабельных сетей от токов короткого замыкания и перегрузки подземной части рудника на стороне 0,4 кВ основана на принципе отключения поврежденного участка автоматами и пускателями, оборудованными реле максимальной токовой защиты.

Защита от токов утечки в сетях 0,4 кВ выполнена с помощью реле утечки, встроенного в автоматы и пускатели, и действующего на отключение при снижении уровня изоляции в кабельных сетях ниже допустимых значений.

С целью снижения опасности горения и взрыва в подземных выработках используется оборудование в исполнении "РВ", а кабели приняты с медными жилами с ПВХ изоляцией, бронированные в оболочках, не распространяющих горение.

8.2.14 Связь, пожарная сигнализация и автоматизированная система контроля и управления

В горных выработках для оповещения об аварии предусматриваются различные виды телефонной связи, система громкоговорящего оповещения комплекса "ДИСК-ШАТС", радиофикации и беспроводное аварийное оповещение (СУБР).

Беспроводное оповещение об аварии предусматривается на базе специализированной длинноволновой радиосистемы, через общешахтную телефонную сеть с пульта горного диспетчера рудника и предназначена для передачи сигналов об аварии или индивидуального вызова горнорабочих, находящихся в подземных выработках. В состав аппаратуры входят: передающее устройство, пульт дистанционного управления, антенно-фидерное устройство, приемные устройства.

Передающее устройство предназначено для формирования сигналов "Авария" и "Вызов", их усиления и согласования с антенно-фидерным устройством (АФУ).

Приемные устройства системы устанавливаются в корпусе аккумулятора шахтного светильника.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Радиосвязь между диспетчерским пунктом и подвижными и стационарными объектами осуществляется через систему радиосвязи компании – с использованием стационарных и мобильных радиостанций.

Автоматическая пожарная сигнализация выполняется на базе приемно-контрольных устройств различных типов с выводом информации на пульта соответствующих диспетчеров (оператора) рудника и на ЦППС.

Аппаратура обеспечивает: телефонную связь с городом подземных абонентов и абонентов поверхности; прямую связь диспетчера рудника со всеми горизонтами рудника и абонентами поверхности; выдачу сигналов об аварии, о мерах безопасности и порядке вывода людей из шахты, выдачу сигналов тревоги на центральный пункт пожарной сигнализации, надежную телефонную связь диспетчера рудника со всеми абонентами.

Для обеспечения оперативно-диспетчерского контроля и управления технологическими процессами рудника предусматривается создание комплексной автоматизированной системы контроля и управления АСДУ.

В части противопожарной защиты подземных горных выработок в автоматизированной системе выделяются следующие элементы системы контроля и дистанционного управления технологических объектов:

1 Газовый контроль (метаноконтроль).

Данная подсистема обеспечивает: измерение содержание метана и водорода в заданных точках на поверхностных объектах и подземных горизонтах; телеуправление на отключение электропитания загазованных участков и включение местной сигнализации.

2. Шахтные вентиляционные двери.

Данная подсистема обеспечивает: сигнализацию состояния шахтных вентиляционных дверей и управление ими, измерение температуры и скорости воздуха в контрольных точках.

3. Пожаротушение

Данная подсистема обеспечивает: контроль установок пожаротушения с выдачей сигнала о пожаре в диспетчерскую, дистанционное управление установками пожаротушения, контроль положения противопожарных дверей с возможностью их дистанционного управления.

8.3 Охрана окружающей среды

8.3.1 Воздействия производства на окружающую среду

При разработке месторождения полезного ископаемого на окружающую среду воздействуют такие факторы как рудничный воздух, отвалообразование пустой породы, затопление территории шахтными водами и прочие.

8.3.2 Мероприятия по защите окружающей среды от вредных воздействий производства

Строительно-монтажные работы по проведению предусмотренных настоящим проектом подземных горных выработок рудника «Таймырский»

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

осуществлять в соответствии с требованиями: закона РФ «О недрах», «Правил охраны недр» (06.06.03), «Инструкции по оформлению горных отводов для разработки месторождений полезных ископаемых» (13.03.1998) и других руководящих и нормативных документов в части охраны недр и окружающей среды.

В настоящем проекте приводятся проектные решения в части охраны недр и окружающей среды при вскрытии и подготовке к отработке запасов богатых и медистых руд рудника «Таймырский».

Промышленную разработку запасов сульфидных медно-никелевых руд Талнахского месторождения ведет ОАО «ГМК «Норильский никель» на условиях лицензии.

Проект горного отвода для подземной разработки Талнахского месторождения выполнен институтом «Норильскпроект» и утвержден Управлением Норильского округа Госгортехнадзора России.

Проектом горного отвода для рудника «Таймырский» определены технические границы отработки и представлены предприятию для разработки.

Принятые настоящим проектом технологические производственные процессы при проходке и креплении горных выработок отвечают условиям безопасности ведения горных работ и обеспечивают сохранность полезного ископаемого.

Руда, попутно добываемая при проходке горно-капитальных и подготовительных выработок, будет транспортироваться, выдаваться, складироваться по мероприятиям, составленным ШПУ НШСТ и согласованным с рудником. Объемы на устройство таких временных мест (ниш, камер) складирования, а также горных выработок, необходимых по технологии проходки, учтены в данном проекте. Оперативный учет попутно добываемой руды производится геолого-маркшейдерской службой ШПУ с предоставлением геолого-маркшейдерской службе рудника ежемесячной справки о движении руды. Передача руды руднику осуществляется поквартально двухсторонним актом, а отчетность по нормам, установленным ГГУ.

Породу, извлекаемую при проходке горных выработок, предусматривается максимально использовать для закладки выработанного пространства, а остальную выдавать на поверхность в породные отвалы на промплощадке ствола ВС.

Горные работы в опасных зонах (тектонические нарушения, водоносные горизонты и т.д.) ведутся с соблюдением требований «Временного положения о порядке и контроле безопасного ведения горных работ в опасных зонах на горных предприятиях АО «Норильский комбинат».

Значительное загрязнение рудничного воздуха во время ведения горных работ (буровая пыль, газы от взрывных работ, выхлопные газы двигателей внутреннего сгорания, природные газы) нейтрализуется на местах его образования путем очистки и пылеподавления оросителями, водяными завесами, подачей в шахту свежего воздуха, обеспечивающего вынос пыли с рабочих мест и разжижение газов от взрывных работ до уровня ПДК в соответствии с требованиями «ЕПБ». По пути своего движения к вентиляционным стволам ВС-1, 2 воздух, проходя по горным выработкам, очищается путем взаимодействия с

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

влажностью и оседания загрязняющих компонентов воздуха на поверхности горных выработок. Таким образом, на поверхность выдается очищенный до санитарных норм воздух, не загрязняющий атмосферу.

Правильность проектных решений подтверждают и расчеты приземных концентраций (том 7 «Оценка воздействия на окружающую среду» (ОВОС) настоящего проекта.), которые показывают, что воздействие на селитебную территорию г. Талнаха выбросов шахтного воздуха рудника «Гаймырский» в атмосферу не может быть значительным и способным ухудшить существующую экологическую и социально-экономическую обстановку на территории региона.

При производстве строительного-монтажных работ сохраняется существующая схема передачи шахтных вод рудника в очистные сооружения Талнахского промрайона.

Выдаваемая из рудника вода поступает на отстой в отдельный шахтный водоём рудника. Далее вода поступает в очистные сооружения шахтных вод Талнахского промрайона («Норильскшахтсервис») и после очистки используется в замкнутом цикле обогатительного производства для технологических целей. Часть воды из отдельного шахтного водоёма направляется без очистки на ПЗК рудника для производства закладочных смесей.

Порода от проходки горных выработок выдается на поверхность и складывается в породный отвал на промплощадках стволов ВПС и КС. В выдаваемой породе вредных примесей не содержится.

Бытовые отходы предусматривается вывозить на Талнахскую городскую свалку, отработанные нефтепродукты – на регенерацию на нефтебазе г. Норильска, а изношенные шины будут «захоронены» в закладке. Тара из-под взрывчатых веществ подлежит сжиганию или захоронению в местах, согласованных с органами санитарно-эпидемиологической службы.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

9. Экономическая часть

9.1. Организация управления производством и организация труда

9.1.1. Организация управления и производственная структура

Общее руководство работой рудника осуществляется генеральным директором, путём использования общих методов и приёмов организации работ.

Оперативно-техническое руководство и производственный контроль осуществляется главным инженером рудника. Под его руководством разрабатываются производственно-технические планы и мероприятия по исполнению. Главный инженер несёт ответственность за состояние техники безопасности и охраны труда на руднике. В подчинении главного инженера находится главный механик и главный энергетик. Они отвечают за правильную эксплуатацию машин и ремонт оборудования. В подчинении у главного инженера так же находятся начальники участков.

Планово-экономический отдел ведёт работы, связанные с планированием производства, выполнение анализа производственно-хозяйственной деятельности. Вопросы организации производственных процессов на руднике рассматриваются в непрерывной связи с организацией работ комплексов оборудования.

Организация работ должна обеспечивать максимальную производительность оборудования и обеспечение подготовительными запасами.

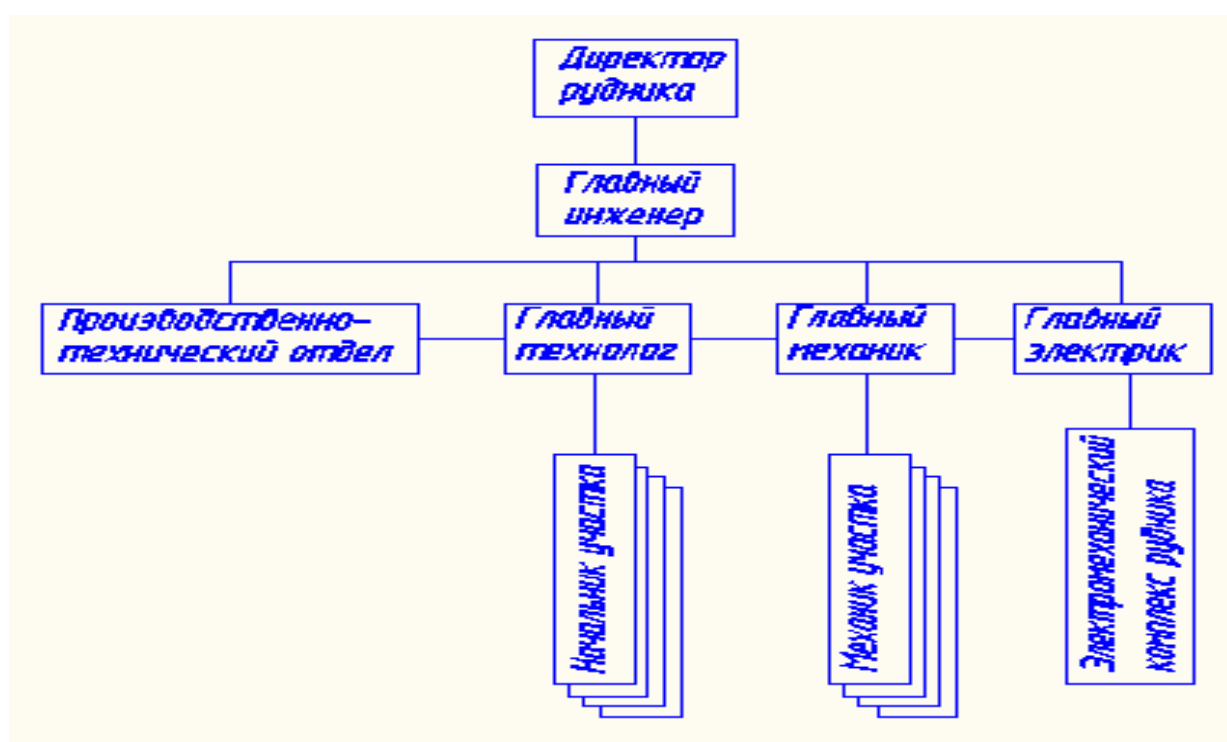


Рисунок 9.1 –Схема управления рудника

9.1.2 Режим работы предприятия

Режим работы рудника принят круглогодичным, трёхсменным с продолжительностью рабочей смены 7 часов, непрерывная рабочая неделя.

Таблица 9.1 – Плановый баланс рабочего времени

Показатели	Режим работы, дни
	непрерывный
Календарный фонд времени, дни	365
Выходные дни	92
Праздничные дни	12
Номинальный фонд времени, дни	261
Невыходы на работу:	40
В т.ч. отпуск, дней	35
болезни, дней	5
Эффективный фонд рабочего времени, дни	221
Коэффициент списочного состава,	1,35

Коэффициент списочного состава определяем из следующего выражения:

$$K_{cn} = \frac{T_k - t_{np} - t_{вых}}{(T_k - t_{np} - t_{вых} - t_{отп}) \cdot K_{ув}} = \frac{365 - 0 - 92}{(365 - 0 - 92 - 35) \cdot 0,85} = 1,35 \quad (9.1)$$

здесь T_k – календарное число дней в году;

t_{np} – число праздничных дней в планируемом году, не совпадающих с выходными днями;

$t_{вых}$ – число выходных дней предприятия и участка в планируемом году;

$t_{отп}$ – средняя продолжительность отпуска работника в году, дни;

$K_{ув}$ – коэффициент, учитывающий невыходы работников по уважительным причинам.

9.2 Расчет капитальных затрат на строительство

Капиталообразующие затраты определяют как сумму средств, необходимых для строительства и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, расходы на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимого для стабильного функционирования предприятия.

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трем группам:

- горно-капитальные выработки, используемые для вскрытия всех запасов поля;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие запасы горизонтов;

- горно-капитальные выработки, вскрывающие часть запасов горизонтов.

Смета затрат на горно-капитальные работы при подземном способе добычи приведена в таблице 9.2

Таблица 9.2 – Смета горно-капитальных затрат

Наименование сооружения	Объем работ, м ³	Стоимость единицы, руб.	Общая стоимость, руб.	Амортизационные отчисления, тыс.руб.	
				На 1 т в год, руб.	Всего на 1 т. в год руб. год
Капитальные работы, т/м ³	112208,92	19,7	2210515,72	67,02	39982,92
Вент.закладочный гор., т/м ³	227220,00	10,00	2272200,00	7,29	311687,24

Продолжение таблицы 9.2

Откаточный горизонт, т/м ³	259680,00	10,00	2596800,00	6,63	391674,28
Варботки околоствольных дворов, т/м ³	27800,00	10,00	278000,00	23,17	11998,270
Всего по руднику:	626908,92		7357515,72		755333,71

Капитальные затраты на производственные здания и сооружения рассчитывают, исходя из их объемов и стоимости строительства 1 м³.

В данных расчетах определяется размер амортизационных отчислений по этим фондам. Все производственные здания и сооружения на горных предприятиях делят на две группы:

1. Специализированные здания и сооружения, связанные с отработкой промышленных запасов поля или участка. Эти фонды после отработки полезного ископаемого не могут в дальнейшем использоваться. К ним относятся: здания, сооружения (башенные копры, эстакады, бункеры, тоннели, галереи, подвесные дороги, железнодорожные пути на промышленной площадке, внутренние площадные сети водопровода, канализации, энергоснабжения и связи, ограждения промышленной площадки).

2. Все остальные здания и сооружения, которые после окончания могут быть использованы для других целей. К этой группе относят: здания котельных, электростанций, административно-бытовых комбинатов, механических мастерских, складов и другие здания, не включенные в первую группу: сооружения – внешние сети водопровода и канализации, шоссейные дороги, железнодорожные подъездные пути, внутри-площадные линии электроснабжения и связи, а также сооружения, не включенные в первую группу.

В таблице 9.3 приведены затраты на строительство производственных зданий и сооружений при разработке рудного месторождения

Таблица 9.3 Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Количество, шт.	Цена за единицу, руб	Общая сумма затрат руб.	Норма амортизации %, (потонная ставка)	Годовая сумма амортизационных отчислений, руб
Основное производство	2	12518,00	25036,00	2,80%	701,00
Здания и сооружения	5	24149,00	120,75	2,80%	3,38
АБК	1	40000,00	40,00	2,50%	1,12
ЛЭП	1	10000,00	10,00	2,80%	0,28
Итого			25206,75		705,83
Вспомогательные:					
Содержание основных средств		2600,00	2,40	2,80	0,07
Итого:			2,40		0,07
Всего по предприятию			25208,40		705,85

Капитальные затраты на электромеханическое оборудование и подвижной состав транспорта приведены в таблице 9.4

Таблица 9.4 – Смета капитальных затрат на электромеханическое оборудование подвижного состава транспорта.

Наименование	Количество единиц учета резерва	Балансовая стоимость, тыс. руб.				Годовой фонд амортизационных отчислений, руб.
		Рыночная цена, руб.	Стоимость транспортных расходов, монтаж	Общая сумма капитальных затрат, руб.	Норма амортизации	
1	2	3	4	5	6	7
Проходческие работы						
Бурение						
Boomer 282	3	3826,00	1800,00	16878,00	18,00%	3038,00
Итого по бурению				16878,00	18,00%	3038,00
Транспортирование						
ST-3,5	3	2363,00	708,90	18431,40	18,00%	3317,65
КТ-28	1	407680,00	122304,00	529984,00	18,00%	95397,12
Вагонетка ВГ-9	11	23,00	5,75	31625,00	20,00%	63,25
Итого по транспортированию				580040,4		98778,02
Всего для проходческого оборудования		413892	124817,75	596918,4		101816,02
Очистные работы						
Boomer M2D	5	3021,00	1683,00	23520,00	18,00%	4233,00
Итого по добыче:				23520,00		4233,00
Транспортирование						
ST -1030	6	2914,00	847,00	22566,00	18,00%	4061,88
КТ-28	2	407680,00	122304,00	1059968,00	18,00%	190794,24
Вагонетка ВГ-9	2	23,00	5,75	920,00	20%	184,00
Итого по транспортированию				1083454,00		195040,12
Итого для очистного оборудования		410617,00	124839,75	1106974,00		199273,12
Вспомогательное оборудование						
Прочее оборудование	7	1100,00	330,00	24310,00	18%	4375,80
Итого для вспомогательного оборудования		1100,00		24310,00		4375,80
Итого по руднику:	7	825609,00	249976,90	1712535,40		305464,94

Размер затрат на благоустройство промышленной площадки устанавливают в пределах 1% от 1 части сметы.

Затраты на временные здания и сооружения, служащие для строительномонтажных работ, принимают для освоенных районов 2,9% и не освоенных районах – 3,9% от 1 части сметы.

Содержание дирекции строящегося предприятия определяют в размере 0,6% от 1 части сметы.

Затраты на подготовку эксплуатационных кадров рассчитывают по нормативам расходов, в среднем 3 тыс. руб. на одного рабочего и 100 тыс.руб. на одного специалиста и руководителя.

Величину затрат на проектные и сметные работы принимают в размере 2-4% от сметной стоимости строительства.

Затраты на жилищно-культурное строительство определяют из выражения:

$$C_{ж} = Ч \cdot K_1 \cdot K_c \cdot K_{ж} \cdot Н \cdot K_0 \cdot K_6 = 566 \cdot 0,5 \cdot 3 \cdot 5,45 \cdot 20 \cdot 1,1 \cdot 1,3 = 172080,5 \text{ тыс.руб.} \quad (9.2)$$

где $C_{ж}$ – сумма затрат на жилищно-культурное строительство, млн.руб.;

$Ч$ – количество работающих на предприятии, чел.;

K_1 – коэффициент обеспечения жилплощадью за счёт предприятия ($K_1=0,5$);

K_c – коэффициент, учитывающий число членов семьи ($K_c = 3$);

$K_{ж}$ – стоимость 1 м² жилплощади ($K_{ж} = 5,45$ тыс.руб./м²);

$Н$ – норма площади на 1 человека ($Н = 12 \div 20$ м²);

K_0 – коэффициент, учитывающий число рабочих, занятых в капитальном строительстве ($K = 1,1$);

K_6 – коэффициент, учитывающий стоимость социально-культурного строительства ($K_6 = 1,3$).

Стоимость непредвиденных работ принимают в размере 5–10% от стоимости первой и второй части сметы. Величину возвратных сумм по временным зданиям и сооружениям устанавливают в размере 40% от их стоимости. Сумму капитальных вложений в прирост оборотных средств, принимают 10-40% от сметной стоимости строительства.

В хозяйственной деятельности российских предприятий сложилась практика, что собственные нормируемые средства, как правило, составляют 50% от потребности в оборотных средствах. Прирост оборотных средств выполняют за счёт краткосрочных кредитов банка под $E\%$ годовых:

$$E = Y_{сбп} + C_{кб} = 13 + 3 = 16\% \quad (9.3)$$

где E – норма дисконта или дохода банковской группы;

$Y_{сбп}$ – учётная ставка банковского процента или ставка рефинансирования Центробанка РФ ($Y_{сбп} = 13\%$);

$C_{кб}$ – ставка коммерческого банка ($C_{кб} = 3\%$).

Таблица 9.5 – Сводная смета затрат на строительство горного предприятия.

Наименование затрат	Сумма затрат, руб.	Затраты на 1т. производственной мощности, руб./т.
Часть 1		
Промышленные здания и сооружения		
Горно-капитальные работы	7357515,72	1762701,41
Здания и сооружения	120,75	0,029
Электромеханическое оборудование	1712535,40	410,28

Продолжение таблицы 9.5

Благоустройство промышленной площадки	36948,12	8,85
Временные объекты на строительные работы	144097,67	34,52
Итого по 1 части сметы	9251217,66	1763155,10
Часть 2		
Проектно-сметные работы		
Подготовка эксплуатационных кадров	342,00	0,09
Содержание дирекции строящегося предприятия	1500,00	0,36
Проектные и сметные работы	1083,93	0,26
Итого по 2 части сметы:	2925,93	0,71
Всего по 1 и 2 частям сметы:	3878783,82	1763155,81
Непредвиденные работы	581654,98	139,35
Жилищное, культурно-бытовое строительство	10168,90	2,43
Всего по смете:	4470607,70	1763297,59

9.3 Расчёт себестоимости добычи полезного ископаемого

Калькуляция себестоимости 1 т. полезного ископаемого определяется по всем процессам и является важной частью технико-экономического обоснования плана по себестоимости. Первоначально рассчитывается калькуляция себестоимости 1м³ вскрышных пород по процессам технологического цикла производства, затем себестоимость добычи.

Таблица 9.6 – Расчёт плановой численности

Профессия рабочего	Кол-во оборудования, ед.	Норма численности, чел./ед.	Число смен, ед.	K _{сс}	Явочная численность, чел.	Списочная численность, чел.
Основные рабочие						
ГПР						
Бурение						
Машинист буровой машины	3	1	3	1,35	9	12
Заряжание						
Взрывник		3	1	1,35	3	4
Доставка						
Машинист ПДМ	3	1	3	1,35	9	12
Машинист К-28	1	1	3	1,35	3	4
Всего по ГПР					24	32
Очистные работы						
Бурение						
Машинист буровой машины	5	1	3	1,35	15	20
Заряжание						
Взрывник		3	1	1,35	3	4
Доставка						
Машинист ПДМ	6	1	3	1,35	18	24
Машинист К-28	2	1	3	1,35	6	8

Продолжение таблицы 9.6

Всего по очистным работам					42	56
Вспомогательные рабочие						
Слесарь		10	3	1,35	30	41
Горный рабочий		18	3	1,35	54	73
Электрик		8	3	1,35	24	30
Электрослесарь		8	3	1,35	24	33
Сварщик		4	3	1,35	12	17
Доставщик		4	3	1,35	12	17
Итого					156	211
Всего					222	299

Определяем явочную суточную численность и списочный состав рабочих по следующим формулам:

$$Ч_{cn} = Ч_{я} \cdot K_{cn} = 222 \cdot 1,35 = 299 \text{ чел}; \quad (9.4)$$

$$Ч_{я} = P_{ui} \cdot n = 74 \cdot 3 = 222 \text{ чел}; \quad (9.5)$$

где $Ч_{cn}$ – списочный состав рабочих, чел.;

$Ч_{я}$ – плановая явочная численность рабочих, чел.;

K_{cn} – коэффициент списочного состава;

P_{ui} – расстановочный штатный персонал по рабочим местам в смену, чел.;

n – количество смен в сутки.

Явочная численность рабочих определена методом расстановки по рабочим местам, в зависимости от количества смен в сутки. Списочное количество рабочих по процессам определено с учетом коэффициента списочного состава. Численность руководителей, специалистов и служащих принята на основе утвержденного штатного расписания.

Доплату за работу в ночное и вечернее время, определяем по следующей формуле:

$$Д_{н.в} = 0,4 \cdot \frac{T_{cm}}{24} \cdot T\Phi + 0,2 \cdot \frac{4}{24}, \quad (9.6)$$

где T_{cm} – продолжительность рабочей смены, $T_{cm} = 8$ ч.;

$T\Phi$ – тарифный фонд рабочих, тыс.руб.

Доплату за работу в праздничные дни, определяется:

$$Д_{пр.} = \frac{N_{пр}}{365} \cdot T\Phi, \quad (9.7)$$

где $N_{пр}$ – число праздничных дней в году, $N_{пр} = 12$ дней.

9.3.1 Основная заработная плата производственных рабочих

К основной заработной плате относят все виды выплат за фактически выполненную работу или отработанное время. Сюда включают оплату по тарифам, окладам, доплату за работу в ночное время, премии, районные коэффициенты и северные надбавки. Надбавка за ночное и вечернее время составляет: для работающих в 3 смены, соответственно 40% и 20% к тарифной ставке. Районный коэффициент Красноярского края равен 1,15. Расчёт заработной платы представлен в виде таблицы 9.7. При выполнении плана, премиальный фонд составляет 100%.

Таблица 9.8 – План по труду и заработной плате

Показатели	По проекту
Численность ППП всего, чел.	566
в том числе:	
рабочие	539
специалисты	21
руководителей	6
Общий ФОТ всего ППП, тыс.руб.	75850,00
Среднегодовая заработная плата на одного работника, тыс. руб./год	780,86
Средняя заработная плата на одного рабочего, тыс. руб./мес.	65,73
Производительность труда на одного рабочего, т/чел. в год	8432,60
Производительность труда на одного работника, тыс. руб./чел в год	1998,20

9.5 Единый социальный налог и другие отчисления

Единый социальный налог составляет 26% от фонда оплаты труда. Обязательное социальное страхование от несчастных случаев на производстве и профзаболеваний – 3,4%

Таблица 9.9 – Штатное расписание и фонд заработной платы руководителей и специалистов

Наименование должностей	Количество, чел.	Месячный оклад, руб.	Заработок с районным коэффициентом, руб.	Сумма годового заработка, тыс.руб.
Директор рудника	1	90 000,00	103 500,00	1 242,00
Главный инженер	1	85 000,00	97 750,00	1 173,00
Главный энергетик	1	80 000,00	92 000,00	1 104,00
Энергетик	2	65 400,00	75 210,00	902,52
Мастер по ремонту электромеханического оборудования	1	60 000,00	69 000,00	828,00
Главный механик	1	78 350,00	90 102,50	1 081,23
Механик	2	73 260,00	84 249,00	1 010,99
Начальник участка БВР	1	65 000,00	74 750,00	897,00
Мастер БВР	2	60 000,00	69 000,00	828,00
Зав. складом ВМ	1	50 000,00	57 500,00	690,00
Техник по учёту	1	45 585,70	52 423,56	629,08
Горный мастер	5	68 909,70	79 246,16	950,95
начальник отдела ТБ	1	57 560,00	66 194,00	794,33
Геолог	1	39 326,90	45 225,94	542,71
Главный геолог	1	61 000,20	70 150,23	841,80
Главный маркшейдер	1	75 230,00	86 514,50	1 038,17
Маркшейдер	2	56 326,40	64 775,36	777,30
Мастер по ремонту вспомогательного оборудования	1	62 824,70	72 248,41	866,98
Мастер по ремонту оборудования	1	49 326,00	56 724,90	680,70
Итого:	27			16 878,77

9.3.2 Дополнительная заработная плата производственных рабочих

Затраты на дополнительную заработную плату принимаются укрупнено в размере 20,5% от основной заработной платы.

9.4. Вспомогательные материалы

Данная статья включает затраты:

- а) нормируемые материалы на добычу 1 т руды (1 м³ ГПР) – взрывчатые вещества, средства взрывания, крепление выработок, кабель, шины и др.;
- б) материалы, погашаемые в сметно-нормативном порядке – рельсы, шпалы, стрелочные переводы, вентиляция временного проветривания и др.

Затраты по *i* – му виду вспомогательных материалов рассчитывают по формуле:

$$Z_{\text{ви}} = A_{\text{р}} \cdot N_{\text{рi}} \cdot Ц_{\text{i}}, \quad (9.8)$$

где $A_{\text{р}}$ – годовой объём производства;

$N_{\text{рi}}$ – норма расхода *i* – го вида вспомогательных материалов;

C_i – цена единицы i – го вида вспомогательных материалов.

Таблица 9.10 – Расчёт затрат по статье Вспомогательные материалы

Наименование	Единица измерения	Годовой объем произ-ва, тыс.т	Норма расхода, ед./т	Цена за единицу, тыс.руб	Сумма затрат, тыс.руб
ГПР					
Бурение					
Буровые коронки d=65, мм	шт	1500	0,029	8	348,00
Буровые штанги d=38мм	шт	1500	0,04	24	1440,00
Итого по бурению					1788,00
Заряжание					
Взрывчатое вещество Аммонит №6 ЖВ	кг	1500	1,27	0,2	381,00
Итого по заряжанию					381,00
Доставка					
Шины	копмл/т	1500	0,14	40	8400,00
Дизельное топливо	кг/т	1500	3,1	22	102300,00
Смазочные материалы	кг/т	1500	0,12	0,2	36,00
Итого по доставке					110736,00
Всего по ГПР					112905,00
Очистные работы					
Бурение					
Буровые коронки d=80, мм	шт	1500	0,045	8	540,00
Буровые штанги d=60 мм,	шт	1500	0,04	24	1440,00
Итого по отбойке					1980,00
Заряжание					
Взрывчатое вещество Аммонит №6 ЖВ	кг	1500	0,75	0,2	225,00
Итого по заряжанию					225,00
Доставка					
Шины	копмл/т	1500	0,14	40	8400,00
Дизельное топливо	кг/т	1500	3,1	26	120900,00
Смазочные материалы	кг/т	1500	0,12	0,2	36,00
Итого по доставке					129336,00
Всего по оч.работам					131541,00
Транспортирование					
Смазка	кг/т	1500	1,53	0,25	573,70
Всего по транспортированию					573,70
Всего по очистным работам					
Вспомогательные работы					
Канат		1500	1,5	0,43	967,50
Шланг		1500	120	0,15	27000,00
Кабел (ГРШЭ)		1500	4,5	0,6	4050,00
Итого вспомогательные					32017,50
ИТОГО					277037,20

9.4.1 Электроэнергия

Расчёт затрат на электроэнергию выполняют по двухставочному тарифу с учётом $\cos\phi$. Годовой расход электроэнергии (кВт.ч) определяют по формуле:

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

$$\alpha = \frac{\sum W_a}{A_{\text{гид}}} = \frac{35 \cdot 10^6}{2500000} = 14. \quad (9.9)$$

где A – годовая производительность рудника, т/год.

Стоимость электроэнергии за год, руб:

$$C_{\text{год}} = \sum S \cdot a + \sum W_a \cdot b = 5806 \cdot 12 \cdot 339,558 + 35 \cdot 10^6 \cdot 262,65 \cdot 10^{-3} = 32,8 \cdot 10^6 \quad (9.10)$$

где $\sum S$ – общая заявленная мощность, кВА;

b – годовая стоимость 1 кВА мощности, руб/кВтч;

n – число рабочих дней в году;

a – плата за 1 кВтч.

Удельная стоимость электроэнергии:

$$C^1 = \frac{C}{\sum W_a} = \frac{32,8 \cdot 10^6}{35 \cdot 10^6} = 0,97 \text{ руб/кВт} \cdot \text{ч} \quad (9.11)$$

Тариф составляет: за установленную мощность – 12 руб, за потреблённую электроэнергию – 0,97 руб.

Затраты на энергию приводятся в таблице 9.11.

9.4.2 Расходы на эксплуатацию и содержание оборудования

В данную статью включаются затраты по заработной плате (основной, дополнительной, единый социальный налог и др.) ремонтных рабочих: затраты на материалы, используемые при ремонте оборудования и амортизацию вспомогательного оборудования. Затраты на запасные части можно принять ориентировочно в размере 2 – 3% от балансовой стоимости оборудования.

Таблица 9.12 – Сводная смета затрат по содержанию и эксплуатации оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
Эксплуатация оборудования (3% от стоимости)	51376,10
Основная и дополнительная зарплата	8932,10
Отчисления на социальное страхование (26% от суммы заработных плат)	19721,00
Текущий ремонт оборудования (8% от стоимости)	137002,83
Прочие затраты (10% от 1 и 4 строк)	18837,90
Итого:	235869,93

9.4.3 Амортизация

Размер амортизационных отчислений определяется по видам основных фондов, с учётом потонной ставки и объёма добычи, исходя из балансовой стоимости и установленных норм амортизации. Данные расчёты приведены в таблицах 9.1-9.4.

Таблица 9.13

Наименование	Амортизационные отчисления, тыс.руб.
Горно-капитальные работы	39982,92
Здания и сооружения	705,85
Электромеханическое оборудование	305464,94

9.4.5 Цеховые расходы

Сумму цеховых расходов определяют сметой по номенклатуре элементов.

Таблица 9.14 – Смета цеховых расходов

Наименование элементов	Сумма, тыс.руб.
Заработная плата цехового персонала (руководителей и специалисты)	22 989,40
Отчисление на социальное страхование	6 758,88
Охрана труда и техника безопасности - 2% от заработной платы рабочих и цехового персонала	459,60
Содержание зданий и сооружений 1-2% от их стоимости	504,13
Текущий ремонт зданий и сооружений 2-3% от их стоимости	630,16
Расходы по изобретению 10,5% общего фонда зарплаты	7 964,25
Канцелярские и почтово-телеграфные расходы (до 2 тыс.руб. на каждого руководителя и специалиста)	52,00
Амортизация зданий и сооружений	705,83
Итого:	40 064,25

9.4.6 Калькуляция себестоимости

Затраты на погашение вскрышных пород определяют, исходя из себестоимости 1 м³ вскрышных пород и коэффициент погашения, который принимаем по данным практики.

Таблица 9.14 – Сводная калькуляция себестоимости 1 м³ вскрышных пород.

Статьи затрат	ГПР		Очистные		Добыча	
	на 1 м ³	на весь объем, тыс. руб	на 1 т	на весь объем, тыс. руб	на 1 т	на весь объем, тыс. руб
Вспомогательные материалы на технологические цели	0,43	112905,00	0,52	131541,00	0,96	244446,00
Энергия на технологические цели	8,89	22226792,76	32,25	80643766,27	41,14	102870559,03

Продолжение таблицы 9.14

Основная заработная плата	1,40	3523,61	1,15	28763,83	1,29	32287,44
Дополнительная заработная плата	0,28	722,34	1,29	32287,44	2,64	6618,93
Отчисления на социальные нужды	3,62	9055,63	3,15	7887,16	6,77	16942,79
Амортизация	2,28	5717,76	3,46	8665,10	0,05	14382,86
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	0,19	48129,14	0,70	17553,50	0,26	65682,64
Цеховые расходы	0,23	582171,40	0,8	2210515,72	1,11	2792687,12
Прочие производственные расходы	0,24	611115,53	111,15	277897376,93	111,40	278508492,46
Погашение ГПР						384552099,27
Производственная себестоимость	0,12	308961,54	0,12	308397,47	0,24	617359,01
Внепроизводственные расходы	0,22	5572,22	0,17	4262,91	0,39	9835,14
Полная себестоимость	17,90	23914666,93	154,76	361282352,23	170,25	767218392,76

9.5 Заключение

В таблице 9.15 приведен расчет технико-экономические показатели качества проекта

Таблица 9.15 – Техничко-экономические показатели качества проекта

Наименование показателей	По проекту	По аналогу
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	76000000	76000000
Годовая производительность, тыс. т	2500000	2500000
Себестоимость добычи, руб/т	4174,00	4174,00
Производительность труда рабочего, т/год	4416,9	2944,6
Капитальные затраты, руб.	306,88	306,88
Списочный состав ПП, чел	566	720
в.т.ч. ИТР	27	27
в.т.ч. рабочие	311	466,5
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб	46536,47	31024,00
Фондоотдача, руб./руб	0,36	0,31
Фондоёмкость, руб./руб	2,78	3,75
Рентабельность производства, %	45,1	27,13
Прибыль, руб	335579918,67	5033698,78
Срок окупаемости капитальных затрат, лет	1,11	-

Из таблицы видно, что в нашем проекте по сравнению с базовым себестоимость меньше, выше рентабельность, меньше срок окупаемости и выше индекс доходности

Расчёт балансовой прибыли от планируемой реализации товарной продукции выполняют по формуле:

$$P_o = (C - C_{II}) \cdot A_{II} - НДС, \quad (9.12)$$

$$P_o = (6765 - 4174) \cdot 2500 - 834 = 4316606 \text{ тыс. руб.}$$

где C – оптовая рыночная цена единицы продукции, руб.;
 C_{II} – полная себестоимость единицы продукции, руб.;
 A_{II} – планируемый годовой объём реализации продукции, т;
 НДС – налог на добавленную стоимость – 20% от стоимости продукции;

Рентабельность инвестируемого объекта определяют:

$$P = \frac{P_o}{\Phi_o + C_o} \cdot 100 = \frac{4316606}{9251217,66 + (9835,14 + 277037,20 + 18837,90)} \cdot 100 = 45,1\% \quad (9.13)$$

где Φ_o – среднегодовая стоимость основных производственных («Итого по 1 части сводной сметы»), 9251217,66 тыс. руб.;

C_o – среднегодовая стоимость нормируемых оборотных средств (готовая продукция относящиеся к фондам обращения; вспомогательные материалы, запасные части и материалы относящиеся к производственным запасам), тыс.руб.

Показатель фондоотдачи определяют

$$f_o = \frac{A_{II} \cdot C}{\Phi_o} = \frac{2500000 \cdot 4174}{9251217,66} = 1127,95 \text{ тыс. руб.} \quad (9.14)$$

где Φ_o – среднегодовая стоимость основных производственных («Итого по 1 части сводной сметы»),

A_{II} – годовая производительность рудника, 2,5 млн. т.

C – себестоимость добычи, руб/т

Вывод по расчету

На основе проведенных вычислений был дан анализ хозяйственной деятельности предприятия, рассчитана себестоимость продукции, был произведен расчет показателей характеризующих качество проекта.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В ходе рассмотрения условий залегания месторождения богатых медно-никелевых руд, было принято решение о разработке его подземным способом и фланговым вскрытием двумя стволами. Также принята, с учётом опыта разработки подобных рудных тел, слоевая система с комбинированной выемкой, которая позволяет применить самоходное пневмоколёсное оборудование, имеющее сравнительно высокие эксплуатационные показатели.

Мною было принято решение применение выбранного оборудования с дизельным приводом. В итоге, при производительности 2500 тысячи тонн полезного ископаемого, парк самоходного оборудования составляет: 9 единицы ПДМ Atlas Copco составит 9 ед.; 8 единиц СБУ Boomer .

Транспортирование горной массы, после проведения сравнительных расчётов, оказалось наиболее эффективным при использовании электровозного транспорта контактного типа. Также было принято соответствующее оборудование для погрузки и разгрузки горной массы. В инвентарный парк входят: 3 единицы КТ-28; 43 единиц ВГ-9; 6 единиц платформ для перевозки материалов; 3 опрокидывателя ОПЭ – 7 и 30 единиц погрузочных пунктов.

Несмотря на то, что принятая техника имеет сравнительно высокие показатели надежности, она также требует проведения ТО и Р путём ППР. Составлены графики ремонта и принят ремонтный персонал, также имеется ремонтная база для выполнения задач ремонта.

В специальной части проекта рассмотрен комплекс шахтной калориферной установки. Цель работы заключалась в снижении затрат при строительстве надшахтных зданий, а так же поддержания температурного режима в воздухоподающих стволах и горных выработках. Рассмотрены общие правила безопасности и предложены соответствующие меры и способы для её обеспечения.

На основании проделанных расчетов делаем вывод, что на проектируемом руднике запасы в блоке экономически выгоднее обрабатывать слоевой системой с комбинированной выемкой. Себестоимость 1 т руды при комбинированном порядке выемки слоев гораздо меньше.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

Список литературы

1. Справочник по горнорудному делу/ Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. Москва, Недра, 1983, 816с.
2. Шахтное и подземное строительство: Учебник для вузов Ш II 2е изд., перераб. и доп.: В 2 т. / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др.- М.: изд-во Академии горных наук, 2001-Т. I.-607 с.: илл.
3. Шахтное и подземное строительство: Учебник для вузов Ш II 2е изд., перераб. и доп.: В 2 т. / Б.А. Картозия, Б.И. Федунец, М.Н. Шуплик и др.- М.: изд-во Академии горных наук, 2001.-Т. II.- 582 с.: илл.
4. Жигалов М.Л., Ярунин С.А. Технология, механизация и организация подземных горных работ: Учебн. для вузов. – М: Недра, 1990.
5. Востров И.Д., Панин И.М. Технология и комплексная механизация подземных горных работ: Учебник.-М: Недра, 1969.-367 с.
6. Справочник по горнорудному делу /Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. М: Недра, 1983, -816 с.
7. Ведомственные нормы и правила. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки: Дата введения 1987-01-01
8. Агошков М.И. и др. Разработка рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.- М.: Недра.
9. С.А. Вохмин. Задачник по горным работам. Красноярск, ГАЦМиЗ, 2002. – 168 с.
10. Единые правила безопасности при взрывных работах. - М.: ГУП НТЦ БП, 2001.- 248 с.
11. Технология подземных горных работ. Часть 2 – Вскрытие и системы разработки. Методические указания по выполнению лабораторных работ для студентов спец. 170100 /Сост.: Ю.П.Требуш, В.Л.Ермолаев; ГОУ ВПО ГУЦМиЗ. – Красноярск. – 83 с.
12. Горные машины и оборудование подземных разработок : учеб. пособие к практическим занятиям / А. В. Гилёв, В. Т. Чесноков, В. А. Карепов, Е. Г. Малиновский. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2014. – 128 с.
13. Проектирование адаптивных рабочих органов буровых станков для сложноструктурных горных массивов : монография / А. О. Шигин. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2013. – 156 с.
14. Проектирование рабочих органов и режимных параметров буровых станков для сложноструктурных горных массивов : монография / А. В. Гилев, А. О. Шигин, В. Д. Буткин. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2012. – 320 с.
15. Каталог горно-шахтного оборудования, Атлас Копко, 141 с.
16. Горное оборудование для подземной разработки рудных месторождений: учебное пособие / О.Е. Хоменко, М.М. Кононенко, Д.В. Мальцев.-Д.: Национальный горный университет, 2010.-340 с.
17. Гимельштейн Л.Я., Чубарев Л.А., Резниченко Н.А. Техническое обслуживание и текущий ремонт оборудования подземного транспорта. - М.:Недра, 1987. 252 с.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

18. Горные машины и оборудование подземных разработок : учеб. пособие к практическим занятиям / А. В. Гилёв, В. Т. Чесноков, В. А. Карепов, Е. Г. Малиновский. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2014. – 128 с.
19. Повышение эффективности эксплуатации буровой техники на горных предприятиях : монография / А. В. Гилёв, А. О. Шигин, В. Т. Чесноков, И. Р. Белозеров. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2013. – 372 с.
20. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. //К.И. Иванов, М.И. Ермоленко, В.И. Дусев, В.Д. Андреев. М.: Недра, 1966. – 378 с.
21. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. - М.: Недра. 1985. 544 с.
22. Транспортные машины: лаб. практикум /Ю. А. Плютов, Т. А. Герасимова, О. С. Игнатова – Красноярск : ИПК СФУ, 2008. – 110 с.
23. Расчеты транспортных машин открытых горных разработок: учеб. пособие для практических занятий /Ю. А. Плютов, В. А. Карепов, П. В. Щелконогов. – Красноярск : ИПК СФУ, 2008. – 123 с.
24. Управление затратами : учеб. пособие / Ю. А. Хегай, З. А. Васильева. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2015. – 230 с.
25. Транспортные машины: конспект лекций / Ю. А. Плютов.– Красноярск: ИПК СФУ, 2008. – 252 с.
26. Шахмейстер, Л.Г. Подземные конвейерные установки : учеб. / Л. Г. Шахмейстер, Г. И. Солгод – М. : Недра, 1976.
27. Электроподвижной состав промышленного транспорта: справочник/ Л. В. Баллон и [др.] – М. : Транспорт, 1987.
28. Справочник по шахтному транспорту / под ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М. : Недра, 1977.
29. Инструкция по геодезическим и маркшейдерским работам при строительстве транспортных тоннелей / ВСН 160-69: Минтрансстрой.
30. Стационарные машины и установки : учеб. пособие : в 2 ч. Ч. 1. Насосные установки / А. О. Шигин. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2013. – 310 с.
31. Головин, В. А. Исследование ступеней центробежных секционных насосов низкой быстроходности ($n_s = 40$) с целью повышения экономичности и уточнения методики расчета : дис. канд. техн. наук / В. А. Головин. – Харьков, 1973. – 160 с.
32. Ильченко, А. Я. Питательный насос нового поколения / А. Я. Ильченко // Журнал международной производственной компании «Насосхолодмаш» «Насосы». – Киев. – 1998. – № 4. – С. 6–8.
33. Гидравлика, гидравлические машины и гидравлические приводы : учеб. для машиностроительных вузов / Т. М. Башта, С. С. Руднев, Б. Б. Некрасов [и др.]. – 2-е изд. перераб. – М. : Машиностроение, 1982. – 423 с.
34. Машин, А. Н. Расчет и проектирование спирального отвода и полуспирального подвода центробежного насоса : учеб. пособие / А. Н. Машин. – М. : МЭИ, 1980.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

35. Ржебаева, Н. К. Баланс энергии в насосах с полуоткрытыми и открытыми рабочими колесами на режимах меньших оптимального / Н. К. Ржебаева, М. В. Бородай // Вестн. НТУ «ХПИ»: Технологии в машиностроении. – Харьков, 2001. – Вып. 129. – Т. 2. – С. 5.
36. Картавый, Н. Г. Шахтные стационарные установки : справ. пособие / Н. Г. Картавый, А. А. Топорков. – М.: Недра, 1978. – 263 с.
37. Справочник механика шахтостроителя: Под редак. Проф. д-ра тех. наук Д.И. Малинованова. издат. Недра 1986. 623 с.
38. Электротехника, электроника и схемотехника. Схемотехника ЭВМ : учеб.-метод. пособие для курсового проектирования [Электронный ресурс] / сост.: В. И. Иванов, А. И. Постников, А. И. Легалов. – Электрон. дан. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2016.
39. Справочник механика рудной шахты / под ред. А. С. Донченко. – М. : Недра, 1978. – 583 с.
40. Дипломное проектирование по специальности 140211.65 «Электроснабжение» : учеб. пособие / Л. Л. Латушкина, А. Д. Макаревич, А. С. Торопов, А. Н. Туликов ; Сиб. федер. ун-т, ХТИ – филиал СФУ. – Абакан: РИО ХТИ – филиала СФУ, 2012. – 234 с.
41. Завозин Л.Ф. Шахтные подъемные установки. М.: Недра, 1985, 368 с.
42. Руководство по ревизии, наладке и испытанию шахтных подъемных установок / В.Р. Бежок, Б.Н. Чайка, Н.Ф. Кузменко и др. - М.: Недра, 1982, 391 с.)
43. Шахтные вентиляторные установки главного проветривания: Справочник / Г.А. Бабак, К.П. Бочаров, А.Т. Волоков и др. - М.: Недра, 1982. 296 с.
44. Основы эксплуатации горных машин и оборудования : учеб. пособие / А. В. Гилёв, В. Т. Чесноков, Н. Б. Лаврова и др.; под общ. ред. А. В. Гилёва. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2011. – 276 с.
45. Строительные нормы и правила: Сооружения промышленных предприятий / СНиП 2.09.03-85.
46. Подъемно-транспортное оборудование. Краны грузоподъемные: Каталог / ИКФ Каталог, М.; ИКФ Каталог, 2006.-166 с.
47. Справочное пособие к СНиП 2.09.03-85 “Сооружение промышленных предприятий”. Проектирование подпорных стен и стен подвалов.
48. Требования к устройству и безопасной эксплуатации грузоподъемных кранов / НП-043-03, 2003.
49. Электрическое и электромеханическое оборудование / Тема 3.4 Шахтные стационарные установки; Методические указания по выполнению расчетной практической работы «Проектирование калориферных установок» Ленинск-Кузнецкий 2014 год, 17 с.
50. Ивановский И.Г. Проектирование проветривания и калориферных установок шахт: Учеб. Пособие. – Владивосток; Изд-во ДВГТУ, 2000, - 107 с.
51. СП 60.13330.2010 «СНиП 41-01-2003 Отопление, вентиляция и кондиционирование»
52. СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 «Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов»

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

53. ПБ 10-573-03 Правила устройства и безопасной эксплуатации трубопроводов пара и горячей воды.
54. СНиП III-31-78: Правила производства и приемки работ / Технологическое оборудование, Основные положения.
55. Строительная климатология и геофизика, СНиП 2.01.01.-82
56. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. - М.: Недра, 2003.
57. Охрана труда / Под ред. К.З. Ушакова. - М.: Недра, 1986. 624 с.
58. Рудничная вентиляция: Справочник / Н.Ф. Грашенков, А.Э. Петросян, М.А.Фролов и др. Под ред. К.Э. Ушакова. 2-е изд. перераб. и доп. - М.: Недра, 1988.440 с.
59. Певзнер М.Е., Костовецкий В.П. Экология горного производства. - М.: Недра, 1990. 235 с.
60. Парахонский И.В. Охрана водных ресурсов на шахтах и разрезах. - М.: Недра, 1992. 191 с.
61. Экономика горного предприятия : учеб. пособие / Л. Н. Кузина, С. Ф. Богдановская, Ж. В. Миронова. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2011. – 156 с.
62. Экономика горного производства: практикум / Л. Н. Кузина, С.Ф.Богдановская, Ж. В. Миронова. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2011. – 140 с.
63. Долгушева А.В. Экономика и менеджмент горного производства: жизнедеятельности. Методические указания для самостоятельной работы / сост.; А.В. Долгушева.,– Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2013. – 65 с.
64. Экономическая теория: Учеб. пособие- 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Юрайт, 1999. - 384 с.
65. Планирование на предприятии, Учебное пособие. Рецензент: к.э.н., профессор, заведующая кафедрой «Экономики и организации горной промышленности» ГУ КузГТУ Е.И. Моисеева / Прокопьевск 2008.- 102 с.

					ДП-150402.65-121017348 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		