



## СОДЕРЖАНИЕ

<b>1 Технология горных работ Рудник «Березовский»</b>	<b>4</b>
1.1 Рудная база. Структура рудника	5
1.2 Вскрытие месторождения	10
1.3 Системы разработки и управление горным давлением	11
1.4 Горнотехническая характеристика месторождения	26
1.5 Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв	31
<b>2 Горные машины и оборудование</b>	<b>35</b>
2.1 Выбор способа отделения горной массы от массива	35
2.2 Выбор бурового оборудования	36
2.3 Выбор бурового инструмента	40
2.4 Расчёт режимных параметров	40
2.5 Расчёт количества буровых машин для горнопроходческих работ	41
2.6 Обоснование и выбор оборудования для погрузки и доставки горной массы	44
2.7 Самоходное оборудование для вспомогательных работ	51
2.8 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования	52
<b>3 Транспорт рудника</b>	<b>54</b>
3.1 Обоснование вида и выбора транспорта	54
3.2 Приближённый расчет локомотивной откатки	54
3.3 Организация ВШТ	59
3.4 Расчет себестоимости транспортировки 1т рудной массы	60
3.5 Обоснование выбора параметров рельсовой колеи, строения пути, типа рельса	61
<b>4 Стационарные установки</b>	<b>63</b>
4.1 Выбор и расчет системы водоотлива рудника	63
4.2 Выбор и расчёт систем вентиляции рудника	68
4.3 Выбор и расчет системы подъёма рудника	75
<b>5 Технология ремонта</b>	<b>78</b>
5.1 Определение количества и видов ремонтов	79
5.2 Расчет численности ремонтного персонала	82
5.3 Расчет станочного оборудования	84
5.4. Проектирование ремонтной базы	85
5.5 Управление механической службой	87
<b>6 Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий</b>	<b>89</b>

<b>7</b>	<b>Специальная часть</b>	104
<b>8</b>	<b>Безопасность жизнедеятельности</b>	147
<b>9</b>	<b>Экономическая часть</b>	164
	Заключение	182
	Список используемых источников	183

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		3

## 1 Технология горных работ Рудник «Березовский»

Березовское золоторудное месторождение эксплуатируется подземным способом.

В настоящее время во вскрытии южной части Березовского месторождения (поле шахты «Южная») принимают участие следующие шахты: «Южная», «Вспомогательная», № 673(5) и шурф «Марковский». Кроме указанных шахт на северном фланге поля шахты «Южная», вблизи даек Перво-павловской и Второ-Павловской, имеется ствол шахты «Вентиляционная», сбитый с выработками поля шахты «Южная» на гор. 212 м квершлагом.

Ствол ш. «Южная» является рудовыдачным. Он оборудован грузовым подъемом на два скипа и грузо-людским подъемом на одну клеть с противовесом. Клеть рассчитана на выдачу породы в вагонетке типа ВГ-10 Руда выдается с дробильно-дозаторного комплекса расположенного нагор. 377 м. Кроме выдачи руды и породы ствол ш. «Южная» используется также для подачи свежего воздуха. Нагор. 314 м возле ствола ш. «Южная» построена насосная станция главного водоотлива, а нагор. 416 м насосная участкового водоотлива.

Ствол ш. «Вспомогательная» пройден до гор. 364 м и служит для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, подачи свежего воздуха для проветривания горных работ. Ствол оснащен двух клетевым подъемом под вагонетку типа ВГ-10. Для откатки руды на горизонтах используются вагонетки типа ВГ-10. Нагор. 314 м и на всех верхних горизонтах ствол ш. «Вспомогательная» сбит квершлагами со стволом ш. «Южная».

Ствол ш. № 673(5) расположен на восточном участке и служит для проветривания горных работ (выдача исходящей струи). Ствол имеет прямоугольную форму сечения, закреплен деревом и пройден до гор. 314 м. У ствола на поверхности установлен вентилятор ВЦД-47 А. Шурф «Марковский» пройден на северном фланге поля шахты «Южная». Ствол чисто вентиляционный (выдача исходящей струи воздуха), пройден до гор. 162 м. Загрязненный воздух к стволу поступает по серии вентиляционных восстающих. На шурфе «Марковский» установлен вентилятор ВЦД-47 А.

Очистные работы в настоящее время производятся в пределах этажей 212-118, 314-262.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						4
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## 1.1 Рудная база. Структура рудника

Березовское золоторудное месторождение расположено в центральной части Восточно-Уральского поднятия между Верх-Исетским и Мурзинским гранитными массивами и приурочено к синклинали структуре, центральная часть которой сложена вулканогенно и вулканогенно-осадочными породами.

Наиболее древними породами в пределах рудного поля являются верхнепротерозойские диабазы, пироксеновые и пироксен-плаггиоклазовые порфириды, превращенные в эпидот-актинолитовые породы. На поверхности они выходят только вблизи Шарташского гранитного массива. Средняя мощность свиты - 500-600 м.

Выше по разрезу залегают сложно чередующиеся между собой хлоритовые, углисто-кварцево-хлоритовые, кварцево-хлоритово-серицитовые и другие сланцы с прослоями диабазов и порфиридов. Эти породы относятся по возрасту к ландоверийскому ярусу нижнего силура (Исетская свита). Мощность свиты пород 900-1000 м.

Еще выше залегает свита пород преимущественно вулканогенного происхождения, относимая также к нижнему силуру. В нижних частях свиты преобладают туффиты, туфопесчаники с прослоями туфо-лав.

На этих породах залегают туфо-лавы, лавовые брекчии, вариолитовые базальтовые лавы с прослоями диабазов, порфиридов и их туфов. Далее следуют диабазы, часто превращенные в хлоритовые породы, мощность их 250-300 м.

### 1.1.1 Интрузивные породы

Большую роль в геологическом строении Березовского месторождения играют интрузивные породы различного возраста и состава. Наиболее древними из них являются интрузии габбро-перидотитовой формации.

На месторождении они представлены двумя массивами серпентинитов - метаморфизованных перидотитов: Пышминским и Шарташским. Пышминский массив в Березовское рудное поле заходит в виде пластообразного тела, которое, постепенно уменьшаясь в мощности погружается полого на юго-юго-запад. Вертикальная мощность этого массива на широте шахты № 650 (1) - 400-450 м с выходом на поверхность.

Серпентиниты Шарташского массива также имеют пластообразную форму и полого падают к северу, со значительным уменьшением мощности массива. По отношению к вмещающим породам они являются резко секущими, но залегают согласно со сланцеватостью. Близ центра рудного поля, на глубине, 500-800 м оба массива сближаются и образуют взаимное кулисное захождение. Более молодыми по времени формирования в районе Березовского месторождения являются интрузии гранитного состава. Они представлены Верх-Исетским, Мурзинским, Шарташским и Шабровским массивами.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						5
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

В непосредственной близости от месторождения, в южной части, располагается Шарташский гранитный массив. По данным геофизических исследований этот массив полого, под углом  $30^{\circ}$ - $35^{\circ}$ , погружается в северном направлении и подстилает Березовское рудное поле на глубинах 1,5-4 км.

В зависимости от состава и степени метаморфизма все породы месторождения обладают резко различными механическими свойствами. Эти свойства оказывают исключительно большое влияние на характер размещения золотого оруденения.

По прочности породы месторождения могут быть объединены в четыре группы:

1. С высокой прочностью, но слабой пластичностью (диабазы, туфо-лавы, туфо-брекчии, плотные мелкозернистые порфириды);
2. С высокой прочностью и пластичностью (серпентиниты);
3. С умеренными прочностью и пластичностью (различные сланцы, талько-карбонатные породы);
4. С низкой прочностью и высокой пластичностью (хлоритизированные порфириды и их туфы).

Поскольку на многих участках месторождения породы различного состава переслаиваются, то в целом толщи таких пород характеризуются по механическим свойствам резко выраженной анизотропией.

### 1.1.2 Тектоника

Палеозойские вулканогенно-осадочные породы в своем залегании образуют синклиналичную структуру.

Синклиналичные складки ориентированы в широтном направлении. Длина их достигает 15 км при ширине 5-6 км. Крылья складок имеют пологое встречное падение.

В пределах Березовского рудного поля известно большое количество дизъюнктивных нарушений. Их морфология, особенности внутреннего строения, возрастные и пространственные соотношения отличаются большой сложностью. По относительному возрасту среди них выделяются: древние додайковые, последайковые (дорудные) и послерудные. Трещины, как правило, имеют длительную историю развития, в связи с чем позднейшие из них – послерудные – несут черты унаследованности более ранних. Среди нарушений выделяются следующие типы:

1. Сдвиги, сдвигосбросы и сдвиговсбросы, имеющие широтное или диагональное простирание с углами падения от  $40^{\circ}$  до  $90^{\circ}$ .
2. Надвиги меридионального простирания с западным падением под углом  $25^{\circ}$ - $30^{\circ}$ .
3. Меридиональные и диагональные разломы с крутыми углами падения.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		6

Выше упомянутые нарушения в своем залегании образуют мощные зоны, которые решающим образом отразились на формировании весьма сложной структуры месторождения.

### 1.1.3 Дайки гранитоидов

Одной из характерных особенностей Березовского месторождения является наличие многочисленных даек гранитоидов (более 300). По петрографическому составу и относительному возрасту они подразделяются на 8 групп.

Последовательность внедрения их представляется в следующем виде (от древних к молодым):

1. Плаггиосиенит-порфиры I цикла (ранние).
2. Диориты и лампрофиры I цикла (ранние).
3. Гранит-порфиры I цикла (ранние).
4. Диориты и лампрофиры II цикла (поздние).
5. Плаггиогранит-порфиры I цикла (поздние).
6. Плаггиосиенит-порфиры II цикла (поздние).
7. Гранит-порфиры II цикла (поздние).
8. Плаггиогранит-порфиры II цикла (поздние).

Каждой группе даек свойственны не только определенный возраст и петрографический состав, но и своеобразная морфология, элементы залегания, т.е. определенный характер вмещающих их дизъюнктивных нарушений.

Прстирание даек преимущественно меридиональное. Углы падения колеблются от 10-25 до 80 градусов.

Рудоносными являются дайки 3, 7 и 8 групп, т.е. гранит-порфиры I и II цикла, а также плаггиогранит-порфиры II цикла.

Прмышленное оруденение как в окисленной зоне, так и на глубоких горизонтах - в зоне первичных руд, отмечаются в следующих дайках: Ильинской - гранит-порфиры I цикла, Второ-Павловской, Андреевской - гранит-порфиры II цикла, Перво-Павловской, Соймановской, Севастьяновской, Соединенной, Рождественской, Переплетной, Елизаве-тинской - плаггиогранит-порфиры II цикла.

Длина даек по прстиранию достигает 8 км (дайки Перво-Павловская и Второ-Павловская). По падению дайки структурными скважинами на глубине 1000 -1200 м.

До глубины 260 м по эксплуатационным данным горизонтальная мощность даек 9 -12 м. по горным выработкам горизонтов 314 м и 512 м отмечается уменьшение мощности всех даек.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

### 1.1.4 Жилы Березовского месторождения

В пределах Березовского месторождения известны жилы шеелит-турмалин-кварцевого и сульфидно-кварцевого состава. Первые из них являются вольфрамоносными, вторые – золотоносными.

Жилы шеелит-турмалин-кварцевого состава располагаются в юго-западной и южной частях месторождения. Они залегают среди вулканогенно-осадочных пород, имеют близкое к широтному простирание при северо-восточном и северо-западном падении под углом до 45°. По отношению к дайкам шеелитоносные жилы являются более ранними образованиями.

Сульфидно-кварцевые жилы месторождения являются последайковыми образованиями. Залегают они как в жильных гранитоидах и имеют местное название полосовые, дайковые или лестничные жилы, так и во вмещающих породах и называются красичными. Те и другие в структурном и генетическом отношении аналогичны и встречаются в пределах одних и тех же площадей.

Полосовые (дайковые) жилы представляют главное богатство месторождения и распространены здесь весьма широко. Но в частных случаях, внутри даек количество жил постоянно меняется и зависит от многих литологических и структурных факторов.

Красичные жилы в большинстве случаев являются непосредственным продолжением полосовых жил. Морфология, элементы залегания и характер рудной минерализации красичных жил при выходе из даек остаются такими же, какими они были в пределах дайки.

Простирание тех и других жил близширотное, падение - на юг под угол 75-80°. Мощность жил колеблется от нескольких сантиметров до 1-2 м. Наиболее распространенная мощность 15-20 см. Длина полосовых жил по простиранию ограничивается мощностью даек. Длина красичных жил колеблется от 20 до 200 м, в среднем составляет 50 м.

### 1.1.5 Вещественный состав жил

Жилы шеелит-турмалин-кварцевого состава формировались в три стадии:

1. Кварц-шеелитовая;
2. Кварц-турмалиновая;
3. Анкеритовая.

Кварц первой стадии плитчатый и обладает серой окраской. В ассоциации с таким кварцем всегда встречается шеелит серовато-зеленой, реже белой окраски.

Кварц второй стадии представлен сетью тонких прожилков (2-10 мм), секущих минералы первой стадии. Совместно с ним встречается черный турмалин. В заключительную стадию формирования данных жил происходило выделение анкерита.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		8

Жилы сульфидно-кварцевого состава характеризуются большим разнообразием слагающих их минералов. Из первичных жильных образований наиболее распространенными являются: кварц, анкерит, кальцит, доломит, турмалин, эпидот, альбит, тальк, пиррофиллит. Рудные минералы представлены пиритом, блеклыми рудами, галенитом, халькопиритом, шеелитом, айкинитом, золотом. Менее распространены: сфалерит, пирротин, гематит, магнетит, герсдорфит. Перечень вторичных минералов обширен. Чаще всего из них в рудах встречаются: лимонит, гетит, церуссит, халькозин, борнит. Все они пользуются распространением только до глубины 80-100 м.

Количество рудных минералов в жилах в среднем составляет 8-10%, т.е. руды относятся к формации умеренно сульфидных. В сульфидно-кварцевых жилах Березовского месторождения в основе возрастных соотношений выделяются четыре рудообразующих минеральных ассоциации, соответствующие определенным стадиям формирования жил: анкерит-кварцевая, пирит-кварцевая, полиметаллическая и карбонатная. Первая из них является незолотоносной, вторая – слабо или средне золотоносной, третья – высоко золотоносной и четвертая – средне золотоносной.

Золото, связанное с полиметаллической ассоциацией минералов, всегда ассоциирует с комплексом сульфидов (мелкозернистый пирит, блеклая руда, халькопирит, галенит, айкинит) и находится в них в виде крупных выделений, видимых под микроскопом или даже невооруженным глазом. Весьма редко встречаются более или менее крупные самородки. Пробность золота равна 830-940.

#### 1.1.4 Горнотехнические условия эксплуатации месторождения

Горнотехнические условия отработки запасов Березовского месторождения, в целом, довольно благоприятные.

Вмещающие дайки породы (диабазы, туфы диабазов и порфиритов, туффиты, эпидот-хлоритовые, кварцево-хлоритовые, кварцево-серицито-хлоритовые, сланцы и вторичные кварциты) представляют собой слабо трещиноватые, слоистые, рассланцованные образования. Сланцеватость имеет пологое юго-западное падение под углами 5-25°. Ориентировка трещиноватости самая разнообразная. Угол падения трещин изменяется от 15-20 до 90 градусов. Вмещающие породы средней устойчивости. Коэффициент крепости изменяется от 10-14 до 16-17.

Талько-карбонатные породы встречаются в различных участках Березовского рудного поля. По своему составу они представляют собой часто осложненные тектоническими нарушениями, слабо устойчивые и неустойчивые образования. Коэффициент крепости их равен 4-6.

Породы даек устойчивые, а в зонах тектонических нарушений - неустойчивые. Коэффициент крепости даек по шкале Протодяконова изменяется от 12-14 до 16-18.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

На месторождении встречается несколько тектонических нарушений. Одно из наиболее крупных - № 3, установлено в талько-карбонатных породах и прослежено на горизонтах 314, 412 и 462 м.

Тектоническое нарушение № 3 – это зона мощностью от 15 до 40 м, состоящая из серии тектонических трещин. Простирается ее северо-западное – юго-восточное, падение – юго-западное, под углом 15-40°.

Породы со стороны висячего бока тектонической зоны, в приконтактной ее части, сильно трещиноватые, неустойчивые. Мощность зоны интенсивной трещиноватости достигает 15-20 м. Зона неустойчивых пород со стороны лежащего бока сместителя составляет 2-5 м.

Вследствие проявления повышенного горного давления в местах, находящихся вблизи тектонических нарушений, в горных выработках и очистных камерах наблюдается отслаивание крупных глыб породы и руды.

Коэффициент разрыхления породы и руды равен 1,6. Объемный вес породы равен 2,6 т/м<sup>3</sup>, руды - 2,6 т/м<sup>3</sup>.

Влажность руды, поступающей на обогатительную фабрику, 4-5%.

Содержание свободного кремнезема в рудах – от 25 до 30%, во вмещающих породах – до 70%.

## 1.2 Вскрытие месторождения

Вскрытие залежи, обрабатываемых богатых руд, осуществляется четырьмя вертикальными стволами: один вентиляционный (ВС-1), одним клетевым (КС-1), одним скиповым (СС-1), откаточными горизонтами - 950 м и соответствующими им вентиляционно-закладочным горизонтам -850м

На основной площадке рудника находится два ствола: клетевой ствол КС-1, предназначенные для подачи свежего воздуха в горные выработки, спуска-подъема людей, материалов, оборудования, взрывчатых материалов; скиповой ствол СС-1, предназначенные для подъема руды и породы.

На вспомогательной площадке рудника находится один ствол: грузовой ствол (ГС) предназначен для спуска самоходных машин, длинномерных материалов, крупногабаритного оборудования.

На промплощадке вентиляционных стволов находится один вентиляционный ствол: ВС-1, которые служат для выдачи исходящей струи воздуха из шахты. Стволы оборудованы подъемными установками для аварийного выхода людей из шахты.

Клетевой ствол КС-1 предназначен для спуска-подъема людей, материалов, оборудования, ВВ, подачи свежего воздуха и вскрывает горизонты: , -850 м, -950 м. Глубина ствола 990 м, диаметр в свету 8м. Ствол оборудован грузолоудской и инспекторской клетевыми подъемными установками 2 КП 6.5х2 с противовесами и 2500х1320. Подъемные машины - многоканатные МК

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

5x4 и МК 2,5x4, установленные в башенном железобетонном копре. Армирование ствола жесткая. Оснащен вентилятором ВОЦГ-3,6. Производительность в условиях рудника 350м<sup>3</sup>/с.

Скиповой ствол СС-1 предназначен для выдачи руды с откаточных горизонтов и вскрывает горизонты: 850 м, -950 м. Оснащен двумя двухскиповыми подъемами. Ствол оборудован двумя многоканатными подъемными машинами типа МК5x4, на которых навешаны подъемные канаты диаметром 43, 5мм, скипы типа 2СН -11 емкостью 11м<sup>3</sup> и грузоподъемностью до 30 тонн. Максимальная скорость подъема 16 м/с. Армирование ствола - канатная. Расчетная производительность подъемов 3,6 млн. т/год. Дозаторные расположены на отметке -1000 м, оборудованы пластинчатыми питателями, ленточными конвейерами и загрузочным устройством. Оборудование поверхностного тракта выдачи руды включает в себя приемный бункер, пластинчатый питатель и ленточные конвейеры. Дробильный комплекс СС-2 расположен на отметке -957 м и предназначен для приема руды с горизонтов -957м и 906м.

Вентиляционный ствол ВС-1 служит для выдачи исходящей струи воздуха и является запасным выходом. Имеет глубину 990 м, диаметр – 6, 5 м. Оборудован двумя клетевыми подъемами Ц 3,5x2А с клетью 51 НВ-3,1. Ствол имеет сопряжения с горизонтами: -500 м, -700 м, -800 м, -850 м, -906 м, -957 м. Комплекс сооружений поверхности аналогичен стволам ВС-1,2.

### **1.3 Системы разработки и управление горным давлением**

Для отработки богатых и медистых руд на руднике применяются слоевая и камерная системы разработки.

Основным способом управления горным давлением при сплошных слоевых и камерных системах разработки является полная закладка выработанного пространства твердеющими смесями.

#### Слоевая система разработки

К сплошной слоевой системе разработки в условиях рудника «Березовский» относятся следующие варианты (РТПП-045-2004) [3]:

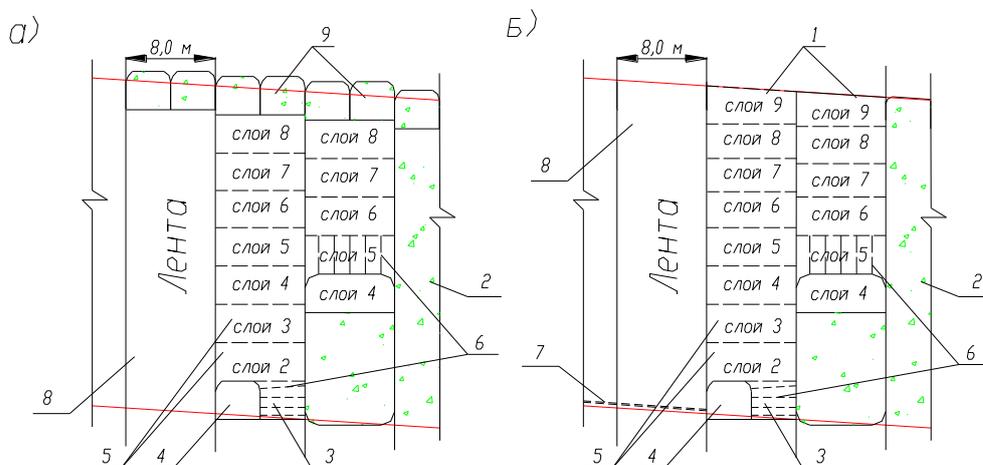
- слоевая система с восходящим порядком выемки слоев;
- слоевая система с комбинированным порядком выемки слоев;
- слоевая система с нисходящим порядком выемки слоев.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

При сплошных слоевых системах разработки рудное тело (или его часть) в плане разделяют на панели (секции), а панели - на вертикальные (крутонаклонные) полосы (ленты). Каждую полосу (ленту) делят по вертикали на горизонтальные слои в соответствии с рисунком 2.

На участках месторождений опасных по горным ударам до отработки основных запасов рудного тела производится опережающее образование защищенной зоны путем выемки руды выработками (заходками) по кровле или почве рудного тела и их закладки, или путем бурения разгрузочных скважин в прикровельной или припочвенной частях рудного тела. У тектонических нарушений I и II порядков допускается бурение скважин в средней части рудного тела.

Основным принципом слоевых систем разработки является выемка рудной залежи или ее части сплошным фронтом без оставления в выработанном пространстве каких-либо неразгруженных опорных целиков. Общая линия фронта очистных работ может быть ориентирована как по простиранию, так и по падению рудного тела. По условиям устойчивости рудных элементов очистных выработок рекомендуется ориентировать фронт работ (очистных выработок) под углом не менее  $60^\circ$  к простиранию преобладающей системы трещин (тектонических нарушений).



а) - комбинированный порядок отбойки слоев; б) - восходящий порядок отбойки слоев;

- 1 - подкровельный слой; 2 - закладочный массив;
- 3 - расширение разрезного штрека (нижний слой); 4 - разрезной штрек;
- 5 - основные слои; 6 - шпурь для отбойки руды.
- 7 - разгрузочные скважины; 8 - рудное тело.
- 9 - выработки защитного слоя.

Рисунок 1.2 –Разбивка рудного тела на ленты и слои.

Рудную залежь обычно отработывают одним фронтом в направлении от одного фланга к другому (односторонний фронт очистных работ) или двумя

расходящимися фронтами в направлении от середины рудной залежи к флангам (двухсторонний фронт очистных работ). Отработка встречными и догоняющими фронтами допускается по согласованию с головной научно-исследовательской организацией, ведущей исследования на месторождении по горному давлению и горным ударам, на основании решения Комиссии по горным ударам.

При слоевых системах разработки с панельной подготовкой параметры (длину, ширину) панелей устанавливаются проектом, исходя из технологических соображений и возможности наиболее эффективного использования применяемого оборудования.

Подготовительно-нарезные работы заключаются в проходке транспортных штреков и (или) уклонов, разведочных выработок, слоевых ортов и (или) штреков, разрезных штреков и (или) ортов, заездов, рудоспусков и вентиляционных восстающих, технологических ниш и сбоек. Технологические схемы отработки защитного слоя представлены на рисунке 1.3.

Количество и расположение подготовительно-нарезных выработок в панели (блоке) выбирается с учетом условий залегания рудного тела и принятым вариантом отработки.

Подготовительные выработки должны обеспечивать безопасное передвижение людей и самоходного оборудования в выемочном блоке

(панели), минимальное расстояние доставки руды, подачу необходимого количества воздуха в каждую очистную выработку, необходимую интенсивность выемки запасов.

Ширина временных рудных, рудопородных или породных целиков при условии их разгрузки не должна превышать 8 м.

Высота заходок защитного слоя принимается равной 3,5-4,5 м. В слабо-, средне-, сильнонарушенных рудах и породах высота заходок защитного слоя на расстоянии свыше 16 м от субпараллельных им тектонических нарушений II порядка или пересекающихся тектонических нарушений не ниже III порядка может быть увеличена до 7 м.

Ширину заходок защитного слоя принимают:

При их высоте до 5 м:

- в слабо- и средненарушенных породах и рудах до 8 м;
- в сильнонарушенных породах и рудах до 5 м, допускается расширение до 8 м;
- в средне- и сильнонарушенных породах и рудах при наличии тектонических нарушений с зоной дробления мощностью до 0,5 м, заполненной рыхлым материалом, допускается расширение до 8 м;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

- в средне- и сильнонарушенных породах и рудах при наличии тектонических нарушений с зоной дробления мощностью более 0,5 м, заполненной рыхлым материалом, и в весьма сильнонарушенных породах и рудах - не более 4 м;

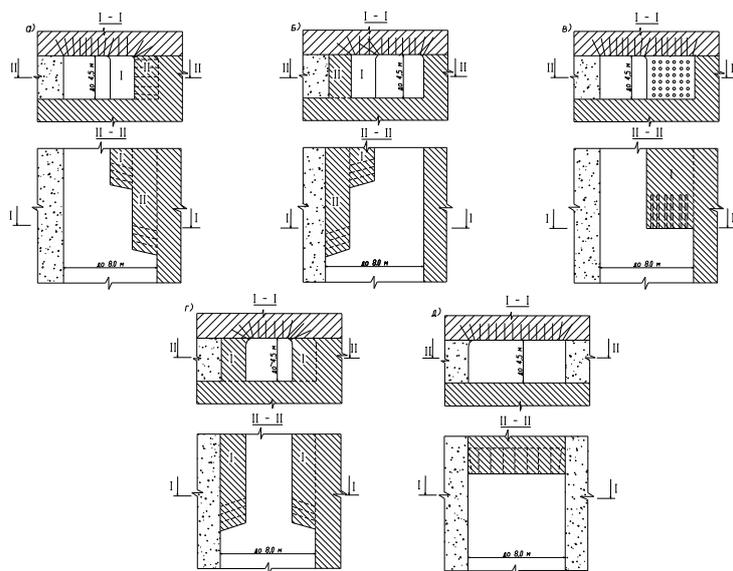
- в сильнонарушенных породах и рудах, а также при наличии тектонических нарушений с зоной дробления мощностью до 0,5 м, заполненной рыхлым материалом, или при наличии серии тектонических нарушений с зоной дробления мощностью до 0,1 м допускается расширение заходок до 8 м.

При их высоте от 5 до 7 м:

- в слабо- и средненаарушенных породах и рудах - не более 8 м;

- в сильнонарушенных породах и рудах - не более 5 м.

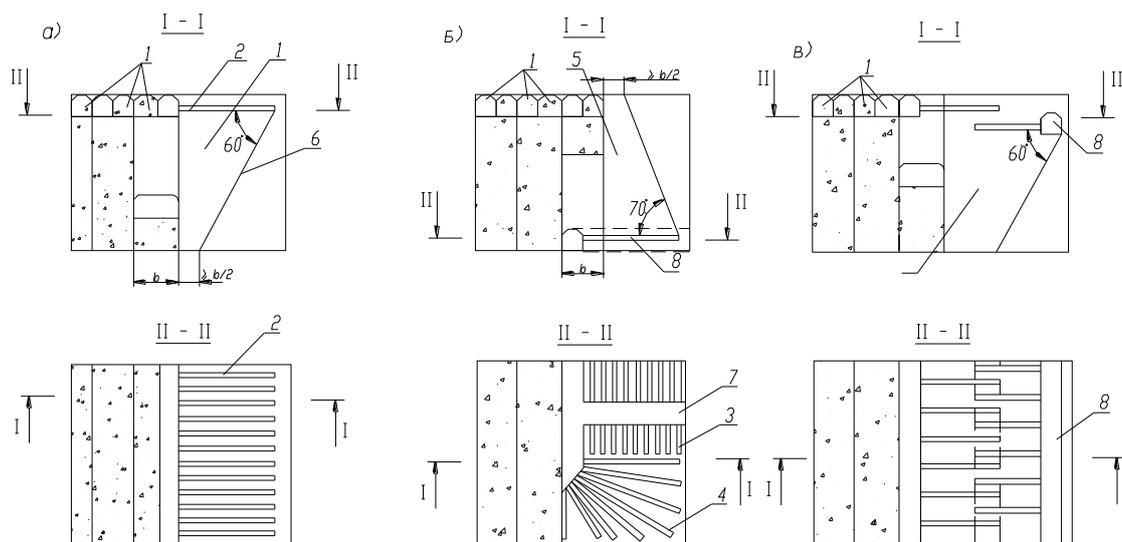
На участках, расположенных на расстоянии 16 м и менее от субпараллельных заходке тектонических нарушений с зоной дробления более 0,5 м, ширина заходок должна быть не более 5 м, а высота не более 4,5 м в независимости от нарушенности пород или руд.



а, б - с расширением заходки в две стадии; в, г - с расширением заходки в одну стадию;  
д - отработка целика по всей выработке до 8 м.

Рисунок 1.3 – Технологические схемы отработки защитного слоя

Защищенная зона для проведения нарезных выработок и отработки запасов рудного тела может также образовываться бурением глубоких параллельных или веерных скважин [3-5] в массиве впереди фронта очистных работ, схема представлена на рисунке 1.4. Скважины бурят в один, два или три ряда, при этом скважины располагают в шахматном порядке.



а) - скважины по кровле рудного тела из выработок защитного слоя;  
 б) - скважины с параллельным и веерным расположением по почве рудного тела;  
 в) - бурение встречных скважин из выработок защитного слоя и подготовительных выработок;  
 1 - выработки защитного слоя; 2, 3 - скважины по кровле и почве рудного тела; 4 - веерное расположение скважин;  
 5 - защищенная зона; 6 - граница защищенной зоны (ГЗЗ); 7 - слоевой или разведочный орт; 8 - подготовительная (транспортная) выработка;  $b$  - ширина ленты.

Рисунок 1.4 – Схемы формирования защищенной зоны бурением разгрузочных скважин.

На маломощных участках залежи возможно создание защищенной (разгруженной) зоны путем опережающего бурения в массив длинных (3, 5-5 м) шпуров.

Бурение скважин производят преимущественно в припочвенной или прикровельной частях рудного тела из выработок (заходов) защитного слоя, из нарезных или из передовых подготовительных выработок. Допускается располагать скважины в средней, по мощности, части рудного тела.

Диаметр скважин (шпуров) должен быть не менее 57 мм. Длина скважин определяется необходимой глубиной создания защищенной зоны, но, как правило, не должна быть более 20 м. При принятии дополнительных мер по обеспечению точности бурения длина скважин может быть увеличена до 30 м.

При необходимости создания разгруженной или защищенной зон на большой площади, производится бурение скважин встречного направления из выработок, расположенных на границах разгружаемого участка массива. При этом концы встречных скважин должны перекрывать друг друга таким образом, чтобы не было разрыва сплошности защищенной зоны.

Сплошная слоевая система разработки с нисходящим порядком выемки слоев.

Нисходящий порядок выемки слоев, при котором кровля очистных выработок основных слоев искусственная (армированный бетон), может

применяться для разработки руд любой нарушенности, в том числе тектонически нарушенных участков, залегающих на любых глубинах.

Высота вертикальных рудных обнажений очистных выработок в основных слоях принимается с учетом нарушенности руд:

- для руд слабой и средней нарушенности до 12 м;
- для руд сильной нарушенности до 10 м;
- для руд весьма сильной нарушенности до 6 м.

Ширина очистных выработок в основных слоях определяется структурой и прочностными свойствами твердеющей закладки в искусственной кровле.

Толщина рудной потолочины разрезных выработок в заходках под заложеной вышележащей заходкой в слабо- и средненарушенных рудах при ширине разрезных выработок до 4 и 6 м принимается соответственно не менее 2 и 2, 5 м.

В сильнонарушенных рудах при ширине разрезной выработки до 4 м толщину рудной потолочины принимают не менее 2, 5 м, а при ширине разрезной выработки до 6 м толщина рудной потолочины должна быть не менее 3 м.

В весьма сильнонарушенных рудах разрезную выработку проходят под искусственной кровлей.

Технологические схемы очистной выемки определяются в зависимости от нарушенности обрабатываемых руд, прочности и структуры искусственной кровли.

Рекомендуемые технологические схемы отработки основных слоев заходками с предварительной проходкой в них разрезных выработок представлены на рисунке 3.

При отработке основных слоев рекомендуются технологические схемы, обеспечивающие максимально возможное снижение сейсмического воздействия взрывных работ на искусственные обнажения выработок и исключают цикличное ведение очистных работ. Этим требованиям отвечают технологические схемы с отбойкой веерными скважинами, пробуренными из разрезной выработки в кровле или почве заходки, с отбойкой руды по сечению заходки в одну или две стадии.

Сплошная слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоев.

Комбинированный порядок выемки слоев, когда верхний (подкровельный) слой вынимают заходками, преимущественно с опережением, а основную часть рудного тела извлекают слоями снизу вверх, может применяться на глубинах до 1500 м при разработке руд слабой и средней

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

нарушенности и при сильнонарушенных и раздробленных породах кровли, схема представлена на рисунке 1.5.

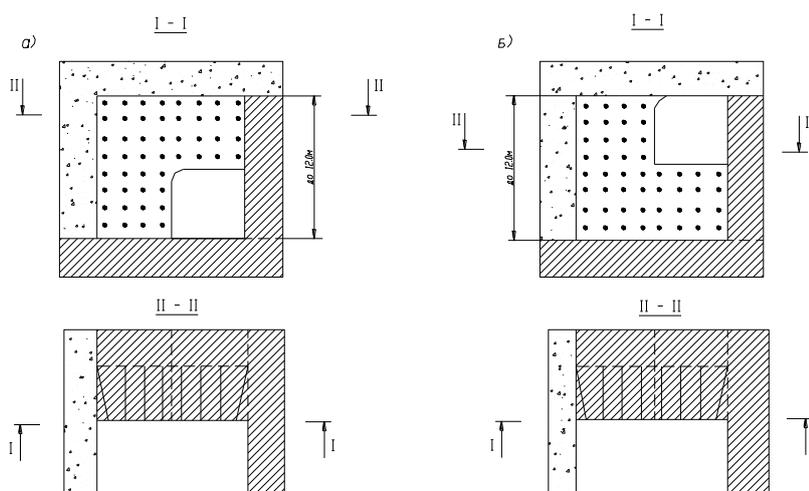


Рисунок 1.5 – Схема обработки основного слоя в одну стадию с отбойкой горизонтальными шпурами: а) потолкоуступным (кровлеуступным); б) почвоуступным забоем

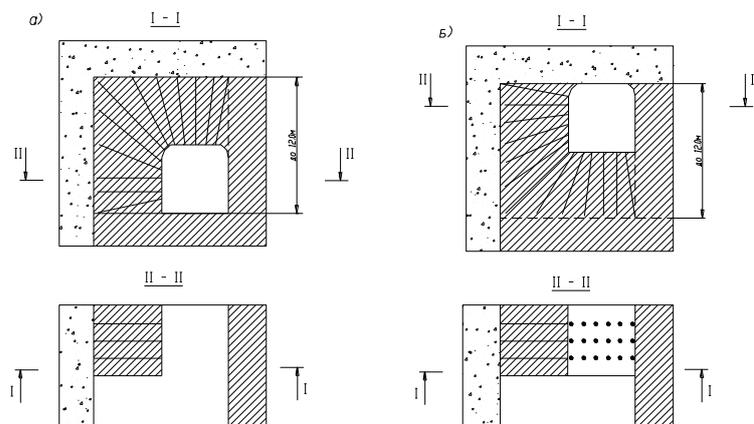


Рисунок 1.6 – Схема обработки основного слоя в одну стадию с отбойкой веерными скважинами с потолкоуступным (а) и почвоуступным (б) забоем

Две смежные ленты обрабатываются одновременно при соблюдении следующих условий:

- разность отметок почвы очистной выработки и кровли последующей ленты должна быть не менее 3,5 м;
- превышение почвы обрабатываемой ленты над кровлей проводимого «вприсечку» с закладочным массивом штрека в последующей ленте не менее 3 м;

- кровля разрезного штрека, проводимого в последующей ленте с оставлением целика шириной не менее 3 м у закладочного массива, не должна быть выше почвы слоя в предыдущей ленте.

Одновременная отработка двух лент через рудный или искусственный целик шириной не менее 7 м может производиться при условии нахождения кровли очистного пространства в одной ленте не выше уровня почвы очистного пространства в другой ленте.

Ширину очистных выработок при отработке слабо- и средненарушенных руд принимают не более 10 м, а под искусственной кровлей - в зависимости от прочности и структуры закладки в искусственной кровле.

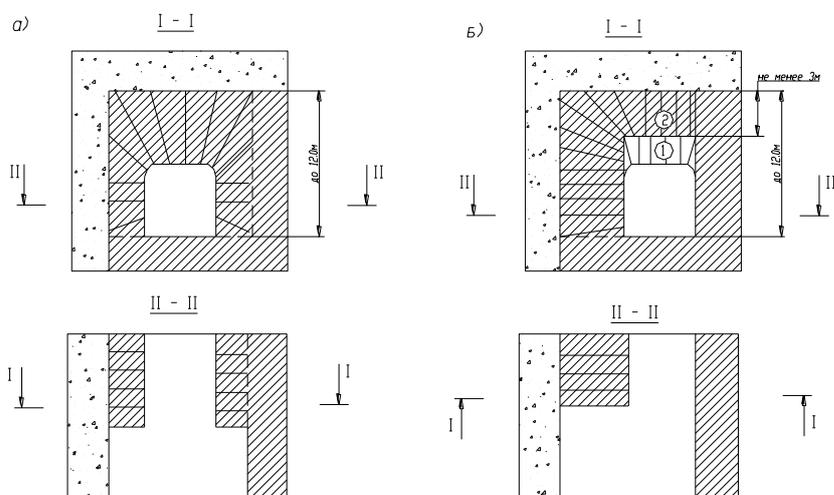


Рисунок 1.7 – Схема отработки основного слоя: в одну стадию с отбойкой веерным скважинами потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по оси ленты (а); в две стадии с отбойкой веерными скважинами потолкоуступным забоем с расположением разрезного штрека по границе ленты (б).

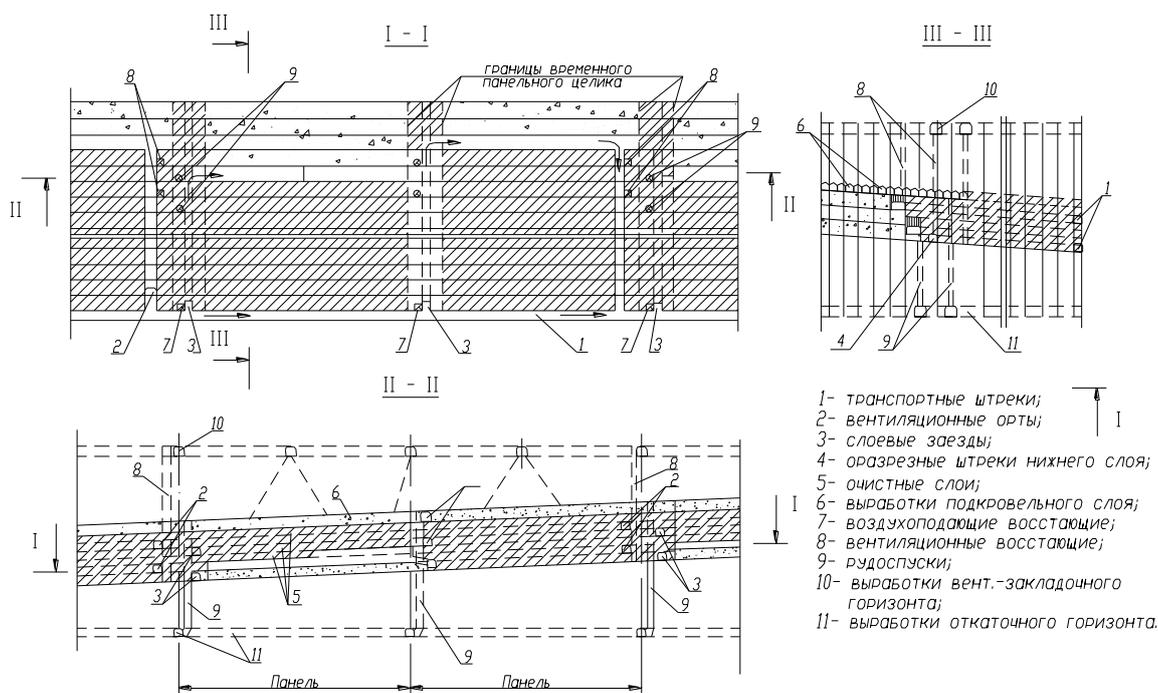


Рисунок 1.8 – Сплошная слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоев

Высота очистных выработок принимается, как и при нисходящей слоевой выемке.

Толщина рудного слоя под защитным слоем должна быть не меньше приведенной в таблице 1.1, при наличии как минимум с одной стороны контакта с рудным массивом на всю его высоту.

Таблица 1.1 – Толщина рудного слоя под защитным слоем в условиях рудника «Октябрьский»

Ширина очистной выработки, м	4	6	8	10
Минимальная толщина рудного слоя подзащитным слоем, м	2	2.5	3.5	4.5

Толщину рудного слоя под искусственной кровлей, контактирующего боковыми сторонами с закладкой, в слабо- и средненарушенных рудах и ширине выработок 4; 6; 8 и 10 м принимают соответственно не менее 2,5; 3; 4; 5 м. При наличии в кровле очистного пространства участков сильнонарушенных руд минимальную его толщину увеличивают на 0,5 м.

Технологические схемы очистной выемки выбираются с учетом нарушенности пород и имеющегося оборудования.

Выемка слоев снизу вверх предусматривает три стадии: обработка нижнего (подсечного), основных и слоя под искусственной кровлей.

Технологические схемы обработки первого (нижнего) и последующих (основных) слоев представлены ниже на рисунках 1.9, 1.10.

Выемку нижнего слоя выполняют проходкой вприсечку к закладке или через временный целик разрезного штрека с последующим его расширением до ширины ленты, в соответствии с рисунком 1.9.

Отбойку руды в основных слоях производят взрыванием зарядов ВВ, размещаемых в крутонаклонных восстающих шпурах или скважинах, продольными или поперечными рядами, в соответствии с рисунком 1.10.

Для бурения шпуров и скважин применяются самоходные буровые установки типа: «Бумер-353Н», «Бумер-282Н», «Бумер L2D», «Бумер L2D», «SOLO 1020», «Minimatic-205 40», «Simba - H254» и др.

Механизация вспомогательных технологических операций (осмотр, оборка, крепление кровли, зарядание шпуров, доставка оборудования и материалов, перевозка людей, и др.) обеспечивается применением самоходных машин с дизельным приводом типа UTILIFT-607, Utimec 1500 Transvixer, Charmec 1907/9805, UTITRUCK-800CR, UTITRUCK-818, UTILUBE-842, и другого аналогичного оборудования.

Отгрузка горной массы осуществляется ПДМ TORO-151D, TORO - 301DL, TORO-400D и др.

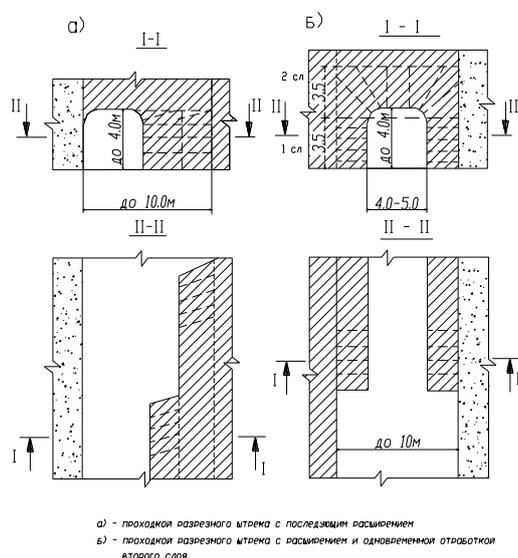


Рисунок 1.9 – Технологические схемы обработки нижнего слоя

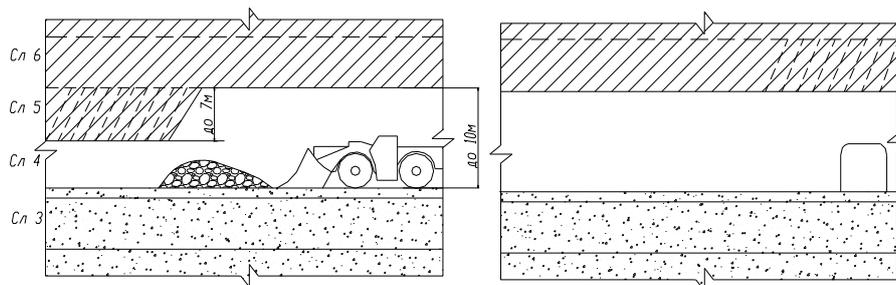


Рисунок 1.10 – Схема выемки основных слоев с применением самоходных буровых установок

Можно применять отбойку со встречным взрыванием поперечных рядов шпуров на предварительно образованную врубную полость, рисунок 1.11.

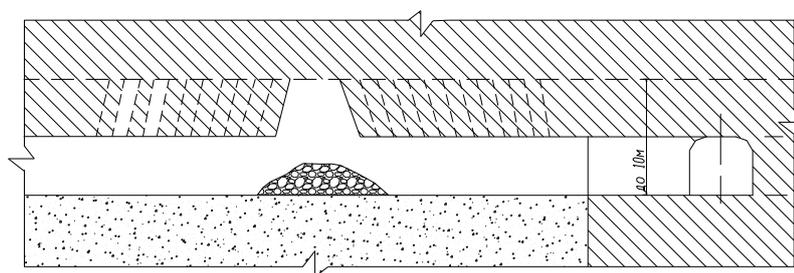


Рисунок 1.11 – Секционная отбойка встречным взрыванием поперечных рядов шпуров на предварительно образованную полость

Параметры бурения и порядки взрывания определяют по паспортам БВР. При отбойке слоев на сопряжениях со слоевыми ортами (и штреками) или другими выработками в паспортах БВР предусматривают одновременную отбойку участков слоя по обе стороны от сопряжения на длину не менее 5 м и на всю ширину ленты.

Отработка слоя под искусственной кровлей при соблюдении требований к нормативной прочности закладки в искусственной кровле, производится по схемам отработки основных слоев, приведенным на рисунке 1.11. При несоблюдении требований к нормативной прочности закладки в искусственной кровле, возможна отработка слоя по схеме нисходящего порядка с расположением разрезного штрека под искусственной кровлей и ее креплением, приведенной на рисунке 1.12.

#### Сплошная слоевая система разработки с восходящим порядком выемки слоев.

Восходящий порядок выемки слоев на участках опасных по горным ударам (глубина более 700 м) допускается применять в защищенной зоне, образованной бурением разгрузочных скважин (шпуров), при разработке руд слабой и средней нарушенности на глубинах до 1500 м. Обязательным является

систематический контроль напряженно-деформированного состояния руды и пород в призабойной зоне.

Сущность восходящего порядка выемки слоев состоит в разделении рудной залежи на вертикальные ленты, которые обрабатывают слоями снизу вверх с оставлением между кровлей слоя и закладкой свободного технологического пространства.

Допускается применять восходящий порядок выемки слоев, если в обрабатываемой ленте встречаются участки сильнонарушенных руд длиной не более 14 м, при расстоянии между такими участками не менее 16 м.

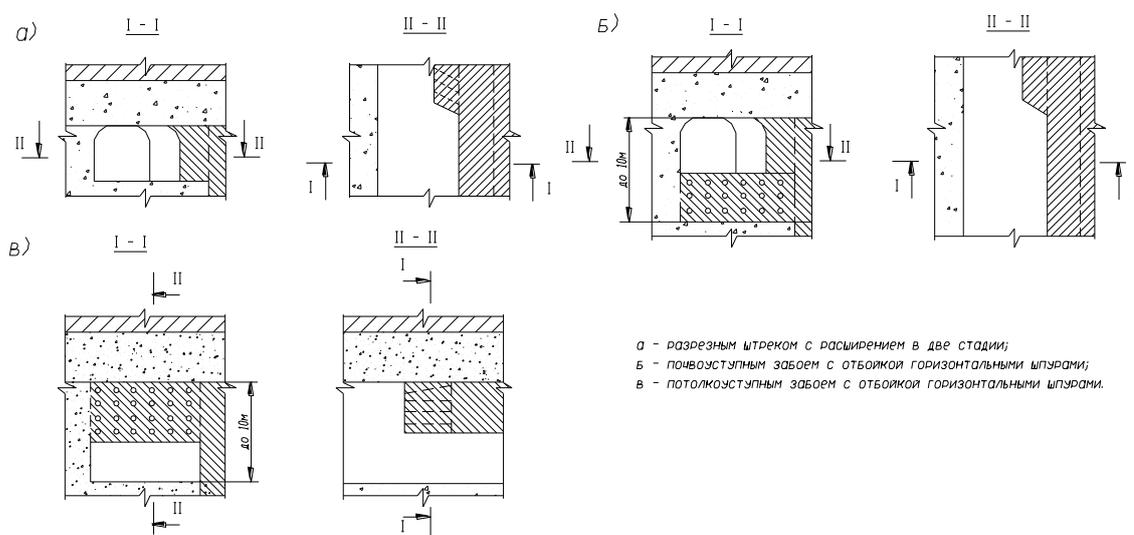


Рисунок 1.12 – Схемы обработки основного слоя под искусственной кровлей (защитным перекрытием)

При камерно-целиковом порядке обработки лент допускается на фланге панели иметь одновременно не более одного разгруженного скважинами или шпурами, не подсеченного на всю ширину временного рудного целика, не более двух разрезных штреков, в т.ч. один из них во временном целике, и не более 3-х лент в очистной выемке, в том числе одну из лент во временном рудном целике.

Разгрузку временных рудных целиков осуществляют до их формирования бурением разгрузочных скважин (шпуров) из подготовительных, нарезных или очистных выработок.

Ширина очистных выработок при сплошном порядке выемки лент в слабо- и средненарушенных рудах принимается не более 10 м.

При камерно-целиковом порядке отработки лент их ширина, как правило, равна 8 м. Допускается увеличивать ширину очистных выработок до 10 м на всей длине при отработке разрезных лент, а также при отработке лент, в которых пройдены транспортные штреки, уклоны и т.п.

На участках сильнонарушенных руд ширину очистных выработок принимают не более 8 м.

Ширину временных разгруженных рудных целиков принимают 7-8 м.

Высота очистных выработок принимается по аналогии с нисходящей и комбинированной слоевой выемкой.

Высоту отбываемого слоя определяют исходя из технических возможностей применяемого бурового оборудования.

При сплошном порядке выемки рудной залежи две соседние ленты отрабатывают одновременно при соблюдении следующих условий:

- превышение почвы одной выработки над кровлей другой очистной выработки смежной ленты не менее 3,5 м;
- превышение почвы слоя (закладочного массива) отрабатываемой ленты над кровлей проводимого вприсечку с закладочным массивом разрезного штрека в смежной ленте не менее 3 м;
- кровля разрезного штрека, который проходят в смежной ленте с оставлением целика у закладочного массива не менее 3 м, не должна быть выше почвы слоя в отрабатываемой ленте.

При камерно-целиковом порядке выемки одновременную отработку двух лент через целик (рудный, искусственный) следует производить при условии нахождения кровли одной очистной выработки не выше уровня почвы другой очистной выработки.

В породах слабой и средней нарушенности подкровельный слой разрешается отрабатывать выработками шириной, равной ширине ленты, без крепления кровли, с бурением крутонаклонных или горизонтальных шпуров из недозаложенного пространства, рисунок 1.13. Ширину и высоту очистного пространства в породах слабой нарушенности принимают до 10 м, а в породах средней нарушенности - до 8 м.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

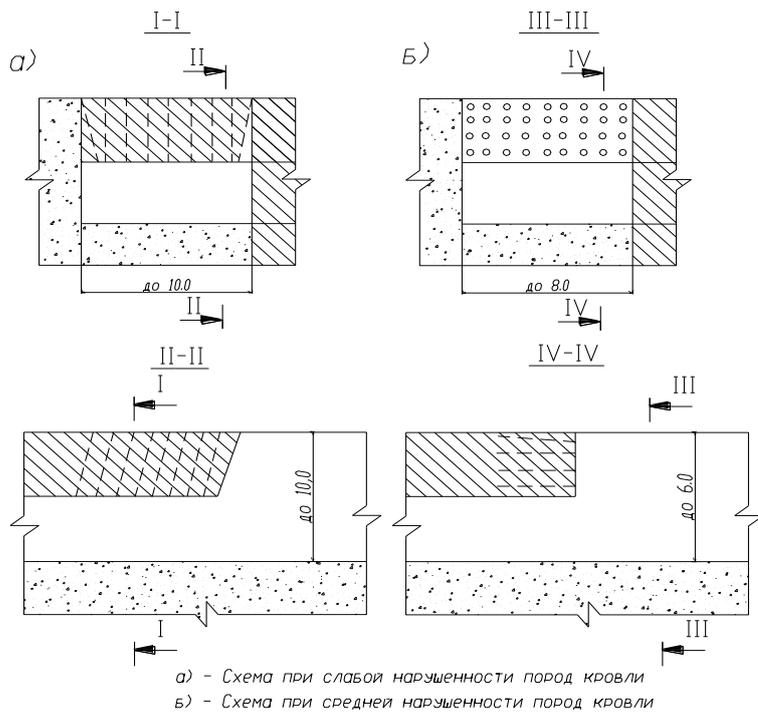


Рисунок 1.13 – Схемы отбойки подкровельного слоя при слабой и средней нарушенности пород кровли.

При отработке верхнего слоя с сильной нарушенностью пород кровли (на контакте руды с породой) очистную выемку ведут кровлеуступным забоем шириной не более 8 м и высотой очистного пространства не более 7 м или не более 10 м при применении рудной подсыпки на почве не менее 3 м и креплением кровли после каждой отпалки железобетонными штангам, в соответствии с рисунком 1.14. Руда с почвы выработки отгружается в последнюю очередь непосредственно перед закладочными работами.

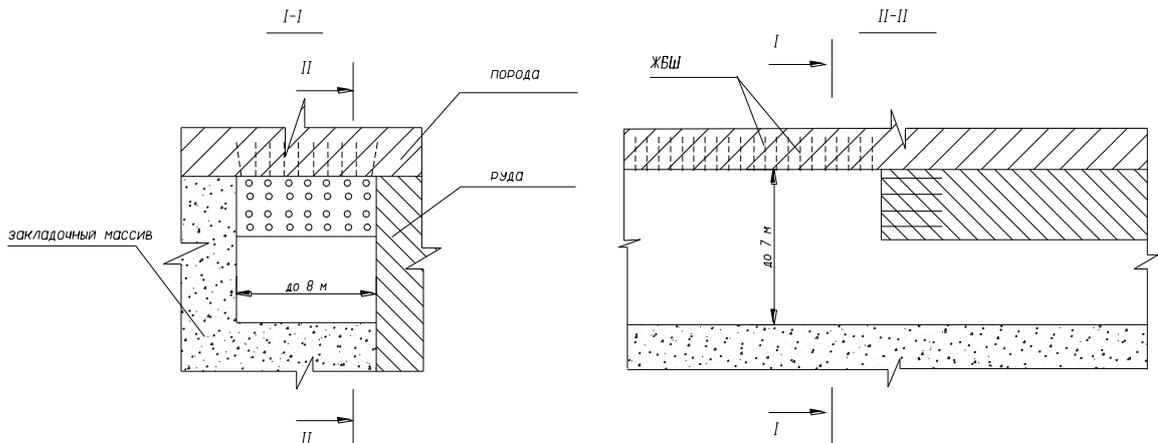


Рисунок 1.14 – Схема отбойки подкровельного слоя кровлеуступным забоем креплением кровли ЖБШ при сильной нарушенности пород кровли

При применении для отбойки кровлеуступа метода «защитного слоя», заключающегося в формировании в процессе взрыва буферного слоя 0,8-0,9 м, который воспринимает на себя взрывную нагрузку и отбивается с большим замедлением, крепление кровли можно не производить, рисунок 1.15.

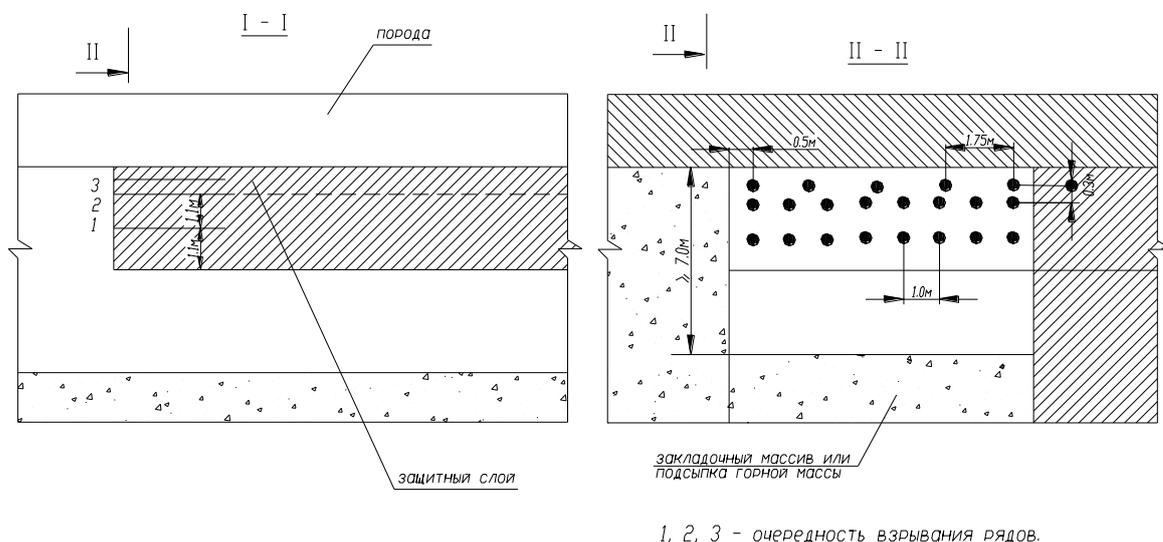


Рисунок 1.15 – Схема отбойки подкровельного слоя методом «защитного слоя»

При весьма сильнонарушенных породах кровли или наличии тектонического нарушения с зоной дробления более 0,5 м подкровельный слой обрабатывается выработками (заходками) шириной не более 4 м при полностью заложенном нижележащем слое. Кровлю таких выработок крепят в соответствии с РТПП-043-2004 [19].

При ослабленном контакте пород кровли и руды не допускается оставлять в кровле очистной выработки рудный слой менее 2 м. Ослабленный контакт характеризуется наличием между рудой и налегающими породами сильнонарушенных или раздробленных пород (руд), а также ослабляющих минералов (хлорит, серпентин, тальк и т.п.). При спаянном ненарушенном контакте руды и пород кровли толщина подкровельного слоя не регламентируется.

Порядок отработки подкровельных слоев при сильной нарушенности пород кровли может быть следующим:

- выемкой подкровельного слоя восходящим порядком с отгрузкой горной массы ДУ ПДМ при высоте очистного пространства не более 10 м;
- путем выемки последовательно или по камерно-целиковой схеме выработками с отставанием от выработанного пространства передовых очистных лент не менее 8 м;

- выемкой подкровельного слоя с оставлением временных разгруженных рудопородных целиков шириной 3 или 8 м.

При фактической высоте очистной выработки свыше 10 м для отгрузки горной массы применяют погрузочно-доставочные машины с дистанционным управлением (ПДМ с ДУ).

#### 1.4 Горнотехническая характеристика месторождения

Данное месторождение представляет собой два условно прямоугольных тел выдержанных по мощности  $m=14.5$  м. Нижняя граница оруднения  $H_n=950$  м; длина месторождения по простиранию и падению соответственно  $L=2200$  м;  $B=400$  м; угол падения выдержан по всей длине в пределах  $\alpha=15^\circ$ ; объемный вес руды  $\gamma=4,0$  т/м<sup>3</sup>, крепость породы  $f=14$ . Месторождение располагается в равнинной местности; налегающий массив представлен крепкими скальными породами магматического и осадочного происхождения с углами сдвижения  $\beta=\delta=75^\circ$ . Для разработки месторождения проектируется рудник с годовой производительностью  $A=2$  млн.т.

##### 1.4.1 Вскрытие и подготовка месторождения

Для определения площади земельного отвода необходимо определить размеры  $X$ ,  $X_2$ , в соответствии с рисунком 1.16

$$X_1 = H_n \times \operatorname{tg}(90 - \delta) = 950 \times \operatorname{tg}(90 - 75) = 247 \quad (1.1)$$

$$H_B = H_n - (B \times \sin \alpha) - m = 950 - (2200 \times 0.20) - 14,5 = 495,5 \text{ м} \quad (1.2)$$

$$X_2 = H_B \times \operatorname{tg}(90 - \delta) = 495,5 \times 0.26 = 130 \text{ м} \quad (1.3)$$

где  $H_n$  - нижняя точка орудения, м.;

$H_e$  - верхняя точка орудения, м.;

$m$ -мощность месторождения, м.;

$\delta$ -угол зоны сдвижения, град.;

$\alpha$ -угол падения, град.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

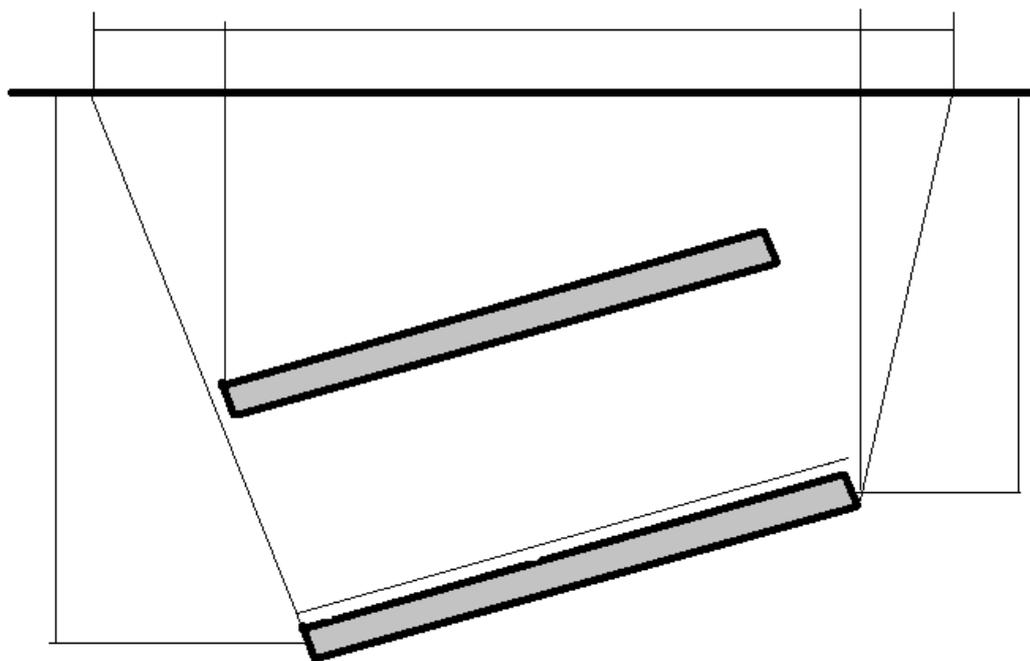


Рисунок 1.16 – Схема залегания месторождения

Площадь земельного отвода:

$$S = (X_1 + B_R + X_2) \times (X_2 + L + X_1) = 1996 \times 2441 = 4872236 \text{ м}^2 = 478 \text{ Га.}; \quad (1.4)$$

где:  $B$  - проекция линии падения на горизонтальную плоскость.

$$B_r = B \times \cos \alpha = 1500 \times 0.97 = 1455 \text{ м.} \quad (1.5)$$

### 1.4.2 Вариант вскрытия месторождения

В данном проекте применятся система вскрытия месторождения вертикальным скиповым и клетевым стволами в лежащем боку месторождения посередине линии простирания, вне зоны сдвижения горных пород, рисунок 17. При данном способе месторождение разбиваем на три этажа, в результате получим 4 откаточных горизонта -600м, -650м, -900, -950м. Основной вскрывающей выработкой является скиповой ствол, на одной площадке с главным стволом проходим клетевой ствол, служащие для спуска и подъема людей и грузов, подачи свежего воздуха. Для выдачи воздуха пройден вентиляционный ствол.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		27

Для подачи закладочной смеси, спуска-подъема людей и подачи свежего воздуха служит клетевой ствол. Закладочный горизонт -882 вскрыт одним вскрывающим квершлагом, каждый последующий горизонты вскрыты двумя вскрывающими квершлагами.

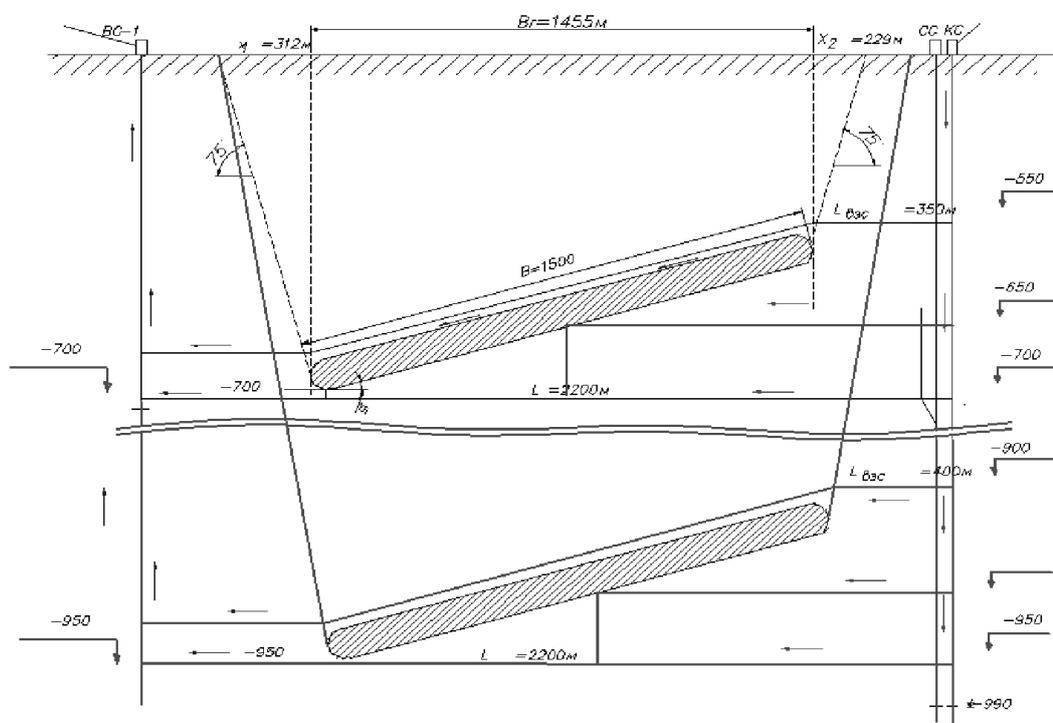


Рисунок 1.17 – Вскрытие месторождения вертикальными клетевым и скиповым стволами в лежащем боку месторождения

Размеры вскрывающих выработок:

Глубина скипового и клетцевого стволов.

$$H_{СС.КС.} = H_N + H_3 = 950 + 40 = 990 \text{ м}; \quad (1.6)$$

где  $H_N$  - нижняя точка орудения месторождения, м;

$H_3$  - глубина зумфа и бункера, м.

### 1.4.3 Выбор схемы подготовки откаточных и вентиляционных горизонтов

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

Выработки откаточных горизонтов сечением  $S=14\text{ м}^2$  пройдены в подстилающих породах с минимальным расстоянием от почвы рудного тела 10 метров.

Проектируем панели длиной 250 метров по падению и шириной 110 метров по простиранию месторождения, рисунок 1.18.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		28

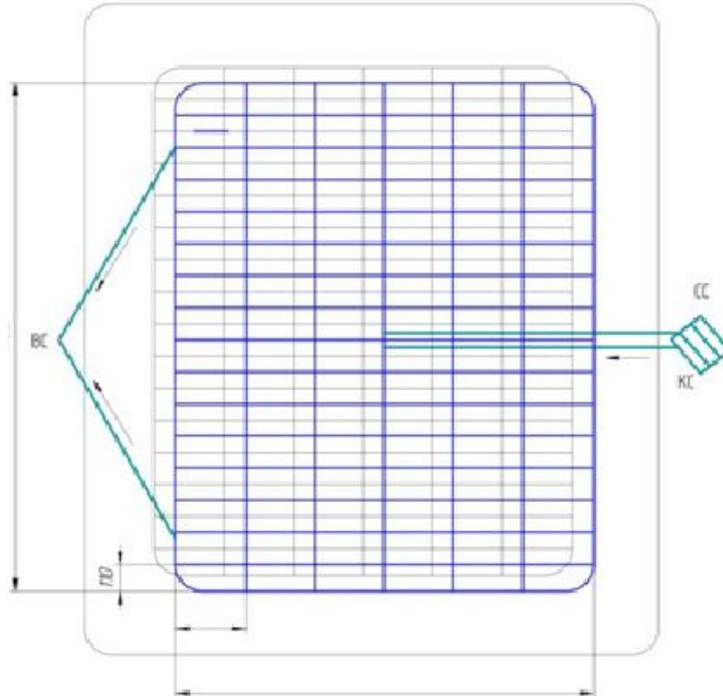


Рисунок 1.18 – Панельная схема подготовки откаточных горизонтов

Следовательно, на откаточных горизонтах подготавливаемого месторождения будут пройдены: на гор.-700м – 2 откаточных квершлага длиной 750 и 450 метров (всего 1200 метров), 18 ортов длиной 400 метров (всего 7200 метров); на гор.-950м – 2 откаточных квершлага длиной 750 и 400 метров (всего 1200 метров), 18 ортов длиной 400 метров (всего 7200 метров); Схема вентиляционно-закладочных горизонтов идентична схеме откаточных горизонтов.

Горно-капитальные затраты сведены в таблицу 1.2.  
Таблица 1.2 – Горно-капитальные затраты

Наименование	Число выработок	Параметры выработок			Стоимость единицы или 1м <sup>3</sup> , руб	Капитальные затраты, тыс. руб.
		длина, м	сечение в проходке, м <sup>2</sup>	объем, м <sup>3</sup>		
<b>Стволы</b>						
СС	1	990	62,8	62172	3000	186516000
КС	1	990	41,45	41035,5	3000	123106500
ВС-1	1	890	41,45	35232,5	3000	105697500
Итого:				138440		415320000
<b>1. Закладочный горизонт</b>						
Квершлаг	2	350	9	3150	950	5985000
Штрек	12	2200	14	30800	950	351120000
Орт	36	400	14	201600	950	191520000
Итого:				577500		548625000
<b>2. Горизонт-650</b>						
Квершлаг	1	450	14	6300	950	5985000
Штрек	3	2200	14	92400	950	87780000
Орт	18	400	14	100800	950	95760000
Итого:				199500		189525000
<b>3. Горизонт-700</b>						
Квершлаг	1	750	14	15340	950	17579640
Штрек	3	2200	14	57000	950	65322000
Орт	18	400	14	76500	950	87669000
Итого:				148840		170570640
<b>4. Горизонт-900</b>						
Квершлаг	1	400	14	5600	950	5320000
Штрек	3	2200	14	92400	950	87780000
Орт	18	400	14	100800	950	95760000
Итого:				198800		188860000
<b>5. Горизонт-950</b>						
Квершлаг	1	750	14	10500	950	9975000
Штрек	2	2200	14	61600	950	58520000
Орт	18	400	14	100800	950	95760000
Итого				172900		164255000
Рудоспуск	2	260	8	4160	2000	8320000
Околоствольный двор						
Вспомогательный	6	-	-	2720	1000	272000
Основной	6	-	-	35360	1000	35360000
Итого:				35632		35632000
Итого:				1475772		1721107640

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат
------	------	----------	---------	-----

СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ

Лист

30

По данным таблицы 1.2 и по варианту вскрытия рассчитываются следующие показатели:

Удельные капитальные затраты:

$$K_{уд} = \frac{K}{A_r} = \frac{1721107640}{2000000} = 860 \text{ руб./т. год} \quad (1.18)$$

Удельный объём горно-капитальных работ:

$$V_{уд} = \frac{V}{B} = \frac{1475772}{5316666,7} = 0,28 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.19)$$

Потонная ставка амортизации горно-капитальных затрат:

$$a = \frac{K}{B} = \frac{1721107640}{5316666,7} = 323 \text{ руб./т} \quad (1.20)$$

где  $K$  – сумма капитальных затрат на вскрытие, руб.;

$V$  – суммарный объём горно-капитальных выработок,  $\text{м}^3$ , таблица 1.3

### **1.5 Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв**

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 отработки слабо и средненарушенных 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, 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 отработки основных слоёв. Вышележащий слой толщиной 3м. обуривается шпурами Ø42мм. 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.

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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

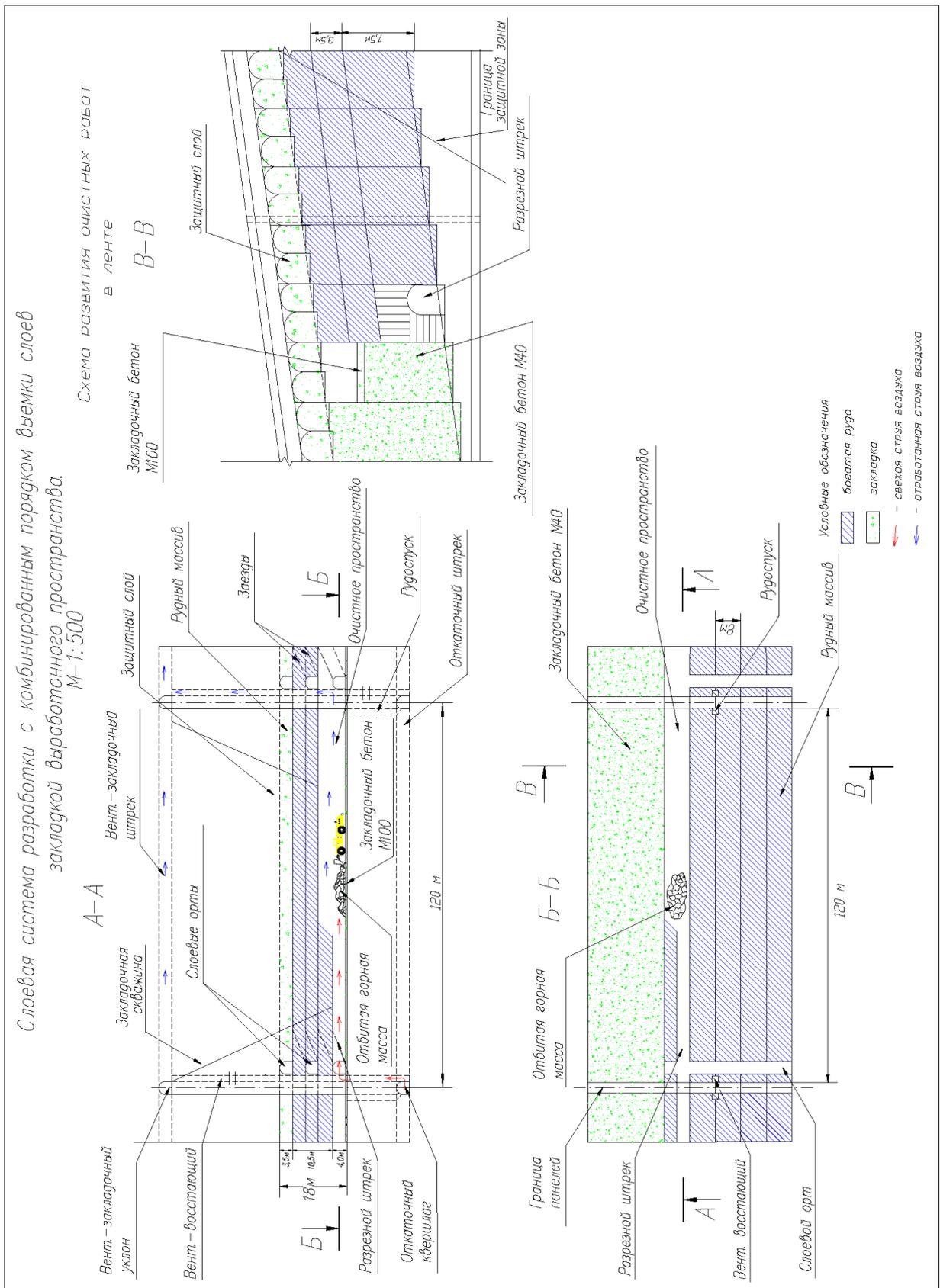


Рисунок 1.19 – Слоевая система разработки с комбинированным порядком выемки слоёв

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат
------	------	----------	---------	-----

Таблица 1.3 – Расчёт баланса блока

Вид работ и наименование выработок	Число выработок	Сечение выработок, м <sup>2</sup>	Длина, м		Объём руды, м <sup>3</sup>	Объём породы, м <sup>3</sup>	Погашено запасов, т	Коэффициент погнр, ед	Извлеченно, т	Разуоживание, ед	Добыто, т	Доля погашенных запасов, %
			по руде	По породе								
Подготовительные работы												
Слоевой орт	3	14	24	-	336	-	1344	0	1344	0	1344	1,8%
Вентиляционн ый восстающий	0,5	9	-	8,5	-	76,5	-	0	-	0	-	0,3%
Рудоспуск	0,5	8	14,5	21	116	168	464	0	464	0	464	-
Фланговый уклон	0,04	14	5	125	-	1725	-	-	-	-	-	-
Итого:			43,5	154,5	452	1969,5	1808		1808		1808	2,2%
Нарезные работы												
Защитный слой	1	28	120	-	3360	-	13440	0,025	13104	0,12	14891	20%
Разрезной штрек	1	14	-	-	1680	-	6720	0,12	6048	0,12	6813	9,2%
Итого:			120		5040		20160		19152		21704	29,2%
Очистные работы												
Отработка слоёв	-	-	-	-	11850	-	47400	0,01	46926	0,081	51006	68,6%
Итого:					17280		69120	0,021	67638	0,089	74270	100%

Удельный объём горнопроходческих работ:

$$V_{уд} = \frac{\sum V_{гпр} \times (1 - P)}{B_{бл} \times (1 - n)} \times 1000 =$$

$$= \frac{5040 + 1969,5 \times (1 - 0,089)}{69120 \times (1 - 0,083)} \times 1000 = 101,5 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.21)$$

Удельная длина горнопроходческих работ:

$$L_{уд} = \frac{\sum L_{гпр} \times (1 - P)}{B_{бл} \times (1 - n)} \times 1000 =$$

$$= \frac{(154,5 + 43,5) \times (1 - 0,089)}{69120 \times (1 - 0,083)} \times 1000 = 0,89 \text{ м}^3/1000\text{т} \quad (1.22)$$

## 2 Горные машины и оборудование

### 2.1 Выбор способа отделения горной массы от массива

Практика убедительно показывает, что в настоящее время 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 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

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

пород относительная трудоемкость буровзрывных и в первую очередь буровых работ возрастают.

Анализируя вышесказанное, для условий данного рудника принимается буровзрывной способ отделения горной породы от массива.

## 2.2 Выбор бурового оборудования

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:

высокая крепость и абразивность руд;  
разнообразие площадей поперечных сечений очистных забоев;  
жесткие требования по ограничению загрязнения воздушной среды (пыль, газ, масляный туман);

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:

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

Наибольшее распространение получили механические способы, которые по характеру приложения силовых нагрузок и работы инструмента в забое разделяются на четыре способа:

1. Ударный;
2. Вращательный;
3. Ударно-вращательный;
4. Вращательно-ударный.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения, представлены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Область применения и тип используемого оборудования при различных способах бурения

Способ бурения	Коэффициент крепости пород	Тип оборудования
вращательный	до 2	ручные сверла, пневматические сверла;
	2-6	колонковые сверла
ударный	2-20	переносные телескопные перфораторы, буровые каретки с бурильными машинами ударно-поворотного действия
ударно-вращательный	2-20	погружные пневмоударники
вращательно- ударный	2-16	буровые головки

Исходя из горно-геологических условий проведения работ и крепости породы, для дальнейших расчётов принимаем как способ бурения – вращательно-ударное бурение. При котором разрушение породы на забое шпура или скважины происходит под действием осевого усилия ударной нагрузки с одновременным вращением инструмента.

### ***Буровое оборудование***

Выбор бурового оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое оборудование должно отвечать следующим основным требованиям:

1. Обеспечивать заданную производительность;
2. Обеспечивать высокую надёжность;
3. Обеспечивать минимальную трудоёмкость и стоимость;
4. Обеспечивать экологичность окружающей среды.

Учитывая крепость буримых пород, а также заданную систему разработки рудника принимается самоходное оборудование. Самоходные бурильные установки позволяют наиболее полно решать вопросы комплексной механизации бурения шпуров, исключая ручной труд и улучшая санитарно-гигиенические условия работы, и, кроме того, они частично механизуют или облегчают выполнение таких операций, как осмотр и крепление забоя, зарядание шпуров, оборка кровли и др.

Критериями выбора машин являются:

1. Соответствие машин горно-геологическим условиям;
2. Обеспечение заданной мощности и производительности;
3. Обеспечение высокой надёжности;
4. Обеспечение минимальной трудоёмкости и стоимости;
5. Обеспечение сохранения экологии окружающей среды;
6. Обеспечение автономности привода, что позволяет устранить сложные коммуникации и работы по их систематическому наращиванию;
7. Обеспечение безопасности при эксплуатации.

Система разработки данного месторождения, опыт эксплуатации отечественных и зарубежных машин, стоимость и доступность запасных частей к ним, а также относительная простота обслуживания и технического ремонта, позволяют предварительно принять самоходные бурильные установки типа DD420-60и УБШ-322Д.

Техническая характеристика установок приведена в таблице 2.2.

Соответствие выбранных буровых установок приведен в таблице 2.3.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		



Проанализировав все представленные варианты, видно, что машины в целом одинаковы. Машины фирмы Sandvik более надежны, но стоимость на порядок выше отечественной. Для окончательного варианта, рассчитаем обе машины на производительность, и количество.

### 2.3 Выбор бурового инструмента

В горнодобывающей промышленности применяются главным образом составные буры со съёмными коронками, армированные твёрдыми сплавами.

Коронки, армированные штырями сферической формы, самозатачивающиеся. В процессе бурения у них истирается матрица и обнажается твёрдый сплав. Они являются инструментом одноразового использования. Остальные типы коронок подлежат заточки после затупления.

Т.к. породы монолитные, трещиноватые то целесообразно выбрать коронку КТП65-38.

В данном дипломном проекте выбираем буровые штанги из пустотелых труб с наружным диаметром 38 мм. Длина штанг равна ходу подачи бурильной машины.

### 2.4 Расчёт режимных параметров

#### 2.4.1 Расчёт объёмов работ

Согласно заданию известна производительность рудника по горной массе  $Q_z=2000$  тыс.т. в год. Проектируемый рудник работает по 3-х сменному графику.

В соответствии с Трудовым Кодексом и технологией производства принимаем число рабочих дней,  $N_{раб.дн.}=305$  дней.

Отсюда можно рассчитать суточную, сменную и часовую производительности:

$$Q_{сут} = \frac{Q_z}{N_p} = \frac{2000 \cdot 10^3}{305} = 6557,4 \text{ т/сут} \quad (2.1)$$

$$Q_{см} = \frac{Q_{сут}}{N_{см}} = \frac{6557,4}{3} = 2200 \text{ т/см} \quad (2.2)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$Q_{сут} = \frac{Q_z}{305 \cdot \gamma \cdot \lambda} = \frac{2000 \cdot 10^3}{305 \cdot 4 \cdot 0,96} = 1707 \text{ шпм/сут} \quad (2.4)$$

$$Q_{см} = \frac{Q_{сут}}{N_{см}} = \frac{1707}{3} = 570 \text{ шпм/см} \quad (2.5)$$

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

$\lambda = 0,96 \text{ м}^3/\text{м}$  - выход руды с 1 п. м шпура (глубиной 3 м и диаметром 40 мм).

$N_{см}$  - количество смен в сутки.

$N_p$  - количество рабочих смен в год.

## 2.5 Расчёт количества буровых машин для горнопроходческих работ

Принимаем для горнопроходческих работ УБШ-322Д.

Техническая производительность:

$$Q_{тех} = \frac{60}{t_{бур} + t_{вспом}} = \frac{60}{1,78 + 1} = 21,6 \text{ шпм/ч} \quad (2.7)$$

где  $t_{бур}$  – время бурения шпура длиной 1 м, 1,78 мин.

$t_{вспом}$  – вспомогательное время, нужное для бурения шпура длиной 1 мин.

$$t_{вспом} = t_{ман} + t_{ох} + t_k = 0,35 + 0,35 + 0,3 = 1 \text{ мин} \quad (2.8)$$

где  $t_{ман}$  – время манёвров машины, связанное с её установкой и переустановкой, мин;

$t_{ох}$  – время обратного хода буровой машины отнесённое к 1 м шпура, мин

$t_k$  – время на замену коронок, мин.

$$t_{бур} = \frac{1}{V_{мех} \cdot N \cdot K_0} = \frac{1}{0,35 \cdot 2 \cdot 0,8} = 1,78 \text{ мин} \quad (2.9)$$

где  $V_{мех}$  – механическая скорость бурения, м/мин;

$N$  – число бурильных машин на установке, шт;

$K_0$  – коэффициент одновременной работы двух манипуляторов

$$V_{мех} = \frac{56 \cdot A \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{сж}^{0,59} \cdot 10^3} = \frac{56 \cdot 90 \cdot 98 \cdot 60}{65^2 \cdot 160^{0,59} \cdot 10^3} = 0,35 \text{ м/мин} \quad (2.10)$$

где  $A$  – энергия удара, Дж;

$n$  – частота ударов поршня перфоратора, Гц;

$d$  – диаметр буровой коронки;

$\sigma_{сж}$  – временное сопротивление породы сжатию, МПа.

Эксплуатационная сменная производительность УБШ-322Д:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$Q_{\text{эксн}} = \frac{T - (t_{\text{пз}} + t'_{\text{пз}} + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10 + 40 + 40 + 50)}{1,78 + 1} = 100 \text{ шпм/см} \quad (2.11)$$

где Т продолжительность рабочей смены, мин;

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

$t'_{\text{пз}}$  - 9,5% от 420 мин;

$t_0$  – время отдыха бурильщика (10% от 420 мин), мин;

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

Рабочий парк установок УБШ-322Д, ед

$$N_{\text{раб}} = \frac{V^{\text{экс}}}{Q_{\text{с.м}}^{\text{экс}}} = \frac{570}{100} = 6 \text{ ед} \quad (2.14)$$

где  $V^{\text{экс}}$  – суточная производительность рудника;

Инвентарный парк установок УБШ-322Д, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\text{г}} = 6 / 0,85 \approx 8 \quad (2.15)$$

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

**Аналогично рассчитываются установки DD420-60**

Техническая производительность DD420-60, шпм/ч

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{60}{1,42 + 1} \approx 25 \quad (2.16)$$

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

$$t_{\text{бур}} = \frac{1}{V_{\text{мех}} \cdot N \cdot K_0} = \frac{1}{0,43 \cdot 2 \cdot 0,8} \approx 1,42 \quad (2.17)$$

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

$K_0 = 0,8$  – коэффициент, учитывающий одновременную работу двух буровых машин;

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

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		42

$$V_{\text{мех}} = \frac{56 \cdot A \cdot n \cdot 60}{d^2 \cdot \sigma_{\text{сж}}^{0,59} \cdot 10^3} = \frac{56 \cdot 180 \cdot 60 \cdot 60}{65^2 \cdot 160^{0,59} \cdot 10^3} \approx 0,43 \quad (2.18)$$

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

$$t_{\text{вспом}} = t_{\text{ман}} + t_{\text{ох}} + t_{\text{к}} = 0,45 + 0,45 + 0,1 = 1 \quad (2.19)$$

Эксплуатационная сменная производительность DD420-60, шпм/смену

$$Q_{\text{экс}} = \frac{T - (t_{\text{нз}} + t_{\text{нз}}^I + t_0 + t_{\text{взр}})}{t_{\text{бур}} + t_{\text{вспом}}} = \frac{420 - (10 + 40 + 40 + 50)}{1,42 + 1} \approx 120 \quad (2.20)$$

Годовая эксплуатационная производительность установки DD420-60, шпм/ГОД

$$Q_{\text{экс}}^{\Gamma} = Q_{\text{экс}} \cdot (H - n_{\text{р}}) \cdot s = 120 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 93600 \text{ шпм/г} \quad (2.21)$$

Рабочий парк установок DD420-60, ед

$$N_{\text{раб}} = \frac{V^{\text{экс}}}{Q_{\text{см}}^{\text{экс}}} = \frac{570}{120} = 5 \text{ ед} \quad (2.22)$$

Инвентарный парк установок DD420-60, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_{\Gamma} = 5 / 0,85 \approx 6 \quad (2.23)$$

Окончательный выбор оптимальный буровой установки определяется с помощью таблицы 2.4.

Таблица 2.4 – Выбор оптимальной буровой установки

Критерий выбора	Единицы измерения	Варианты	
		DD420-60	УБШ-322Д
Число установок	ед.	6	8
Стоимость машины	млн.руб.	40	26
Эксплуатационная сменная производительность установки	шпм/смену	120	100
Ход подачи (глубина шпура)	м	3 - 4	3
Масса машины	т	12	12

Максимальные размеры забоя, обуреваемого с одной установки:			
высота	м		4,4
ширина		3,25	4,5
Транспортные габариты:			
длина	мм	12000	11000
ширина		2250	1750
высота		2350	2300

Проанализировав все представленные варианты, окончательно принимаем машину DD420-60 производства финской компании Sandvik. Машины фирмы Sandvik отвечают всем заявленным нами требованиям. При выборе конкретной машины за критерии оценки были выбраны надежность, автоматизация и механизация процессов бурения, безопасность ведения горных работ и производительность.

## **2.6 Обоснование и выбор оборудования для погрузки и доставки горной массы**

### **Погрузочно-доставочное оборудование**

Опыт отечественных рудников по добыче цветных металлов показывает, что для камерно-столбовой системы разработки механизированный способ доставки руды, с использованием современного мощного самоходного оборудования, является самым прогрессивным.

Выбор самоходного оборудования осуществляется с учётом его целесообразного применения, оценки достоинств и недостатков, его стоимости, а также стоимости запасных частей.

Принятое транспортное оборудование должно отвечать следующим основным критериям:

- Соответствие горно-геологическими и горно-техническим условиям (габариты; величина преодолеваемого уклона; тип привода и ходового оборудования);
- Экономический критерии (стоимость оборудования; стоимость технического обслуживания и запасных деталей; унифицированность узлов; тип используемой энергии);
- Безопасность эксплуатации (пыле-, шумоподавление; защита от заколов);

- Надежность (безотказность, долговечность, ремонтпригодность);
- Обеспечение необходимой технической производительности.

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).

Основные недостатки: высокая стоимость оборудования и запасных частей; сравнительно малый срок службы дизельных машин (3-6 лет); длительные ремонты, в связи, с чем обычно лишь около 1/3 – 1/2 машин готовы к эксплуатации; 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 м<sup>2</sup> 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.

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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

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

Широкое применение в погрузочно-транспортных 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.

В горной промышленности распространение получили в основном следующие машины и комплексы:

- №1. Погрузочно-доставочные машины;
- №2. Погрузочные (или погрузочно-доставочные, используемые как погрузчики) машины в комплексе с автосамосвалами;
- №3. Скреперная доставка;
- №4. Самоходные вагоны в комплексе с ПМ;
- №5. Самотечная доставка.

Из представленных вариантов нами будет выбран наиболее приемлемый исходя из приведённых ниже критериев:

1. Соответствие горно-геологическим условиям;
2. Высокая производительность;
3. Минимальная стоимость;
4. Максимальная надёжность;
5. Автономность привода;
6. Обеспечение безопасности при эксплуатации.

Таблица 2.5 – Анализ погрузочно-доставочного оборудования

Критерии выбора	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5
1. Соответствие горно-геологическим условиям	+	+	+	+	-

2.Высокая производительность	+	+	-	+	+
3.Минимальная стоимость	-	-	+	-	+
4.Максимальная надёжность	-	-	+	-	+
5.Автономность привода	+	+	-	+	+
6.Безопасность при эксплуатации	+	+	+	+	+

Проанализировав все варианты погрузочно-доставочного оборудования можно сделать вывод, что при данной системе разработки и при заданных критериях, подходит только Вариант №1 с погрузочно-доставочными машинами.

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

Широкое применение в ПДМ получил дизельный привод.

Модели машин, снабжённые электродвигателями, питаются от электрической сети, через кабель, намотанный на барабан, через траллею или при их комбинации. В связи с этим снижается манёвренность машин, безопасность при эксплуатации и обслуживании, и как следствие, производительность.

Машины с пневматическим приводом питаются от стационарной воздушной сети через шланги, что снижает скорость машин и манёвренность. Машины данного типа имеют низкий КПД. Данный привод используется для машин лёгкого класса с небольшим радиусом действия.

Таблица 2.6– Анализ вида погрузочно-доставочных машин

Критерии выбора	ПД	ПТ	ПНБ+самоходный вагон
Соответствие горно-геологическим условиям	+	+	+
Манёвренность	+	+	-
Надёжность	+	+	-
Трудоёмкость ремонта/стоимости	+/+	+/+	-/-

машины			
Экологичность	-	-	+
Автономность привода	+	+	-
Высокая производительность	+	+	+

При анализе различных видов доставочных машин, стало понятно, что в данных условиях и с учётом выполнения всех требований, нам больше всего подходят машины типа ПД. Они характеризуются высокой манёвренностью и производительностью.

Таблица 2.7 – Технические характеристики погрузочно-доставочных машин

Показатели	Погрузочно-доставочная машина	
	СТ-7	ПД-5А
Грузоподъёмность, т	6.8	6
Ёмкость ковша, м <sup>3</sup>	2,3-3,8	2-3
Скорость передвижения, км/ч	20	15
Мощность двигателя, кВт	144	120
Размеры, мм:		
Длина	8620	8000
Ширина	2120	2200
Высота	2160	1850
Масса, кг	19300	15000

### 2.6.1 Расчёт количества ПДМ для очистных работ

Эксплуатационная сменная производительность СТ-7:

$$Q_{\text{экс}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_3}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 2,3 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,9}{25 + 230 + 20} = 760 \text{ м}^3/\text{см} \quad (2.24)$$

где E – вместимость ковша машины, м<sup>3</sup>;

T – продолжительность работы в течении смены, ч;

t<sub>погр</sub> – время погрузки, с;

t<sub>разгр</sub> – 10-20 сек.

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_n \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 10 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,4 = 25 \text{ сек} \quad (2.25)$$

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

$K_{ц}$  – коэффициент наполнения ковша;

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

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

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

$$t_{движ} = 3600 \cdot L \cdot \left( \frac{1}{V_{гр}} + \frac{1}{V_{пор}} \right) \cdot K_{дв} = 3600 \cdot 0,22 \left( \frac{1}{8} + \frac{1}{10} \right) \cdot 1,3 = 230 \text{ сек} \quad (2.26)$$

где  $L$  – длина откатки руды, км;

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

$V_{пор}$  – скорость машины в порожнем направлении, км/ч;

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

Годовая эксплуатационная производительность ST-7:

$$Q_{эксн}^Г = Q_{эксн} \cdot (H - n_p) \cdot n = 760 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 592800 \text{ т/год} \quad (2.27)$$

где  $H$  – количество рабочих дней машины в году;

$n_p$  – количество ремонтных дней в году;

$n$  – число смен в сутки.

Списочный парк машин ST-7:

$$N_{сн} = \frac{A_{ПР} \cdot K_p}{Q_{экс}^Г} = \frac{2000000 \cdot 1,15}{592800} = 4 \text{ ед} \quad (2.28)$$

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

$A_{ПР}$  – годовая производительность рудника, т/год.

С учётом работ по зачистке и отсыпке транспортных выработок и уклонов, подсыпке перемычек и прочих вспомогательных работ, принимаем списочный состав ПДМ ST-7– 4ед.

Инвентарный парк машин ST-7:

$$N_{инв} = \frac{N_{сн}}{K_{Г}} = \frac{4}{0,85} = 5 \text{ ед} \quad (2.29)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $K_r$  – коэффициент готовности машины.

### Расчет параметров машин ПД-5А

Эксплуатационная сменная производительность ПД-5А, т/смену

$$Q_{\text{эксп}} = \frac{3600 \cdot E \cdot T \cdot \gamma \cdot K_s}{t_{\text{погр}} + t_{\text{движ}} + t_{\text{разгр}}} = \frac{3600 \cdot 2 \cdot 7 \cdot 4 \cdot 0,9}{25 + 230 + 20} = 660 \quad (2.31)$$

где  $E = 1,4 \text{ м}^3$  – вместимость ковша машины;

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

$t_{\text{разгр}} \approx 10 \dots 20 \text{ с}$ ;

$t_{\text{погр}}$  – время погрузки, с

$$t_{\text{погр}} = t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{ман}} \cdot K_{\text{рем}} = 10 \cdot 1,2 \cdot 1,5 \cdot 1,4 = 25 \text{ сек} \quad (2.32)$$

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

$$t_{\text{движ}} = 3600 \cdot L \cdot (1/V_{\text{гр}} + 1/V_{\text{пор}}) \cdot K_{\text{дв}} = 3600 \cdot 0,22 \cdot (1/8 + 1/10) \cdot 1,3 \approx 230 \quad (2.33)$$

где  $L \approx 0,22 \text{ км}$  – длина откатки руды;

$V_{\text{гр}} \approx 8 \text{ км/ч}$  – скорость машины в грузовом направлении;

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

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

Годовая эксплуатационная производительность ПД-5А, т/год

$$Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = Q_{\text{эксп}} \cdot (H - n_p) \cdot s = 660 \cdot (305 - 45) \cdot 3 = 514800 \quad (2.34)$$

Рабочий парк машин ПД-5А, ед

$$N_{\text{раб}} = A_{\text{г}} \cdot K_p / Q_{\text{эксп}}^{\text{г}} = \frac{2,0 \cdot 10^6 \cdot 1,15}{514800} \approx 5 \quad (2.35)$$

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

Инвентарный парк машин ПД-5А, ед

$$N_{\text{инв}} = N_{\text{раб}} / K_r = 5 / 0,85 \approx 6 \quad (2.36)$$

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

Для определения оптимального варианта доставки руды выше приведенными погрузочно-доставочными машинами составляется табл.2.8.

Таблица 2.8

Основные параметры	Единица измерения	Машины	
		ПД-5А	ST-7
Количество машин	шт.	6	5

Эксплуатационная сменная производительность	т/смену	660	760
Грузоподъёмность	т	6	6,8
Двигатель		дизельный	дизельный
Мощность	л.с	120	144
Масса	т	15	19,3
Линейные размеры выработки	м	2,9* 3,6	3,3*3
Стоимость машины	Млн.р	4,5	5,8

Так как при прочих равных условиях достоинствами импортных машин, по сравнению с отечественными, являются высокая производительность, безотказность работы, удобство в обслуживании и эксплуатации, надёжность. Уменьшение надёжности ведёт к увеличению парка машин и ремонтного персонала. Окончательно принимаем погрузочно-доставочные машины марки ST-7.

## 2.7 Самоходное оборудование для вспомогательных работ

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

- для доставки гранулированных ВВ и зарядания шпуров предназначена дизельная машина Charmec 6605 В. Принимаем 3 ед.

- машины для торкретирования горных выработок: Spraymec 8100 VC. Принимаем 4ед.

- для доставки бетона и разгрузки их в машины при возведении набрызг-бетонной крепи выпускается бетоновоз Utimec MF 500 Transmixer. Принимаем 4 ед.

- машина Charmek-2К применяется в качестве кровлеоборочной, при установке штанговой крепи, а так же используются при выполнении различных подъёмных и монтажных операций. Принимаем 4 ед.

- машина Utimec для перевозки людей Rider. Принимаем 3 ед.

- грузовая автотележка с краном Crane для выполнения подъёмно-транспортных операций. Принимаем 2 ед.

- топливо маслозаправщик Lube. Принимаем 2 ед.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

- машины для штангового крепления RobotG 395. Принимаем 2 ед.
- машины для дробления негабаритов (типа Скаймек 800 Брейкер фирмы Тамрок). Принимаем Скаймек 800 – 1 ед. Брейкер – 1 ед.

Общее количество используемого оборудования приведена в таблице 2.8

Таблица 2.9 Количество используемого оборудования

Наименование	Количество
Буровые установки:	6
Погрузочно-доставочные машины:	5
Машины для перевозки людей	3
Машины для доставки ВВ	3
Машины для доставки ГСМ	2
Машины для оборки кровли	4
Машины для дробления негабаритов	2
Машины для доставки грузов и материалов	4
Итого:	29

## 2.8 Правила технической эксплуатации самоходного дизельного оборудования

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

Комплекс сооружений в сочетании с набором передвижных ремонтных средств обеспечивает выполнения 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.

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

Периодический осмотр водитель машины выполняет 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 двух часов. Возникающие в процессе работы неисправности машины, их устранение и перечень выполненных работ заносят в специальный журнал, который должен находиться на каждой машине.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

### 3 Транспорт рудника

#### 3.1 Обоснование вида и выбора транспорта

Автомобильная откатка – по капитальным затратам превосходит вариант откатки с помощью конвейера, но в два раза уступает локомотивной откатки. По эксплуатационным затратам данный вид транспорта является самым дорогим. 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 пневмошин. 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.

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

#### 3.2 Приближённый расчет локомотивной откатки

Зная, что производительность рудника составляет 2 млн тонн в год, поскольку шахта не опасна по газу и пыли, то для откатки рекомендуют применение контактного электровоза типа К28 [Пухов].

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.

Учитывая заданную производительность выбираем вагонетки ВГ-10 с объемом кузова 10 м<sup>3</sup>.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Расчет поперечного сечения выработки [1, с.121].

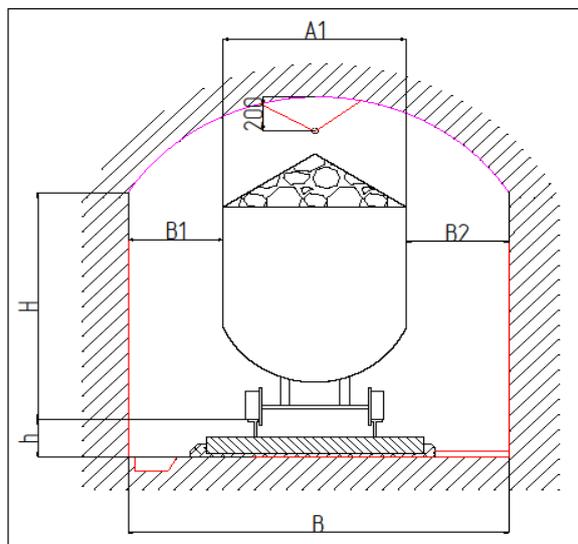


Рисунок 3.1 – Сечение откаточной выработки при локомотивной откатке

$$H = 1800; A_{\text{э}} = 1350; h = 90 + 110 = 200; \quad (3.1)$$

$$A = 700; b = 200; \quad (3.2)$$

$$B = 700 + 1350 + 200 = 2250 \quad (3.3)$$

$$R = 0.692 \cdot B = 0.692 \cdot 2250 = 1557 \quad (3.4)$$

$$S = B \cdot (H + 0.25 \cdot R) = 2250 \cdot (1800 + 0.25 \cdot 1557) = 4,9 \text{ м}^2 \text{ (по ПТЭ } 5 \text{ м}^2) \quad (3.5)$$

Расчет локомотивного транспорта [2, с.121]

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:

$$P + Q_{\text{гр}} = \frac{1000 \psi P_c}{\omega_{\text{гр}} + i_{\text{ср}} + 110 j_0}, T \quad (3.6)$$

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

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

$\Psi$  - коэффициент сцепления колес электровоза с рельсами, принимается для мокрых рельсов 0,2;

$\omega_{\text{гр}}$  - ходовое удельное сопротивление движению груженой вагонетки, 7 кг/т [1];

$i_{cp}$  - сопротивление от уклона равного сопротивления, кг/т; для вагонеток с роликотподшипниками примерно составляют 3% или 3 кг/т;

$j_0$  - пусковое ускорение, принимается 0,05 м/с<sup>2</sup>;

$$14 + Q_{cp} = \frac{1000 \times 0,2 \times 28}{7 + 3 + (110 \times 0,05)} = 389 \text{ т},$$

$$Q_{гр} = 389 \text{ т}.$$

По величине груженого состава определяем количество вагонеток в составе:

$$n = \frac{Q_{gp}}{G_g + G_b} \quad (3,7)$$

где  $G_g$  - вес груза 40 т;

$G_b$  - собственный вес вагонетки 9,0;

$$n = \frac{389}{49} = 8$$

Принимаем 8 вагонеток в составе.

Вес порожнего состава:

Вес груза в вагонетке ВГ-10  $10 \cdot 4 = 40$  т

Вес вагонетки с грузом  $9,0 + 40 = 49$ т

Тяговые расчеты

Сила тяги в период установившегося движения:

для груженого состава

$$F_{gp} = (P + Q_{gp})(\omega_{gp} - i) \text{ , кг}; \quad (3.8)$$

$$F_{гр} = (28 + 389) \times (7 - 3) = 1668 \text{ кг},$$

для порожнего состава

$$F_{пор} = (P + Q_{пор})(\omega_{пор} + i_{cp}) \text{ , кг}; \quad (3.9)$$

$$F_{пор} = (28 + 49) \times (7 + 3) = 770 \text{ кг}.$$

Продолжительность движения электровоза с гружёным и порожним составом в течении одного рейса:

с груженым составом

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$T_{гр} = \frac{L_{\max} \cdot 60}{\vartheta_{х.гр}} = \frac{1,4 \cdot 60}{4,15} = 20 \text{ мин} \quad (3.10)$$

с порожним составом

$$T_{пор} = \frac{L_{\max} \cdot 60}{\vartheta_{х.пор}} = \frac{1,4 \cdot 60}{5,75} = 14 \text{ мин}$$

Сила тяги, приходящаяся на один двигатель:

$$f_{2cp} = \frac{F_{cp}}{2}, \text{ кг}; \quad (4.1.8)$$

$$f_{2пор} = \frac{F_{пор}}{2}, \text{ кг}; \quad (3.11)$$

$$F_{2гр} = 1668/2 = 834 \text{ кг.}$$

$$F_{2пор} = 770/2 = 385 \text{ кг.}$$

Продолжительность одного рейса:

$$T_p = T_{ос} + \theta, \text{ мин}; \quad (3.12)$$

$$T_p = 34 + 30 = 60$$

где  $\theta$  - продолжительность пауз, состоит из: продолжительности маневровых операций (загрузка одной вагонетки под люком 2 мин; время разгрузки в опрокидывателе двух вагонеток 0,85 мин и резерв времени на различные задержки 5-10 мин).

$$\theta = 8 \times 2 + 5 \times 0,85 + 5,75 = 26 \text{ мин.}$$

Тормозная сила электровоза определяется из выражения:

$$B = 1000 \varphi \delta P_m, \text{ кг} \quad (4.1.11)$$

где  $\varphi$  – коэффициент трения между колодкой и бандажом; принимается 0,2;

$\delta$ - коэффициент нажатия колодок; принимается 0,8

$$B = 1000 \times 0,2 \times 0,8 \times 28 = 4480 \text{ кг.}$$

Удельная тормозная сила для груженого состава:

$$b_{cp} = \frac{B}{P + Q_{cp}}, \quad (3.13)$$

$$b_{cp} = \frac{4480}{28 + 389} = 10,5$$

Тормозное замедление:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		57

$$j_m = 0,01(b_{ep} + \omega_{ep} - i_{cp}), \text{ м/с}^2 \quad (4.1.13)$$

$$j_m = 0,01 \times (10,5 + 7 - 2) = 0,15 \text{ м/с}^2.$$

Продолжительность периода торможения:

$$t_m = \frac{v_m}{j_m}, \text{ с } (v_T = v_{гр}); \quad (3.14)$$

$$t_m = 4,15 / 0,15 = 28 \text{ сек.}$$

Путь торможения:

$$l_m = \frac{v_{ep} t_m}{2}, \text{ м}; \quad (3.15)$$

$$l_m = 4,15 \times 28 / 2 = 57,5 \text{ м } (l_m < l_{дон})$$

Определение количества и производительности электровозов.

Число возможных рейсов в смену:

$$Ч = \frac{60 \times T_{см}}{T_p} \times K_9, \quad (3.16)$$

где  $T_{см}$  - продолжительность работы электровоза в смену, 7ч;

$K_9$  - коэффициент, учитывающий время на подготовку к работе, после работы электровоза,  $K_9 = 0,9$

$$Ч = \frac{60 \times 7}{60} \times 0,9 = 7 \text{ рейсов.}$$

Потребное число всех рейсов для вывозки грузов по всей шахте

$$Ч_{гр} = \frac{\kappa A_{см} * a}{n G_в}, \quad (3.17)$$

где  $\kappa = 1,5$  - коэффициент неравномерности откатки;

$A_{см}$  - сменная производительность шахты, т;

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

$n$  - число вагонеток в составе, шт.;

$G_в$  - грузоподъемность вагонетки, т.

$$A_{см} = 2000000 / 305 \times 3 = 220 \text{ т/смену.}$$

$$Ч_{гр} = 1,5 \cdot 220 \cdot 1,2 / 8 \cdot 25 = 2 \text{ рейса}$$

Число рейсов с людьми  $Ч_{л}$  в смену принимается равным числу крыльев шахты:

$$Ч_{л} = 4$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		58

Общее число рейсов в смену:

$$Ч_c = Ч_{гр} + Ч_{л}, \text{ шт.} \quad (3.18)$$

$$Ч_c = 2 + 4 = 6 \text{ рейса}$$

Потребное число электровозов для работы:

$$N_{эл.р.} = \frac{Ч_c}{Ч}, \text{ шт.} \quad (3.19)$$

$$N_{эл.р.} = 6 / 7 = 1 \text{ электровоз}$$

Инвентарное количество электровозов с учетом запасных:

$$N_{и} = N_{эл.р.} + N_{рез}, \text{ шт.} \quad (3.20)$$

где  $N_{рез}$  – число запасных электровозов; (т.к. количество работающих электровозов менее 5, то предусматривается 1 электровоз).

$$N_{и} = 2$$

### 3.3 Организация ВШТ

Подземный транспорт шахты в административном отношении объединен в участок ВШТ, возглавляемый начальником участка ВШТ. Служба движения ведает организацией движения груженых и порожних составов по откаточным выработкам, а также на поверхности шахты и обеспечивает наличие порожняка на погрузочных пунктах и бесперебойную вывозку грузов по утвержденному графику, безопасность работ на погрузочных и обменных пунктах, а также при движении электровозных составов. Структура управления ВШТ представлена на рисунке 3.4.

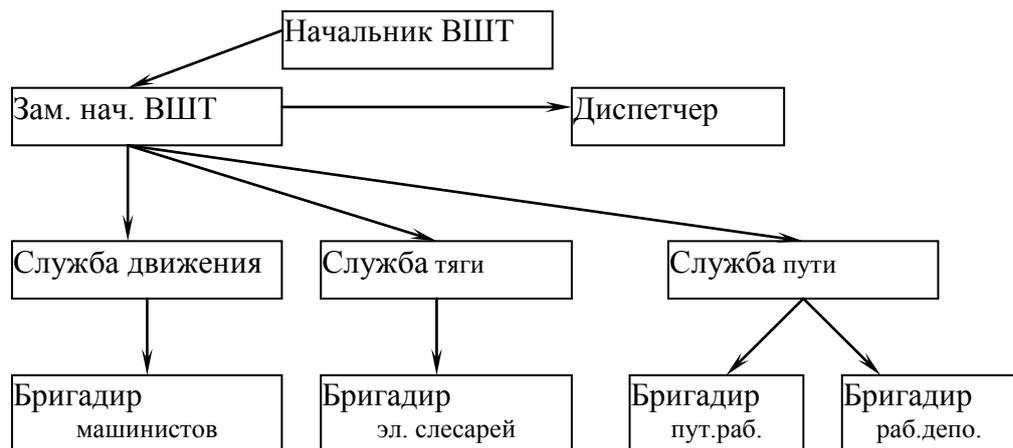


Рисунок 3.4 - Структура управления ВШТ

### 3.4 Расчет себестоимости транспортировки 1т рудной массы

Себестоимость транспортировки сводится к расчету затрат по трем статьям, а именно затраты на электроэнергию, затрачиваемую на перевозку 1т рудной массы, на заработную плату и амортизацию оборудования.

$$C_{эл} = a_{уд} \times C = 0,23 \times 1,5 = 0,34 \text{ руб} / \text{т}; \quad (3,21)$$

где  $C = 1,5$  – стоимость 1 кВт/ч, руб.

Зарботная плата производственных рабочих сведена в таблицу 3.1.

Таблица 3.1- Зарботная плата производственных рабочих

Профессия	Разряд	Явочный состав, человек	Тарифная ставка, руб	Зар. плата, руб
Машинист электровоза	IV	1	45,9	45,9
Слесарь по ремонту	III	2	20	40
Путевые рабочие	III	2	18	36
Итого тарифная ставка в час				121,9
Итого тарифная ставка в смену				853,3
Итого за месяц				25599
Ночные (7%)				1791,2
Итого с ночными				27390,2
Премииальные 40 (%)				10956,1
Итого с премиальными				38346,3
Районный коэффициент (0,8)				30677
Итого с районным коэффициентом				69023,3
Доплата за работу в условия крайнего севера (80%)				30677
Итого с доплатой				99700,3
Отчисления на социальное страхование (31,1%)				31006,7
Всего				130707

Себестоимость транспорта по зарботной плате рабочих составит:

$$C_{з.пл} = \Sigma_{з.пл} / A_{мес} = 130707 / 16667 = 7,8 \text{ руб} / \text{т}. \quad (3,22)$$

Себестоимость транспортирования рудной массы по амортизационным отчислениям приведены в таблице 3.2.

Таблица 3.2- Амортизационные отчисления

Наименование оборудования	Кол-во	Стоим.един. руб.	Общая стоим, руб.	Норма амортизации %	Амортизационные отчисления, руб.
Электровоз К28М	2	1300000	2600000	16,7	434200
Вагонетка ВГ-10	10	50500	505000	16,7	84335
Тяговые подстанции АТП 500/275М	2	310000	620000	10,6	65720
Итого					584255
Неучтенные 10%					5843
Всего					590098

Себестоимость транспорта 1т руды по статье «Амортизация» составит:

$$C_{ам} = \Sigma_{ам} / A_{год} = 590098 / 2000000 = 0,29 \text{ руб/т.} \quad (3.22)$$

Общая цеховая себестоимость подземного транспорта 1т рудной массы с учётом расходов на шпалы, рельсы, контактный провод и т.п. (30% от общей себестоимости) составит:

$$C_{1т} = 2,0 \times (C_{эл} + C_{зл} + C_{ам}) = 2,0 \times (0,34 + 7,8 + 2,9) = 14,3 \text{ руб/т} \quad (3.23)$$

### 3.5 Обоснование выбора параметров рельсовой колеи, строения пути, типа рельса

Исходя из величины грузопотока, применяем рельсы Р-33.

$$P = 2,5 \cdot P_0 = 2,5 \cdot 12,8 = 32 \quad (3.24)$$

Ширина рельсовой колеи принимается 900 мм.

Строение пути должно выполняться в соответствии с правилами ПТЭ. Шпалы назначаются деревянные с пропиткой, балластный слой- щебень твердых пород с размером частиц 20-40 мм.

Поперечный уклон принимается в пределах  $i=0.01-0.02$ . Он необходим для отвода шахтных вод от верхнего строения пути.

Уклон равного сопротивления определится из соотношения.

$$F_{рх} = G_{бр}(\omega + i) \quad F_{рх} = F_{хх}$$

$$F_{хх} = G_m(\omega - i)$$

$$G_{бр}(\omega + i) = G_m(\omega - i)$$

$$G_{бр}=127+10=137т = 137 \text{ кН} \quad (3.25)$$

$$G_t = 9 \cdot 1,27+10 = 21,43 \text{ кН} \quad (3.26)$$

$$\omega = 7 \frac{H}{кН}$$

$$137(7+i)=21.43(7-i) \quad (3.27)$$

$$959+137i=150-21.43i \quad (3.28)$$

$$i = -5$$

$i < \omega$  - значит, самопроизвольного ускорения состава не будет. Уклон в сторону околоствольного двора, а его величина соответствует нормам ПТЭ.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## 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 м<sup>3</sup>/час, общий водоприток в рудник составляет 160 м<sup>3</sup>/час

Таблица 4.1 – Исходные данные

Нормальный водоприток ( $Q_{\text{нор}}$ ), м <sup>3</sup> /час	160
Глубина рудника ( $H_{\text{к}}$ ), м	990
Максимальный приток ( $Q_{\text{макс}}$ ), м <sup>3</sup> /час	230
Вода нейтральная (рН)	7
Длина трубопровода на поверхности ( $L_{\text{пов}}$ ), м	30
Количество суток с нормальным притоком ( $n_{\text{нор}}$ )	305
Количество суток с максимальным притоком ( $n_{\text{макс}}$ )	60
Количество рабочих горизонтов	3

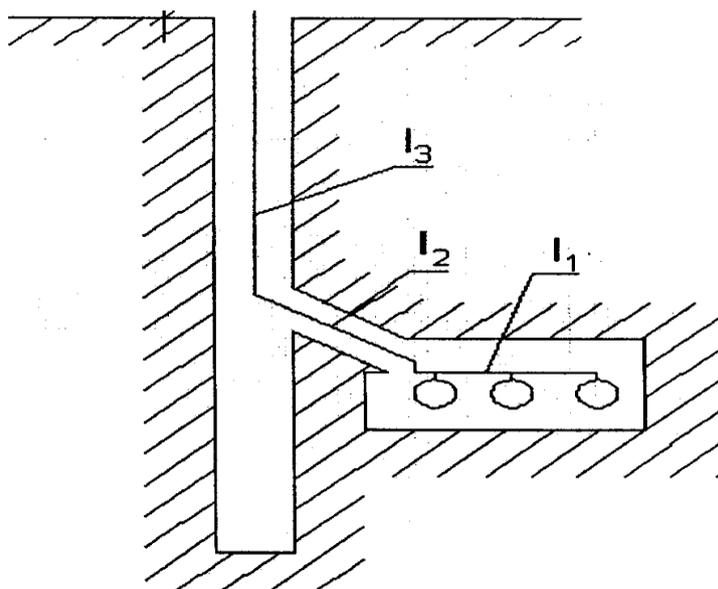


Рисунок 4.1 – принципиальная схема водоотлива

Расчетная подача насоса определяется, исходя из условия, что один насос должен откачивать нормальный суточный приток не более чем за 20ч:

$$Q=24 \cdot Q_H/20=24 \cdot 160/20=192 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (4.1)$$

где  $Q_H=160 \text{ м}^3/\text{ч}$  – нормальный часовой приток воды.

Необходимый напор насоса, м:

$$H=H_r/\eta_r=990/0,95=1035 \text{ м}; \quad (4.2)$$

где  $H_r$  – геодезическая высота подачи;

$\eta_{тр}$  – КПД трубопровода.

$$H_r=H_{вс}+H_H=5+990=995 \text{ м}; \quad (4.3)$$

По каталогу предварительно выбираем насос ЦНС 180 – 1400– 2.

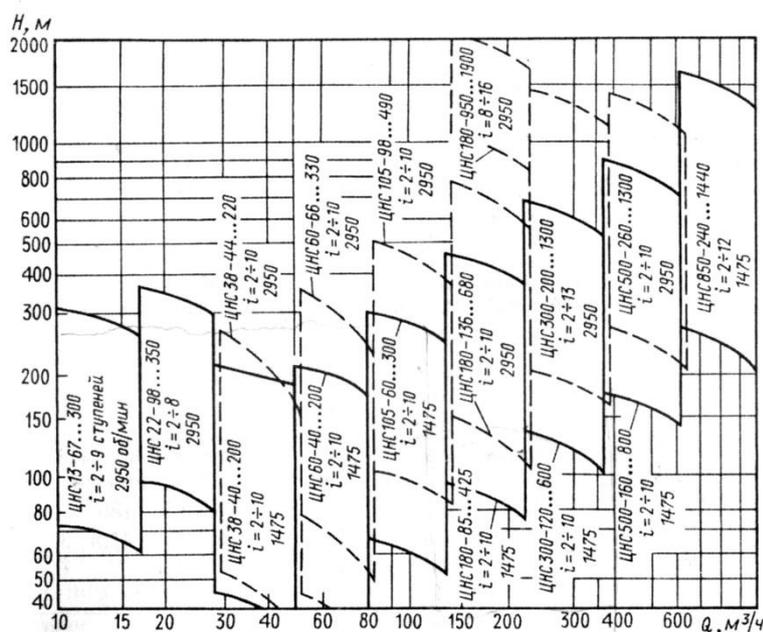


Рисунок 4.2 – поля режимов работы насосов типа ЦНС

Диаметр внутренний нагнетательного трубопровода, м:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot C_H}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 192}{3600 \cdot 3.14 \cdot 2}} = 0.184 \text{ м};$$

где  $V_H$  – скорость движения в нагнетательном трубопроводе, м/с.

Толщина стенки трубопровода определяется по формуле:

$$\delta = \frac{0,01 \cdot H \cdot d}{(2,3 \cdot (\sigma - 6,5) - 0,01 \cdot H) + 1} = \frac{0,01 \cdot 1035 \cdot 0,184}{(2,3 \cdot 153,5 - 0,01 \cdot 1363) + 1} = 0,0073 \text{ м}; \quad (4.5)$$

где  $\sigma$  - допустимое напряжение, МН/м<sup>2</sup> (120-160).

По ГОСТу 8732-78 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внешним диаметром 219 мм, и толщиной стенки  $\delta=8$  мм.

Наружный диаметр трубопровода:

$$d_{нар} = d + 2 \cdot \delta = 0,203 + 2 \cdot 0,008 = 0,219 \text{ м}; \quad (4.6)$$

Фактическая скорость в нагнетательном трубопроводе, м/с:

$$C_H = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_H^2} = \frac{4 \cdot 192}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,203^2} = 1,65 \text{ м/сек}; \quad (4.7)$$

Внутренний диаметр всасывающего трубопровода, м:

$$d_в = \sqrt{\frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot c_в}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 192}{3600 \cdot 3,14 \cdot 1,65}} = 0,158 \text{ м} \quad (4.8)$$

где  $c_в$  – скорость движения во всасывающем трубопроводе, м/с.

Толщина стенки трубопровода определяется по формуле:

$$\delta = \frac{0,01 \cdot H \cdot d}{(2,3 \cdot (\sigma - 6,5) - 0,01 \cdot H) + 1} = \frac{0,01 \cdot 1035 \cdot 0,158}{(2,3 \cdot 153,5 - 0,01 \cdot 1035) + 1} = 0,0063 \text{ м}; \quad (4.9)$$

где  $\sigma$  – допустимое напряжение, МН/м<sup>2</sup> (120-160).

Наружный диаметр трубопровода:

$$d_{нар} = d + 2\delta = 0,158 + 2 \cdot 0,0063 = 0,17 \text{ м}; \quad (4.10)$$

По ГОСТу 8732-58 выбираем стальную бесшовную трубу (марка стали 20) с внешним диаметром 203 мм, и толщиной стенки  $\delta=8$  мм.

Фактическая скорость во всасывающем трубопроводе, м/с:

$$C_H = \frac{4 \cdot Q}{3600 \cdot \pi \cdot d_H^2} = \frac{4 \cdot 192}{3600 \cdot 3,14 \cdot 0,187^2} = 1,94 \text{ м/сек}; \quad (4.11)$$

Потери напора в нагнетательном трубопроводе, м:

$$\begin{aligned} \Sigma \Delta H &= \left( \lambda \frac{l_H}{d_H} + x_3 n_3 + x_{ок} n_{ок} + x_{мп} n_{мп} + x_{вых} \right) \frac{c_H^2}{2g} = \\ &= \left( 0,033 \cdot \frac{500}{0,203} + 0,3 \cdot 2 + 2 \cdot 1,5 + 0,6 + 1 \right) \frac{1,65^2}{2 \cdot 9,81} = 12 \text{ м} \end{aligned} \quad (4.12)$$

где  $l_H$  – общая длина нагнетательного трубопровода, м;

$x_i n_i$  – коэффициенты местных сопротивлений и их количество;

$\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_H}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,203}} = 0,033 \quad (4.13)$$

Потери напора во всасывающем трубопроводе, м:

$$\begin{aligned} \Sigma \Delta H &= \left( \lambda \frac{l_в}{d_в} + x_{нр.хл} + x_{кол} + x_{вых} + x_{вых} \right) \frac{c_H^2}{2g} = \\ &= \left( 0,034 \cdot \frac{5}{0,187} + 6 + 0,6 + 0,5 \right) \frac{1,94^2}{2 \cdot 9,81} = 1,5 \text{ м} \end{aligned} \quad (4.14)$$

где  $l_в$  – общая длина всасывающего трубопровода, м;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		65

$\lambda$  – коэффициент гидравлического сопротивления.

$$\lambda = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{d_n}} = \frac{0,0195}{\sqrt[3]{0,187}} = 0,034 \quad (4.15)$$

Общие потери напора, м:

$$\Sigma\Delta H = \Sigma\Delta H_n + \Sigma\Delta H_{bc} = 12 + 1,5 = 13,5 \text{ м} \quad (4.16)$$

Для окончательного решения о толщине стенки трубопровода по ГОСТ оценивают величину возможного давления в трубах в момент гидравлического удара. Максимальное его повышение:

$$\Delta H = \frac{\frac{c_n \cdot a_0}{g}}{\sqrt{1 + \frac{\varepsilon \cdot d}{E \cdot \delta}}} = \frac{\frac{1,65 \cdot 488}{9,81}}{\sqrt{1 + \frac{2000 \cdot 0,203}{200000 \cdot 0,008}}} = 73,3 \text{ м} \quad (4.16)$$

Наибольшее давление с учетом гидравлического удара, МПа:

$$H = 1,1H_2 + \Delta H = 1,1 \cdot 995 + 73,3 = 1175 \text{ м} = 12 \text{ МПа} \quad (4.17)$$

Манометрический напор, м:

$$H_m = H_2 + \Sigma\Delta H = 995 + 13,5 = 1008,5 \text{ м} \quad (4.18)$$

Постоянная трубопровода:

$$R = \frac{\Sigma\Delta H}{Q^2} = \frac{13,5}{192^2} = 0,00036 \quad (4.19)$$

По формуле  $H = H_2 + RQ^2$  строим напорную характеристику трубопровода.

Q, м <sup>3</sup> /ч	0	54	108	162	216	270	324
H, м	995	1070	1077	1082	1090	1109	1175

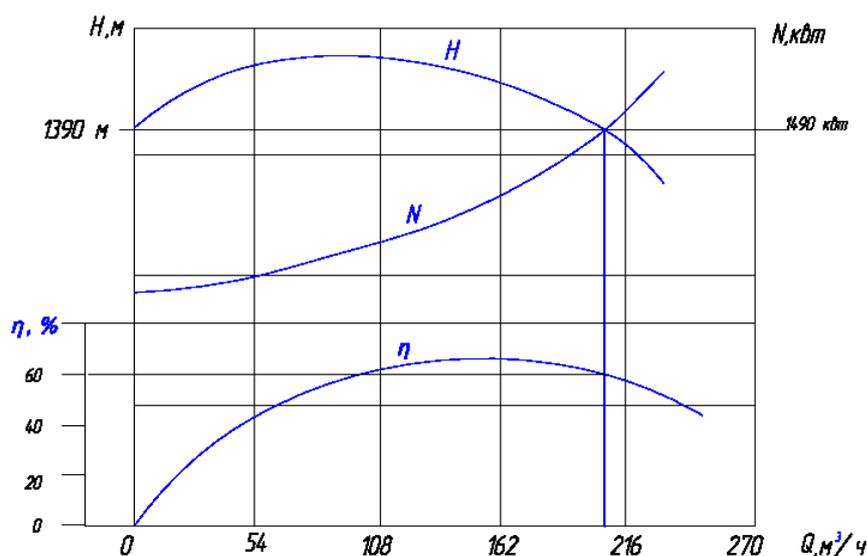


Рисунок 4.3 – График напорных характеристик.

Графически находим параметры характеризующие режим насоса –  $Q_{\phi}=195 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $H_{\phi}=1175 \text{ м}$ ,  $\eta_{\phi}=0,6$ ,  $N_{\phi}=1250 \text{ кВт}$ .

Проверка выбранного насоса на обеспечение экономичности, устойчивости и отсутствие кавитации

Устойчивость:

$$\frac{H_z}{H_m} = \frac{995}{1175} = 0,93 < 1,0 \quad (4.20)$$

Кавитация:

$$H_{\text{вых}} \leq H_{\text{вд.д}}$$

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;

$$\begin{aligned} \Sigma\Delta H &= H_{\text{вс}} \left( \lambda \frac{l_{\text{в}}}{d_{\text{в}}} + x_{\text{пр.хл}} + x_{\text{кол}} + x_{\text{вых}} + x_{\text{вх}} \right) \frac{c_{\text{н}}^2}{2g} = \\ &= 2 + \left( 0,034 \cdot \frac{5}{0,187} + 6 + 0,6 + 0,5 \right) \frac{1,94^2}{2 \cdot 9,81} = 3,5 \text{ м} \quad (4.21) \\ &3,5 = 3,5 \end{aligned}$$

Выбранный насос удовлетворяет всем необходимым требованиям.

Мощность приводного электродвигателя насоса для рабочего режима, кВт:

$$\begin{aligned} N_{\text{д}} &= (1,1 \div 1,5) \cdot 10^{-6} \cdot \rho \cdot g \cdot \frac{H_{\text{д}} Q_{\text{д}}}{3,6 \eta_{\text{д}}} = \\ &= 1,5 \cdot 10^{-6} \cdot 1020 \cdot 9,81 \cdot \frac{1390 \cdot 180}{3,6 \cdot 0,6} = 1738,5 \text{ кВт} \quad (4.22) \end{aligned}$$

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  $N_{\text{д}}=1738,5 \text{ кВт}$  принимаем асинхронный двигатель с короткозамкнутым ротором серии ДАП: ДАП-14-79-4 мощностью 2500 кВт и частотой вращения вала 1500 об/мин, рабочее напряжение 6000В. Окончательно принимаем водоотливную установку, оборудованную тремя насосами одним основным, одним в ремонте и одним резервным насосом ЦНС 180-1400.

Фактическое число часов работы установки при нормальном притоке воды, ч:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		67

$$t_n^\phi = \frac{Q_n \cdot 24}{Q_p \cdot n} = \frac{160 \cdot 24}{195 \cdot 1} = 19,7 \text{ часа} \quad (4.23)$$

где  $n$  – число одновременно работающих установок.

Фактическое число часов работы установки при максимальном притоке воды, ч:

$$t_{max}^\phi = \frac{Q_{max} \cdot 24}{Q_p \cdot n} = \frac{230 \cdot 24}{195 \cdot 2} = 14,1 \text{ часа} \quad (4.24)$$

Объем водосборника,  $m^3$ :

$$V = 1,15 \cdot 4 \cdot Q_{max} = 1,15 \cdot 4 \cdot 230 = 1058 \text{ м}^3 \quad (4.25)$$

Для водоотливной установки принимаем систему автоматизации типа УАВ.

Годовой расход электроэнергии, кВт·ч:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_2 &= \frac{N_{эл.д}}{\eta_{эл.д} \cdot \eta_{эл.сет}} (t_n^\phi \cdot n_p + t_{max}^\phi \cdot n_{max}) = \\ &= \frac{2500}{0,96 \cdot 0,96} (19,7 \cdot 305 + 14,1 \cdot 60) = 18594021,3 \text{ кВт} \cdot \text{ч} \end{aligned} \quad (4.26)$$

где  $\eta_{эл.д}$  и  $\eta_{эл.сет}$  – соответственно КПД электродвигателя и электросети.

Годовой приток,  $m^3$ :

$$\begin{aligned} W_{год} &= (n_n \cdot Q_n + n_{max} \cdot Q_{max}) \cdot 24 = \\ &= (305 \cdot 160 + 60 \cdot 230) \cdot 24 = 1502400 \text{ м}^3 \end{aligned} \quad (4.27)$$

Удельный расход энергии, кВт·ч/ $m^3$ :

$$\mathcal{E}_{уд} = \frac{\mathcal{E}_2}{W_2} = \frac{18594021,3}{1502400} = 12,3 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{м}^3 \quad (4.28)$$

## 4.2 Выбор и расчёт систем вентиляции рудника

### 4.2.1 Расчёт расхода воздуха для обеспечения вентиляции рудника

Расчёт 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:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Годовая производительность  $A = 2,0$  млн.тонн/год. Наибольшее количество людей в руднике  $n = 700$  чел. Количество одновременно взрываемого ВВ по руднику 995 кг. Газовыделение – 0,0%. Суммарная номинальная мощность двигателей внутреннего сгорания, работающих на руднике:

$$\Sigma N = 5 \cdot N_1 + 4 \cdot N_2 = 5 \cdot 196 + 6 \cdot 118 = 1452 \text{ л.с.} \quad (4.29)$$

где  $N_1$  – номинальная мощность дизельного двигателя ПДМ ST-7, 196 л.с.

$N_2$  - номинальная мощность дизельного двигателя DD420-60, 118 л.с.

Принимаем всасывающий способ вентиляции, т.к. в этом случае минимальны капитальные затраты, В случае остановки вентилятора, воздух с поверхности будет поступать за счёт естественной тяги.

Расчёт воздуха:

- по наибольшему числу людей одновременно находящихся в руднике:

$$Q_{p.l.} = 0,1 \cdot n \cdot K_3 = 0,1 \cdot 700 \cdot 1,4 = 98 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.30)$$

где  $n$  – наибольшее число людей, одновременно находящихся в руднике, 700 человек;

$K_3$  – коэффициент запаса воздуха, 1,4.

- по условиям выделения газов после взрывных работ

$$Q_{p.BB} = \frac{500 \cdot B \cdot K_3}{t} = \frac{500 \cdot 995 \cdot 1,4}{1800} = 386,9 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.31)$$

где  $B$  – количество одновременно взрываемого ВВ, кг;

$t$  – время проветривания, 1800 сек.

- по разбавлению вредных примесей выхлопных газов дизельного оборудования:

$$Q_{p.ДВС} = \frac{V_m \cdot \Sigma N \cdot K \cdot K_3}{60} = \frac{5 \cdot 1452 \cdot 0,85 \cdot 1,4}{60} = 144 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.32)$$

где  $V_m$  – норма воздуха на 1 л.с. номинальной мощности ДВС, 5 м<sup>3</sup>/мин;

$K$  – коэффициент одновременной работы, 0,85.

К учёты принимается наибольший расход воздуха, полученный при расчётах по вышеизложенным формулам. Общий расход воздуха для проветривания рудника определяется по формуле:

$$Q_{o.p} = (Q_p + \Sigma Q_0) \cdot 1,1 \quad (4.34)$$

где  $Q$  – наибольший расход воздуха;

$\Sigma Q_0$  – суммарный расход воздуха для обособленного проветривания камерных выработок.

Расчётные данные сведены в таблицу.

Таблица 4.2 – Сводные данные

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Наименование	Объём камер, м <sup>3</sup>	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /сек
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

$$Q_{BM} = \frac{0,07 \cdot V_{BM}}{60} = \frac{0,07 \cdot 1500}{60} = 1,75 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.35)$$

где  $V_{BM}$  – объём склада ВМ.

- для склада горюче-смазочных материалов:

$$Q_{ГСМ} = \frac{0,33 \cdot V_{ГСМ}}{60} = \frac{0,33 \cdot 1200}{60} = 6,6 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.36)$$

где  $V_{ГСМ}$  – объём склада ГСМ.

- для гаражей:

$$Q_{Г} = \frac{0,33 \cdot V_{Г}}{60} = \frac{0,33 \cdot 5000}{60} = 27,5 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.37)$$

где  $V_{Г}$  – объём гаражей.

- для камеры отстоя самоходного оборудования:

$$Q_{к} = \frac{0,33 \cdot V_{к}}{60} = \frac{0,33 \cdot 2000}{60} = 11 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.9)$$

где  $V_{к}$  – объём камеры отстоя самоходного оборудования.

- для медпункта:

$$Q_{МП} = \frac{0,33 \cdot V_{МП}}{60} = \frac{0,33 \cdot 200}{60} = 1,1 \text{ м}^3/\text{сек} \quad (4.38)$$

где  $V_{МП}$  – объём камеры мед. пункта.

Рассчитываем общее количество воздуха:

$$Q_{op} = 1,1 \cdot (386,9 + 48) = 478,4 \frac{\text{м}^3}{\text{сек}} \quad (4.39)$$

#### 4.2.2 Проверка сечения стволов по допустимым скоростям движения воздуха

Проверка площадей сечения стволов и горизонтальных выработок производится после расчёта распределения воздуха для оценки соответствия их допустимым скоростям движения воздуха в соответствии с ЕПБ.

Расчётная скорость движения воздуха в выработках должна удовлетворять условию:

$$V_{min} \leq V_p \leq V_{max}$$

где  $V_{min}$  и  $V_{max}$  – минимальная и максимальная допустимая скорость воздуха в выработке.

Для стволов расчётная скорость движения воздуха определяется из соотношения:

$$V_p = \frac{Q_c}{D \cdot S}, \text{ м/сек} \quad (4.40)$$

где  $Q_c$  – расчётный расход воздуха, проходящий по стволу,  $\text{м}^3/\text{сек}$ ;

$D$  – коэффициент загромождения площади ствола, для горизонтальных выработок: 0,9-0,95

для вертикальных выработок 0,8-0,9

$S$  – площадь сечения ствола,  $\text{м}^2$

Расчётные данные заносятся в таблицу 4.3.

Таблица 4.3 – Расход воздуха на проветривание выработок

Наименование выработок	$S, \text{ м}^2$	Максимальная скорость $V_m, \text{ м/с}$	$D$	Максимальный расход $Q_c, \text{ м}^3/\text{с}$
Воздухоподающие				
КС	41,45	8	0,9	298,4
СС	62,8	8	0,9	298,4
Воздуховыдающие				
ВС1	41,45	15	0,95	590,6
Откаточный горизонт	14	8	0,95	106,4
Вент. восстающий	4	4	0,95	15,2

$$V_{p(КС)} = \frac{Q_c}{D \cdot S} = \frac{290,5}{41,45 \cdot 0,9} = 7,78 \text{ м/сек} \quad (4.41)$$

$$V_{p(ВС)} = \frac{Q_c}{D \cdot S} = \frac{290,5}{41,45 \cdot 0,95} = 7,3 \text{ м/сек} \quad (4.42)$$

$$V_{p(СС)} = \frac{Q_c}{D \cdot S} = \frac{290,5}{62,8 \cdot 0,9} = 5,1 \text{ м/сек} \quad (4.43)$$

$V_{p(КС)} \leq V_{max}$ , т.е. условие выполняется.

$V_{p(ВС)} \leq V_{max}$ , т.е. условие выполняется.

$V_{p(СС)} \leq V_{max}$ , т.е. условие выполняется.

### 4.2.3 Расчёт депрессии рудника

Для определения общешахтной депрессии выбирается вент. струя с наибольшим расходом воздуха и наиболее протяжённая. Депрессия в ней будет наибольшей, и в дальнейшем принимается в качестве общерудничной.

Величину рудничной депрессии рассчитывают по формуле:

$$H = \Sigma h + \Sigma h_m + h_e, \text{ мм вод. ст.}$$

где  $\Sigma h$  – суммарная расчётная депрессия для всех выработок, образующих струю по самому труднопроветриваемому направлению, от устья воздухоподающих стволов, до устья вент. ствола, мм вод. ст., Па.

$\Sigma h_m$  – суммарная расчётная депрессия местных сопротивлений на всём пути движения воздуха, мм вод. ст., Па ( $\Sigma h_m = 15-20\%$  от  $\Sigma h$ )

$H_e$  – депрессия естественной тяги, мм вод. ст., Па (5-10% от  $\Sigma h$ )

Подсчёт депрессии последовательно соединённых выработок рассчитываем по формуле:

$$\Sigma h_i = \Sigma \left( \frac{a_i \cdot P_i \cdot L_i \cdot Q_i^2}{S_i^3} \right), \text{ мм вод. ст.}$$

где  $a_i$  – коэффициент аэродинамического сопротивления выработки, кгс<sup>2</sup>/м<sup>4</sup>

$P_i$  – периметр выработки, м;

$L_i$  – длина выработки, м;

$S_i$  – площадь поперечного сечения выработки, м<sup>2</sup>;

$Q_i$  – расход воздуха по выработке, м<sup>3</sup>/с.

Расчётные данные заносим в таблицу 4.3

Таблица 4.4 – Расчёт депрессии

Название выработки	Тип крепи	$a_i \cdot 10^{-4}$	$L_i$ , м	$P_i$ , м	$S_i$ , м <sup>2</sup>	$R_i$ , Кμ	$Q_i$ , м <sup>3</sup> /с	$h_i$ , мм.вод.ст
Ствол КС	Мон. бетон	39,2	990	25	41,5	0,0011	290,5	149,3
Ствол СС	Мон. бетон	39,2	990	25	62,8	0,0011	290,5	43,1
ВС-1	Мон. бетон	15,0	990	21,4	41,5	0,0012	290,5	48,9
Откаточный Квершлаг	Анкерная и т/б	15,75	498	14	10	0,0016	121,6	162,3
Откаточн	УКК	6,0	100	14	10	0,0011	121,6	236

ый штрек			0					
Вент. восстающих	Т/Б	20	8,5	8	4	0,0015	15,2	0,5
Разрезной штрек	Анкерная и Т/Б	6,0	120	14	10	0,0016	121,6	14,9
Итого:								655

$$H = \Sigma h + \Sigma h_m + h_e = 655 + 131 + 65,5 = 851,5 \text{ ммвод. ст} = 85,1 \text{ Па} \quad (4.44)$$

#### 4.2.4 Выбор вентилятора главного проветривания

Выбор ВГП производится на основе его напорных характеристик  $H_v$  и  $Q_v$ . Производительность вентилятора рассчитываем по формуле:

$$Q_v = K_v \cdot Q_{op} = 1,1 \cdot 290,5 = 319,5 \text{ м}^3/\text{с} \quad (4.45)$$

где  $K_v$  – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через надшахтные сооружения и каналы вентиляторов.

Для определения режимов 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  $H_v$  определяем при значениях  $Q_v$  от 0 до 2.

$$H_v = \Sigma R \cdot Q_v^2 + R_{BV} \cdot Q_v^2, \text{ ммвод. ст} \quad (4.46)$$

где  $\Sigma R$  – сопротивление сети горных выработок, по которым производится расчёт депрессии, кН;

$R_{BV}$  – внутреннее сопротивление в вентиляторной установке, кН.

Для определения внутреннего сопротивления вентиляторной установки выполняем следующие расчёты:

Находим эквивалентное отверстие рудника:

$$A = \frac{0,38 \cdot Q_{op}}{\sqrt{H}} = \frac{0,38 \cdot 290,5}{\sqrt{85,1}} = 10 \text{ м}^2 \quad (4.47)$$

Ориентировочно определяем диаметр колеса вентилятора:

$$d_v = \sqrt{\frac{A}{0,44}} = \sqrt{\frac{10}{0,44}} = 4,7 \text{ м} \quad (4.48)$$

Сопротивление вентиляторной установки определяем по формуле:

$$R_{BY} = \frac{a \cdot \pi}{d_8^4} = \frac{0,06 \cdot 3,14}{5,2^4} = 0,00026 \quad (4.49)$$

где а – коэффициент для центробежных вентиляторов.

Результаты сводим в таблицу 4.4

Таблица 4.5 – Сводная таблица

	0,25Q <sub>b</sub>	0,5Q <sub>b</sub>	0,75Q <sub>b</sub>	1,25Q <sub>b</sub>	1,5Q <sub>b</sub>	2Q <sub>b</sub>
Q <sub>b</sub>	79,8	159,7	239,6	399,4	479,3	639
Q <sub>b</sub> <sup>2</sup>	6380	25520	57420,2	159500,4	229680,6	408321
H <sub>b</sub> , мм вод.ст.	192,1	768,2	1728,3	4800,9	6913,4	12290,5

По расчётным вентиляционным параметрам Q<sub>b</sub> и H<sub>b</sub> выбираем вентилятор ВЦД-47А «Север» - 2 ед.

Таблица 4.6 – Техническая характеристика вентилятора ВЦД-47А

Показатели	Значения
Диаметр рабочего колеса, мм	4700
Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	450-490
Диапазон в зоне промышленного использования -подачи, м/с	20-430
-статическое давление, Па	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 м<sup>3</sup>/с

СС – 290,5 м<sup>3</sup>/с

Выходящий из рудника воздух

ВС-1 – 290,5 м<sup>3</sup>/с

Воздухоподающие стволы оборудованы калориферными установками, а вентиляционный ствол – вентиляторной установкой. На вентиляционном стволе установлен вентилятор главного проветривания. Главная вентиляционная установка состоит из 2-х 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 подъемного сосуда

Часовая производительность, т/ч:

$$Q_{\text{ч}} = K_p * \frac{Q_2}{n_r * t_{\text{ч}}} = 1,15 * \frac{1300000}{305 * 15} = 284 \text{ т/ч}; \quad (4.50)$$

где  $Q_2$  – годовая производительность рудника;

$K_p$  – коэффициент резерва, учитывающий неравномерность поступления грузов к канатному подъемнику;

$n_r$  – количество рабочих дней в году.

Высота подъема, м:

$$H = H_p + h_o + h_n = 990 + 20 + 35 = 1255 \text{ м}; \quad (4.51)$$

где  $H_p$  – 990м глубина рудника;

$h_n$  – 35-40м высота подъема скипа над поверхностью рудника для его разгрузки.

Оптимальный груз, кН:

$$Q = \frac{4 \cdot \sqrt{H+t}}{3600} \cdot Q_{\text{ч}} = \frac{4 \cdot \sqrt{1255+10}}{3600} = 12 \text{ т}; \quad (4.52)$$

где  $t$  – продолжительность паузы, сек.

Таблица 4.7 – Параметры скипа

Типо-размер	Вместимость, м <sup>3</sup>	Грузоподъемность, т		Масса сцепным устройством, т		Высота в положении загрузки, мм	Путь разгрузки, мм	Размеры в плане, мм
		Руда	Порода	Руда	Порода			
1СН-7-2	7	16	-	15,5	-	9460	2400	1400*1640

Выбираем стандартный скип тип 1СН 7-2 с секторным затвором, грузоподъемностью 16 т, высота разгрузки скипа 9,4 м. Общий вес скипа с подвесным устройством для хвостового каната и с балансирующим устройством для многоканатного подъема, кН:

$$G_{\text{ск}} = Q + G_{\text{н.у.}} = 12 + 15,5 = 27,5 \text{ т}; \quad (4.53)$$

Число подъемов в час:

$$r = \frac{Q_{\text{ч}}}{Q} = \frac{284}{12} = 24; \quad (4.54)$$

Продолжительность цикла, с:

$$T^1 = \frac{3600}{r} = \frac{3600}{24} = 150 \text{ сек}; \quad (4.55)$$

Чистое время подъема, с:

$$T = T^1 + t = 150 + 12 = 162 \text{ сек}; \quad (4.56)$$

Средняя скорость подъема, м/с:

$$v_{cp} = \frac{H}{T} = \frac{995}{162} = 7,7 \text{ м/с}; \quad (4.57)$$

Принимаем  $a=1,25$  ориентировочное значение максимальной скорости подъема составит, м/с:

$$V_{\max(оп)} = a \cdot v_{cp} = 1,25 \cdot 7,7 = 9,6 \text{ м/с}; \quad (4.58)$$

Допустимое значение максимальной скорости подъема, м/с:

$$V_{\max(дон)} = 0,5 \cdot \sqrt{H} = 0,5 \cdot \sqrt{1255} = 17,7 \text{ м/с}; \quad (4.59)$$

$$V_{\max(оп)} \leq V_{\max(дон)};$$

$9,6 < 17,7$  Условие выполняется.

### 4.3.2 Расчет и выбор подъемного каната

Ввиду значительного преимущества многоканатной подъемной машины с углом обхвата шкива трения  $\alpha=180^\circ$  ориентируемся на их применении.

Расстояние между центрами сосудов в стволе для скипов массой 16т., составляет  $d_0=2700$  мм, следовательно, при дальнейшем расчете ориентируемся на применение стандартных ЦШ 4х4.

В таком случае при удовлетворении норм ПБ  $D_{ш}$ :  $d = 80$ , максимальный диаметр каната, мм:

$$d \leq \frac{D_{шм}}{80} = \frac{4000}{80} = 50 \text{ мм}; \quad (4.60)$$

Расчет линейной массы канатов, кг/м:

$$P_p = \frac{m^1 \cdot P_0 \cdot q}{\sigma_s \cdot n_k} \cdot Q_0 = \frac{7 \cdot 9500 \cdot 9,8}{16 \cdot 10^8 \cdot 4} \cdot 27500 = 2,8 \text{ кг/м}; \quad (4.61)$$

где  $m^1$  – запас прочности по концевой статической нагрузке;

$n_k$  – количество канатов;

$P_0$  – 9000-10000 кг/м<sup>3</sup> – условная плотность каната;

$\sigma_s$  – (14-19)\*10<sup>8</sup>Па – временное сопротивление разрыву проволок каната;

$Q_0$  – масса концевого груза, кг.

По полученному значению расчетной массы производим выбор каната. По ГОСТ 2688 – 80 принимаю канат двойной свивки типа ЛК конструкции 36х25. Диаметр каната 29 мм; линейная масса каната 3,055 кг/м. Принимаем два хвостовых каната. Линейная масса одного хвостового каната из условия  $N_p = n \cdot q = 4 \cdot 3,055 = 12,22 \text{ кг/м}$ . (4.62)

В качестве хвостового каната принимаем плоский канат по ГОСТ 3092

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		76

### 4.3.3 Приводной двигатель редуктор

Для удовлетворения ориентировочной максимальной скорости подъёма необходимая скорость вращения барабана, об/мин:

$$n_{\delta} = \frac{60 \cdot v_{max}}{\pi \cdot d} = \frac{60 \cdot 9,6}{3,14 \cdot 2,3} = 80 \text{ об/мин.} \quad (4.63)$$

Принимаем редуктор с передаточным отношением  $I = 11,5$ .

Скорость вращения приводного двигателя, об/мин:

$$N_{\delta\delta} = n_{\delta} \cdot i = 80 \cdot 11,5 = 920 \text{ об/мин.} \quad (4.64)$$

Выбираем стандартную скорость вращения асинхронного двигателя

$N_{\delta\delta} = 980$  об/мин. Тогда действительное значение скорости подъёма, м/с:

$$V_{max} = \frac{\pi \cdot D \cdot N_{\delta\delta}}{60 \cdot i} = \frac{3,14 \cdot 2,56 \cdot 985}{60 \cdot 11,5} = 11,4 \text{ м/с.} \quad (4.65)$$

Ориентировочная мощность приводного двигателя, кВт:

$$P_{\delta\delta} = \frac{\xi \cdot k \cdot Q \cdot V_{max}}{102 \cdot \eta} = \frac{1,25 \cdot 1,15 \cdot 2000 \cdot 9,6}{102 \cdot 0,92} = 349 \text{ кВт.} \quad (4.66)$$

Выбираем двигатель типа АКН12-35-6, технические характеристики:  $P = 400$  кВт,  $U = 6000$  В,  $N_{\delta\delta} = 985$  об/мин, КПД – 0,92.

Расчетное значение момента на тихоходном валу редуктора, кН·м:

$$M_{max} = \frac{q \cdot (Q_{cp} - L) \cdot \sin \alpha \cdot D}{2} = \frac{9,8 \cdot (27500 - 3,055 \cdot 1255) \cdot 1 \cdot 2,5}{2} = 500 \text{ кН} \cdot \text{м.} \quad (4.67)$$

Выбираем редуктор типа ЦО-22. Техническая характеристика: передаточное отношение 11,5.

### 4.3.4 Подъёмная машина

Принят многожелобочный шкив трения:

Тип ШК -2,5

Диаметр шкива  $D$  2500 мм

Число канатов 4

Максимальный диаметр каната, 32 мм

Комбинированная футеровка желобов шкива трения, составлена из прорезиненной ткани и прессмассы К-236-58.

Необходимый по ПБ диаметр барабана, мм:

$$D \geq 80d = 80 \cdot 29 = 2320 \text{ мм.} \quad (4.68)$$

Принимаю подъёмную установку Ц-2,5\*2АР

Диаметр барабана 2500 мм

Ширина барабана 2000 мм

Число слоёв навивки 1-3

Масса 43,8 т

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист 77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## 5 Технология ремонта

На основании производительности, характеристики производства, горно-технических и горно-геологических условий предприятия, а также на основании материалов производственной практики выбираем следующее горное оборудование:

- I. для буровых работ:  
буровую каретку Sandvik DD420-60 в количестве 6 ед.;
- II. для погрузочно-доставочных работ:  
машину ПДМСcooptram ST-7 в количестве 5 ед.;
- III. для транспортировки горной массы  
электровоз К 14 в количестве 2 ед.

По приложению 2 [2] определяем нормативы периодичности, продолжительности и трудоемкости ремонтов выбранного оборудования:

Таблица 5.1 – Ремонтные нормативы оборудования

№ п/п	Оборудование	Кол-во	Масса, т	Ремонт				Трудоемкость, чел.-ч.	
				вид	периодичность, ч	продолжительность, ч	число в цикле	одного ремонта	среднегодовая
1	ПДМ Scooptram ST-7	5	20	ТО	423	5	11	11	86
				T <sub>1</sub>	1269	14	3	65	130
				T <sub>2</sub>	2538	36	2	216	287
				К	7614	144	1	810	540
2	Sandvik DD420-60	6	12	ТО	517	7	13	7	53
				T1	1551	20	3	40	79
				T2	3102	33	2	132	176
				К	9306	79	1	396	264
3	К 14	2	14	ТО	517	7	13	7	53
				T <sub>1</sub>	1551	20	3	40	79
				T <sub>2</sub>	3102	33	2	132	176
				К	9306	79	1	396	264

## 5.1 Определение количества и видов ремонтов

Количество и виды технических обслуживаний и ремонтов являются исходной информацией для составления годового и месячного графиков ремонтных работ по каждой единице принятого к эксплуатации оборудования.

В данном дипломном проекте количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году определяем аналитическим методом.

5.1. Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для буровой каретки Sandvik DD420-60:

количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_2 + H_k}{K}$$

где  $H_2$  – планируемая выработка на год, час;  $H_k$  – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч., принимаем  $H_k = 0$ ;  $K$  – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_2 = T_2 * k_u^n - T_p = 6240 * 0,85 - 170 = 5134 \text{ ч}$$

где  $k_u^n = 0,8 \div 0,9$  – планируемый коэффициент использования машины в смену;  $T_2$  – номинальный фонд времени работы оборудования, час (табл. 1);  $T_p$  – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{\Gamma} * (T_{mo} * N_{mo}^u + T_m * N_m^u + T_k * N_k^u)}{K} = \\ = \frac{6240 * (4 * 16 + 16 * 15 + 108 * 1)}{9306} = 276 \text{ ч}$$

где  $T_{mo}$ ;  $T_T$ ;  $T_k$  – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;  $N_{mo}^u$ ;  $N_m^u$ ;  $N_k^u$  – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$N_k = \frac{5134 + 0}{9306} \approx 0,55 = 0 \text{ ед.}$$

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{T2} = 0 \text{ ед.}$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{m1} = \frac{H_2 + H_{m1}}{T1} - N_k - N_{m2}$$

где  $H_{T1}$  – выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.;  $T1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{T1} = H_k - T * n_1 = 0 - 1551 * 0 = 0 \text{ ч}$$

где  $n_1$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} = \frac{0}{1551} = 0$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		79

$$N_{m1} = \frac{5134 + 0}{1551} - 0 - 0 \approx 3,3 = 3 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{mo} = \frac{H_2 + H_{mo}}{TO} - N_k - N_{m2} - N_{m1}$$

где  $H_{то}$  - выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.;  $TO$  – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{mo} = H_k - TO * n_o = 0 - 517 * 0 = 0 \text{ ч}$$

где  $n_o$  – целое число проведенных технических осмотров со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_o = \frac{H_k}{TO} = \frac{0}{517} = 0$$

$$N_{то} = \frac{5134 + 0}{517} - 0 - 0 - 3 \approx 6,9 = 7 \text{ ед.}$$

5.2. Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для машины ПДМ ScooptramST-7:

количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_2 + H_k}{K};$$

$$H_2 = T_2 * k_u^n - T_p = 6240 * 0,85 - 270 = 5034 \text{ ч};$$

$$T_p = \frac{T_r * (T_{mo} * N_{mo}^y + T_{m1} * N_{m1}^y + T_{m2} * N_{m2}^y + T_k * N_k^y)}{K} =$$

$$= \frac{6240 * (10 * 16 + 21 * 4 + 42 * 3 + 108 * 1)}{7614} = 390 \text{ ч};$$

$$N_k = \frac{5034 + 0}{7614} \approx 0,45 = 0 \text{ ед.}$$

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{m2} = \frac{H_2 + H_{m2}}{T2} - N_k;$$

$$H_{т2} = H_k - T * n_2 = 0 - 2538 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_1 = \frac{H_k}{T2} = \frac{0}{2538} = 0;$$

$$N_{m2} = \frac{5034 + 0}{2538} - 0 \approx 1,98 = 2 \text{ ед.}$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{m1} = \frac{H_2 + H_{m1}}{T1} - N_k - N_{m2};$$

$$H_{т1} = H_k - T * n_1 = 0 - 1269 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} = \frac{0}{1269} = 0;$$

$$N_{m1} = \frac{5034 + 0}{1269} - 0 - 1 \approx 3,96 = 4 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{mo} = \frac{H_2 + H_{mo}}{TO} - N_k - N_{m2} - N_{m1};$$

$$H_{mo} = H_k - TO * n_o = 0 - 423 * 0 = 0 \text{ ч};$$

$$n_o = \frac{H_k}{TO} = \frac{0}{423} = 0;$$

$$N_{то} = \frac{5034 + 0}{423} - 0 - 2 - 4 \approx 5,9 = 6 \text{ ед.}$$

5.3. Определяем количество и виды технических обслуживаний и ремонтов в году для электровоза К14.

количество капитальных ремонтов:

$$N_k = \frac{H_2 + H_k}{K}$$

где  $H_2$  – планируемая выработка на год, час;  $H_k$  – выработка машины от предыдущего капитального ремонта, ч., принимаем  $H_k = 0$ ;  $K$  – ремонтный цикл машины, ч.

$$H_2 = T_2 * k_u^n - T_p = 6240 * 0,85 - 170 = 5134 \text{ ч}$$

где  $k_u^n = 0,8 \div 0,9$  – планируемый коэффициент использования машины в смену;  $T_2$  – номинальный фонд времени работы оборудования, час (табл. 1);  $T_p$  – количество часов, затрачиваемых на ремонт в планируемом году.

$$T_p = \frac{T_{го} * (T_{mo} * N_{mo}^u + T_m * N_m^u + T_k * N_k^u)}{K} =$$

$$= \frac{6240 * (4 * 16 + 16 * 15 + 108 * 1)}{9306} = 276 \text{ ч}$$

где  $T_{mo}$ ;  $T_T$ ;  $T_k$  – продолжительность, соответственно, одного технического обслуживания, текущего и капитального ремонтов, ч;  $N_{mo}^u$ ;  $N_m^u$ ;  $N_k^u$  – число в цикле, соответственно, технических обслуживаний, текущих и капитальных ремонтов, ед.

$$N_k = \frac{5134 + 0}{9306} \approx 0,55 = 0 \text{ ед.}$$

количество вторых текущих ремонтов:

$$N_{т2} = 0 \text{ ед.}$$

количество первых текущих ремонтов:

$$N_{m1} = \frac{H_2 + H_{m1}}{T1} - N_k - N_{m2}$$

где  $H_{т1}$  – выработка машины от предыдущего текущего ремонта, ч.;  $T1$  – периодичность первых текущих ремонтов машины, ч.

$$H_{T1} = H_k - T * n_1 = 0 - 1551 * 0 = 0 \text{ ч}$$

где  $n_1$  – целое число проведенных первых текущих ремонтов со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_1 = \frac{H_k}{T1} = \frac{0}{1551} = 0$$

$$N_{m1} = \frac{5134 + 0}{1551} - 0 - 0 \approx 3,3 = 3 \text{ ед.}$$

количество технических осмотров:

$$N_{mo} = \frac{H_z + H_{mo}}{TO} - N_k - N_{m2} - N_{m1}$$

где  $H_{TO}$  – выработка машины от предыдущего технического обслуживания, ч.;  $TO$  – периодичность технических осмотров машины, ч.

$$H_{mo} = H_k - TO * n_o = 0 - 517 * 0 = 0 \text{ ч}$$

где  $n_o$  – целое число проведенных технических осмотров со времени работы машины от предыдущего капитального ремонта.

$$n_o = \frac{H_k}{TO} = \frac{0}{517} = 0$$

$$N_{TO} = \frac{5134 + 0}{517} - 0 - 0 - 3 \approx 6,9 = 7 \text{ ед.}$$

Таблица 5.2 – Количество технических обслуживаний и ремонтов оборудования

	$N_{TO}$	$N_{m1}$	$N_{m2}$	$N_k$
Sandvik DD420-60	7	3	0	0
ScooptramST-7	6	4	2	0
K14	7	3	0	0

## 5.2 Расчет численности ремонтного персонала

### 5.2.1. Годовые суммарные трудозатраты

Годовые суммарные трудозатраты рассчитываем по формуле:

$$\begin{aligned} T_n &= (t_{mo}^1 + t_{m1}^1 + t_{m2}^1 + t_k^1) * N^1 + (t_{mo}^2 + t_{m1}^2 + t_{m2}^2 + t_k^2) * N^2 \\ &= (11 + 65 + 216 + 810) * 5 + (7 + 40 + 132 + 396) * 6 \\ &\quad + (7 + 40 + 132 + 396) * 2 = 10110 \text{ чел.-ч.} \end{aligned}$$

где  $t_{mo}^1, t_{TO}^2$ , – нормативная среднегодовая трудоемкость технических осмотров отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_{m1}^1, t_{T1}^2$ , – нормативная среднегодовая трудоемкость первых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_{m2}^1, t_{T2}^2$ , – нормативная среднегодовая трудоемкость

вторых текущих ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $t_K^1, t_K^2$ , – нормативная среднегодовая трудоемкость капитальных ремонтов отдельных видов оборудования, чел.-ч.;  $N^1, N^2$ , – число единиц отдельных видов оборудования, принятых к эксплуатации.

### 5.2.2 Плановая численность производственных рабочих

Плановую численность производственных рабочих, необходимых для выполнения годового объема ремонтных работ, определяем по формуле, чел.:

$$M = \frac{\alpha * T_n}{D_p * k_{н.в.}}$$

где  $\alpha = 1,4 \dots 1,7$  - коэффициент, учитывающий выполнение внеплановых работ;  $D_p$  - номинальный годовой фонд времени одного рабочего, ч.

$$D_p = (365 - B - П - O) * T_{см} * k_n = (365 - 60 - 5 - 63) * 7 * 0,97 = 1610 \text{ ч}$$

где  $B$  - количество выходных дней в планируемом году;  $П$  - количество праздничных дней;  $O$  - средняя продолжительность отпуска производственного рабочего;  $k_n = 0,95 \dots 0,98$  – коэффициент, учитывающий потери времени рабочего по уважительным причинам (болезни и т. д.);  $T_{см}$  - продолжительность одной смены, ч;  $k_{н.в.} = 1,1 \dots 1,15$  – коэффициент выполнения норм выработки рабочими.

$$M = \frac{\alpha * T_n}{D_p * k_{н.в.}} = \frac{1,7 * 10110}{1610 * 1,1} \approx 9,7 = 10 \text{ чел.}$$

### 5.2.2 Ориентировочный штат ремонтных рабочих

Таблица 5.3 – Штат ремонтных рабочих по профессиям

Профессия рабочего	Численность, чел
Слесари и электрослесари	5
Токари-станочники	3
Кузнецы, прессовщики, бурозаправщики	1
Электрогазосварщики	1
Прочие	1

### 5.2.3 Численность вспомогательных и подсобных рабочих

Численность вспомогательных и подсобных рабочих (транспортного отдела, инструментального, ОТК, заточники, кладовщики и т. д.) принимаем равной:

$$M_g = M * (0,10 \dots 0,12) = 10 * 0,11 \approx 0,99 = 1 \text{ чел.}$$

4.5. Численность инженерно-технических работников

Численность ИТР принимаем равным:

$$M_u = (M + M_g) * (0,07 \dots 0,09) = 11 * 0,08 \approx 0,8 = 1 \text{ чел.}$$

4.6. Численность счетно-нормировочного состава

$$M_c = (M + M_g + M_u) * (0,04 \dots 0,05) = 12 * 0,05 = 1 \text{ чел.}$$

4.7. Численность младшего обслуживающего персонала

$$M_m = (M + M_g + M_u + M_c) * (0,02 \dots 0,03) = 13 * 0,03 \approx 0,36 = 1 \text{ чел.}$$

## 5.2.4 Численность всего работающего персонала

Таблица 5.4 – Численность всего работающего персонала по категориям работы

Категория работы	Численность, чел
Ремонтных рабочих	10
Вспомогательных и подсобных рабочих	1
ИТР	1
Счетно-нормировочного состава	1
Младшего обслуживающего персонала	1

## 5.3 Расчет станочного оборудования

### 5.3.1 Количество станков

$$N_{cm} = \frac{\delta * \alpha * T_n}{m * D * k_u} = \frac{0,35 * 1,7 * 10110}{2 * 2040 * 0,6} = 3 \text{ ед.}$$

где  $\delta = 0,3 \dots 0,35$  - коэффициент станочных работ;  $m$  - число смен работы станков в сутки, обычно  $m = 2$ ;  $D = 2040$  ч - годовой фонд рабочего времени одного станка;  $k_u = 0,6 \dots 0,65$  - коэффициент использования станка в течение смены.

### 5.3.2 Распределение станков по типам

Таблица 5.5 – Распределение станков по типам и маркам

Тип станка	Количество, ед.
Токарно-винторезные	1
Сверлильные	1
Электрогазосварочные посты	1

Общее количество станков  $N_{cm} = 3$  ед.

## 5.4. Проектирование ремонтной базы

### 5.4.1 Расчет производственных площадей

В данном курсовом проекте расчет производственных площадей в зависимости от типа ремонтного предприятия, объема ремонтных работ проводим по площади пола, занятого оборудованием.

Таблица 5.6 – Площади производственных цехов и отделений

№	Цех или отделение	$F_o, м^2$	$F$
1	Участок разборки оборудования	20-30	4-4,5
2	Отделение ремонта электрооборудования	15-20	5-7
3	Цех сборки машин и агрегатов	20-25	4-4,5
4	Электрогазосварочное отделение	25-30	5-5,5
5	Трансформаторная подстанция	25-30	5-5,5
6	Механический цех	60-80	4-5

По площади пола, занятого оборудованием, производственные площади определяют с учетом переходного коэффициента, учитывающего рабочие зоны, проезды и проходы:

$$F = \sum_{i=1}^{n=14} F_{oi} * k = 20 * 4 + 15 * 5 + 20 * 4 + 25 * 5 + +25 * 5 + 60 * 4 \\ = 725 м^2$$

где  $F_{oi}$  - площадь пола, занятого  $i$ -м оборудованием,  $м^2$ ;  $k$  – переходный коэффициент,  $м^3/чел.$

Площадь административных помещений,  $м^2$ :

$$F_a = 0,06 * F = 0,06 * 725 = 43,5 м^2.$$

Общая площадь ремонтной базы:

$$F_{общ} = F + F_a = 725 + 43,5 = 768,5 м^2.$$

### 5.4.2 Выбор схемы ремонтной базы

Схемы, конструкции и размеры производственных машиностроительных зданий унифицированы и регламентируются нормами Госстроя СН-118-68. Эти нормы применяют и для проектирования ремонтных предприятий.

Подземные ремонтные базы предусматривают блочное размещение цехов и отделений предприятия, как правило, в одном горизонте. Такое размещение

цехов и отделений значительно снижает стоимость проходки и эксплуатации капитальных выработок, улучшает условия маневрирования.

Выработки в плане должны быть близкими к квадрату или короткому прямоугольнику. В этом случае при одной и той же площади периметр ремонтной базы является минимальным.

В соответствии с рассчитанной общей площадью ремонтной базы и площадями выработок и отделений определяется длина и ширина здания таким образом, чтобы они были кратны шагу колонн.

В связи с производственной необходимостью схема производственного потока ремонта принимается прямоточная, без встречных и перекрестных грузопотоков.

Все цехи и отделения ремонтного предприятия делятся на зоны:

1. Зона разборки. В неё входят участки: разборки и мойки оборудования, отделение сортировки, контрольно-сортировочный склад деталей;

2. Зона сборки. В неё входят отделения: комплектовки, испытательное, малярное; цех сборки машин и агрегатов;

3. Зона сварки, в которую входят электрогазосварочное и газотермическое отделения;

4. Зона вспомогательных цехов и служб: инструментальное и заточное отделения, склады, трансформаторная подстанция и компрессорная станция;

5. Зона административных помещений;

6. Зона бытовых помещений.

Зоны 8 и 9 располагаются на верхних этажах в торцевой (или продольной) части здания.

### 5.4.3. 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:

$$H_1 = K + e + f + c = 1 + 1 + 1 + 1 = 4 \text{ м},$$

где  $K$  - расстояние от пола до нижней части груза при его транспортировании, м;  $e$  - максимальная высота перемещаемого груза, м;  $f$  -

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						86
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

расстояние между грузом и центром крюка крана;  $c$  - расстояние от центра крюка в верхнем крайнем положении до рельсовых путей, м.

Принимаем  $H_1 = 4$  м.

Высота пролета, м:

$$H = H_1 + h = 4 + 1 = 5 \text{ м,}$$

где  $h$  - расстояние от рельсовых путей до нижней части фермы, м.

Принимаем  $H = 9,6$  м.

Строительная высота:

$$H_c = H + a = 5 + 1 = 6 \text{ м,}$$

где  $a$  - высота фермы.

Длина пролета, м:

$$S = t * n = 6 * 3 = 18 \text{ м,}$$

где  $n$  - число шагов колонн.

### 5.5 Управление механической службой

Типовая структура энерго-механической службы рудника представлена на рисунке 5.1. Во 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 энергетик рудника.

В подчинении главного механика рудника находится главный механик карьера, главный механик автотранспортного цеха, начальник центральных ремонтных мастерских (ЦРММ), главный механик дробильно-шахтного отделения (ДШО), главный энергетик карьера. Они организуют, направляют и контролируют работу подчиненного им персонала.

С целью повышения гибкости и оперативности работы энерго-механической службы каждый участок эксплуатируемого оборудования – буровой экскаваторной, автотранспортный и участок механизации имеет свою ремонтную службу, которая возглавляется своим старшим механиком. Старший механик экскаваторного парка является заместителем главного механика карьера.

Функции персонала энерго-механической службы предприятия определены должностными инструкциями.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

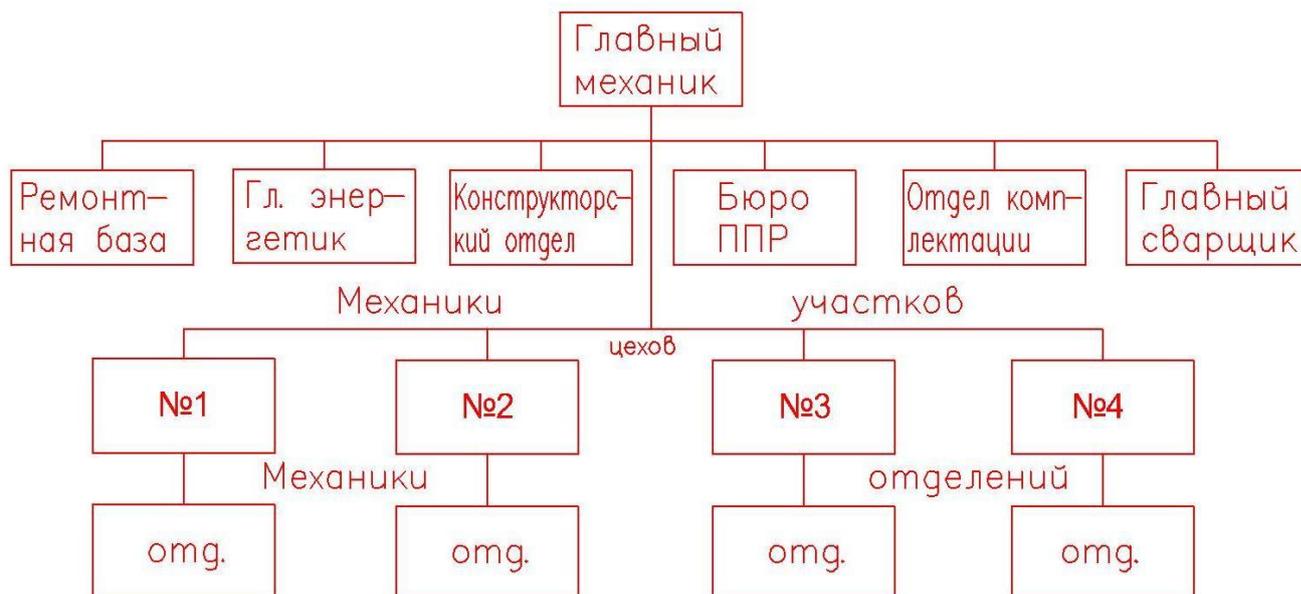


Рисунок 5.1 - Типовая структура механической службы предприятия

## 6 Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий

Электроэнергия для нужд рудника «Березовский» поступает по воздушной ЛЭП напряжением 110 кВ до подстанции находящейся на промплощадке. 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.

### 6.1 Расчёт освещения откаточного горизонта

Расчёт освещения откаточного штрека производится точечным методом. Длина откаточных выработок на одном горизонте составляет 1200 метров, норма освещенности 2 лк, принятый тип светильников РП-100, световой поток лампы 1320 лм.

Горизонтальная освещённость, лк:

$$E_m = 2 \cdot c \cdot I_a \cdot \cos^3 \alpha / K_3 \cdot h^2 = 2 \cdot 1,32 \cdot 65 \cdot 0,06 / 1,15 \cdot 2^2 = 2,3 \quad (6.1)$$

где  $K_3$ - коэффициент учитывающий старение лампы;

$I_a$ - сила света лампы под углом  $\alpha$ ;

$h$  - высота подвески лампы, м;

$c$  - поправочный коэффициент на световой поток.

Угол наклона лучей к освещенной площади:

$$a=65^\circ; \cos a=0,37; \cos^3 a=0,06;$$

$$\operatorname{tga} = \frac{Q}{2h} = \frac{10}{2 \cdot 2} = 2,5$$

$$E_m > E_{\min}$$

$$2,5 > 2$$

Вертикальная освещённость, лк:

$$E_b = E_m \operatorname{tga} = 2,3 \cdot 2,5 = 5,75 \quad (6.2)$$

Количество светильников для выработок составляет, шт:

$$N_{cb} = \frac{L_b}{d} = \frac{5410}{10} = 451 \quad (6.3)$$

$$P_{уч} = 451 \cdot 100 = 45100 \text{ Вт.}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						89
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## 6.2 Расчёт освещённости камерных выработок

Расчёт освещённости камерных выработок производится методом светового потока.

Расчёт освещения электровозного депо.

Ширина камеры ( $B=6\text{м}$ ), длина ( $A=19\text{м}$ ), высота подвески светильников ( $h=3,5\text{м}$ ).

Определим показатель освещения:

$$I = \frac{AB}{h(A+B)} = \frac{6 \cdot 19}{3,5(6+19)} = 1,3 \quad (6.4)$$

Потребный световой поток одной лампы, лм:

$$F_A = \frac{K_3 \cdot E_{\min} \cdot S \cdot Z}{\eta \cdot n} = \frac{1,2 \cdot 20 \cdot 114 \cdot 1,1}{0,11 \cdot 8} = 3420 \quad (6.5)$$

где  $E_{\min}$  – минимальная норма освещённости, лк;

$n$  – число светильников, шт;

$K_3$  – коэффициент запаса;

$S$  – площадь освещения,  $\text{м}^2$ ;

$Z$  – отношение средней освещённости к минимальной.

Для освещения принимаем светильник типа РП-200. Расстояние между светильниками 4,5 метров.

Действительная освещённость составит, лк:

$$E_{\text{действ}} = \frac{F_A \cdot n \cdot \eta}{K_3 \cdot S \cdot Z} = \frac{3420 \cdot 8 \cdot 0,11}{1,2 \cdot 114 \cdot 1,1} = 20 \quad (6.6)$$

$$E_{\text{действ}} \geq E_{\min}$$

$$20 = 20$$

Общая мощность осветительной установки, кВт:

$$P_y = P_n \cdot n \cdot 10^{-3} = 200 \cdot 8 \cdot 10^{-3} = 1,6 \quad (6.7)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Таблица 6.1 - Расчет освещенности камерных выработок

Наименование выработки	Расстояние между светильниками	Тип светильника	Световой поток	Мощность светильника	Количество 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 погрузочно-разгрузочного пункта	5	РП – 200	3800	200	5	1
Электровагонное депо	8	РП – 200	3420	200	8	1,6

Необходимая мощность осветительных трансформаторов, кВА:

$$S_{\text{тр}} = \frac{P_n \cdot n \cdot K_c}{1000 \cdot \eta_c \cdot \cos\varphi \cdot \eta_{\text{тр}}} = \frac{(451 \cdot 100 + 25 \cdot 200) \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,95 \cdot 0,6 \cdot 0,6} = 132 \quad (6.8)$$

где  $K_c$  – коэффициент спроса;

$\eta_c$  – 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 33 пусковых агрегата. Средняя длина осветительного кабеля составит 180 м.

Суммарная сила тока в питающем кабеле, А:

$$I_k = \frac{N_{\text{мп}} \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot U} = \frac{4 \cdot 1000}{\sqrt{3} \cdot 127} = 18 \quad (6.9)$$

где  $N_{\text{мп}}$  - мощность пускового агрегата, кВА;

$U$  - напряжение в питающем кабеле, В.

Сечение кабеля при равномерном распределении нагрузки, мм<sup>2</sup>:

$$S_{\text{осн}} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot I_k \cdot L_k}{\gamma \cdot \Delta N_{\text{осн.к}} \cdot U} = \frac{\sqrt{3} \cdot 100 \cdot 18 \cdot 180}{50 \cdot 6,35 \cdot 127} = 14 \quad (6.10)$$

где  $L_k$  – длина магистрального кабеля, м;

$\gamma$  – удельная проводимость, м/Ом·мм<sup>2</sup>;

$\Delta N$  – допустимая потеря напряжения в магистральном осветительном кабеле.

$$\Delta N_{\text{осн.к}} = 0,05 \cdot U_M = 0,05 \cdot 127 = 6,35 \text{ В} \quad (6.11)$$

где  $U_M$  – номинальное напряжение осветительной сети, В.

По полученному значению принимаем ближайшее значение стандартного сечения кабеля КГЭВШ  $S_k = 16 \text{ мм}^2$ .

### 6.3 Расчет участковой подземной подстанции

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов. Потребители и результаты расчетов представлены в таблице 21

Таблица 6.2 - Расчёт количества потребляемой энергии участка

Наименование потребителей	п, шт	$P_{\text{уст.}}$ кВт	$K_c$	$\cos \varphi$	$\text{tg} \varphi$	$Q_p$ , квар.	$P_p$ , кВт	$T$ , ч/г	$W_a \cdot 10^6$ , кВт·ч	$W_p \cdot 10^6$ , кВт·ч
К28	2	240	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

$$\cos \varphi_{\text{ср.вз}} = \frac{\Sigma W_a}{\sqrt{(\Sigma W_a)^2 + (\Sigma W_p)^2}} = \frac{1,34}{\sqrt{1,34^2 + 0,95^2}} = 0,83 \quad (6.12)$$

Расчетная мощность компенсирующего устройства, квар:

$$Q_k = \Sigma P_p (\operatorname{tg}\varphi_1 - \operatorname{tg}\varphi_2) = 213 \cdot (0,67 - 0,14) = 112,9$$

(190)

где  $\operatorname{tg}\varphi_1$  – коэффициент реактивной мощности, соответствующий  $\cos\varphi_{\text{ср.вз.}}$   
 $\operatorname{tg}\varphi_2$  – коэффициент реактивной мощности, соответствующий желаемому  $\cos\varphi$ .

Выбираем конденсатор типа КЭК2-6,3-135-2У1U=6,3кВ Q=135квар

Расчетная полная нагрузка участковой подземной станции, кВА:

$$S_p = \sqrt{(\Sigma P_p)^2 + (\Sigma Q_p - Q_k)^2} = \sqrt{213^2 + (183 - 112,9)^2} = 224 \quad (6.13)$$

$$S_{\text{тр}} = S + S_{\text{осв}} = 224 + 132 = 356 \quad (6.14)$$

Для обеспечения заданной мощности трансформатора принимаем трансформаторную подстанцию ТСШВП 400/6.

Расчет кабельной сети:

Расчет кабеля для питания ТСШВП 400/6.

Ток нагрузки кабеля, А:

$$I_p = \frac{S_{\text{мп}}}{\sqrt{3} \cdot U} = \frac{356}{\sqrt{3} \cdot 6} = 35 \quad (6.15)$$

По данному типу нагрузки проходит кабель с сечением 10 мм<sup>2</sup>, допускающий нагрузку 35 А.

Определим сечение кабеля по допустимой потере напряжения, мм<sup>2</sup>:

$$S = \frac{\sqrt{3} \cdot I_{\text{расч}} \cdot L \cdot \cos\varphi}{50 \cdot \Delta U} = \frac{\sqrt{3} \cdot 35 \cdot 120 \cdot 0,83}{50 \cdot 19} = 6,2 \quad (6.16)$$

где L – длина кабеля;

$\Delta U$  – допустимое падение напряжения.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Определим сечение кабеля по нагреву:

$$I_{\kappa\phi} = \frac{P_y \cdot K_c}{1,73 \cdot U_n \cdot \cos\varphi} = \frac{630 \cdot 0,59}{1,73 \cdot 0,83 \cdot 380} = 31A \quad (6.17)$$

По данному току нагрузки кабель сечением 10 мм<sup>2</sup> подходит.

Принимаем два кабеля типа КГРШЭП сечением 10 мм<sup>2</sup>. Один является рабочим, другой резервным.

#### 6.4 Расчет ГПП

Расчет производится из типов и количества работающих механизмов.

Таблица 6.3 - Потребители энергии на поверхности

Наименование потребителей	Количество	Р кВт	Р <sub>уст</sub> , кВт	cos φ	tgφ	K <sub>c</sub>	Расчетная мощность		Т ч/г	Расход энергии	
							Р <sub>p</sub> , кВт	Q <sub>p</sub> , квар		w <sub>a</sub> ·10 <sup>6</sup> кВт·ч	w <sub>p</sub> ·10 <sup>6</sup> 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	0,38	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №2		460	460	0,82	0,75	0,38	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №3		460	460	0,82	0,75	0,38	138	104	6405	0,6	0,4
Участок №4		335	335	0,82	0,75	0,30	103	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

$$\cos\varphi = \frac{\sum W_a}{\sqrt{(W_a^2 + W_p^2)}} = \frac{35}{\sqrt{35^2 + 24,7^2}} = 0,83 \quad (6.18)$$

Расчетная мощность компенсирующего устройства, квар;

$$Q_k = \Sigma P_p (\operatorname{tg}\varphi_1 - \operatorname{tg}\varphi_2) = 5609 \cdot (0,67 - 0,14) = 2973 \quad (6.19)$$

Расчет количества конденсаторов:

$$n = \frac{Q_k}{g_c \left( \frac{U_c}{U_{\text{ном}}} \right)} = \frac{2973}{1350 \cdot 1} \approx 1,7 = 2 \quad (6.20)$$

Принимаем две конденсаторные установки УКЛ(П)56–6,3(10,5)–1350У1.

Мощность трансформатора ГПП:

$$S_p = \sqrt{(\Sigma P_p)^2 + (\Sigma Q_p - Q_k)^2} = \sqrt{5609^2 + (4024 - 2973)^2} = 5806 \quad (6.21)$$

Принимаем трансформатор типа ТМ 6300/110/6.

Расчет и выбор воздушных линий электропередач.

Расчетный ток в линии

$$I_{\text{РАСЧ}} = \frac{P_{\text{РАСЧ}}}{\left( \sqrt{3} \cdot U_H \cdot \cos\varphi_{\text{РАСЧ}} \right)} = \frac{5609}{1,71 \cdot 6 \cdot 0,83} = 310 \text{ А} \quad (200)$$

где  $P_{\text{расч}}$  – расчетная мощность, кВт

$U_H$  – номинальное напряжение, кВ

$\cos\varphi_{\text{расч}}$  – расчетный коэффициент мощности.

Выбираю провод АС - 50

Проверка выбранного сечения по нагреву

$$I_{РАСЧ} \leq I_{ДОП}$$

$$42 < 346$$

Экономически целесообразное сечение проводников определяют по выражению

$$S_{ЭК} = \frac{I_{расч}}{j_э} = \frac{42}{1,1} = 38 \text{ мм}^2 \quad (6.22)$$

Проверка по механической прочности

Минимальное значение сечения по механической прочности 38 мм<sup>2</sup>, что меньше чем 50 мм<sup>2</sup>.

Окончательно принимаю провод АС – 50.

Расчет и выбор кабельных линий электропередач.

Подъемная машина

Расчетный ток в линии

$$I_{РАСЧ} = \frac{P_{РАСЧ}}{(\sqrt{3} \cdot U_{Н} \cdot \cos\varphi_{РАСЧ})} = \frac{700}{1,71 \cdot 6 \cdot 0,83} = 82 \text{ А} \quad (6.23)$$

где P<sub>расч</sub> – расчетная мощность, кВт

U<sub>н</sub> – номинальное напряжение, кВ

cosφ<sub>расч</sub> – расчетный коэффициент мощности.

Выбираю кабель ЦСКН - 3\*35+1\*10+1\*6

Проверка выбранного сечения по нагреву

$$I_{РАСЧ} \leq I_{ДОП}$$

$$82 < 130$$

Экономически целесообразное сечение проводников определяют по выражению

$$S_{\text{эк}} = \frac{I_{\text{расч}}}{j_{\text{э}}} = \frac{82}{3,1} = 26 \text{ мм}^2 \quad (6.24)$$

Вентилятор

Расчетный ток в линии

$$I_{\text{РАСЧ}} = \frac{P_{\text{РАСЧ}}}{(\sqrt{3} \cdot U_{\text{Н}} \cdot \cos\varphi_{\text{РАСЧ}})} = \frac{2250}{1,71 \cdot 6 \cdot 0,83} = 264 \text{ А} \quad (204)$$

где  $P_{\text{расч}}$  – расчетная мощность, кВт;

$U_{\text{н}}$  – номинальное напряжение, кВ;

$\cos\varphi_{\text{расч}}$  – расчетный коэффициент мощности.

Выбираю кабель ЦСКН - 3\*120+1\*25+1\*10

Проверка выбранного сечения по нагреву

$$I_{\text{РАСЧ}} \leq I_{\text{доп}}$$

$$264 < 346$$

Экономически целесообразное сечение проводников определяют по выражению

$$S_{\text{эк}} = \frac{I_{\text{расч}}}{j_{\text{э}}} = \frac{264}{3,1} = 85 \text{ мм}^2 \quad (6.25)$$

Центральная подземная подстанция

Расчетный ток в линии

$$I_{\text{РАСЧ}} = \frac{P_{\text{РАСЧ}}}{(\sqrt{3} \cdot U_{\text{Н}} \cdot \cos\varphi_{\text{РАСЧ}})} = \frac{213}{1,71 \cdot 6 \cdot 0,83} = 25 \text{ А} \quad (6.26)$$

где  $P_{\text{расч}}$  – расчетная мощность, кВт

$U_{\text{н}}$  – номинальное напряжение, кВ

$\cos\varphi_{\text{расч}}$  – расчетный коэффициент мощности.

Выбираю кабель ЦСКН - 3\*50+1\*16+1\*10

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						97
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## Проверка выбранного сечения по нагреву

$$I_{\text{расч}} \leq I_{\text{доп}}$$

$$25 < 180$$

Экономически целесообразное сечение проводников определяют по выражению

$$S_{\text{эк}} = \frac{I_{\text{расч}}}{j_{\text{э}}} = \frac{25}{3,1} = 8 \text{ мм}^2 \quad (6.27)$$

### 6.5 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.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		98

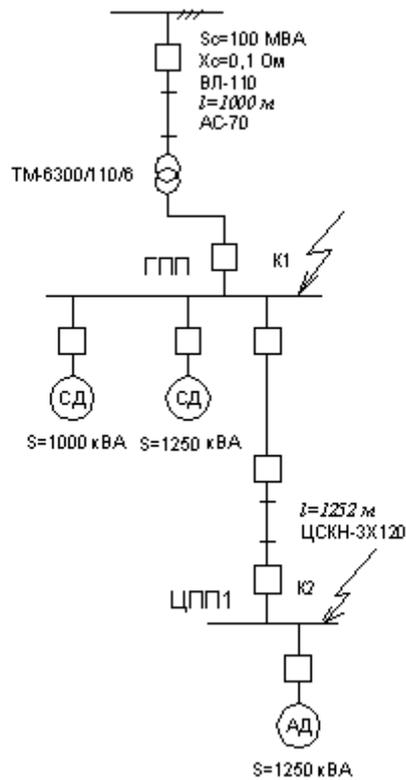


Рисунок 6.1 - Структурная однолинейная принципиальная схема электроснабжения рудника

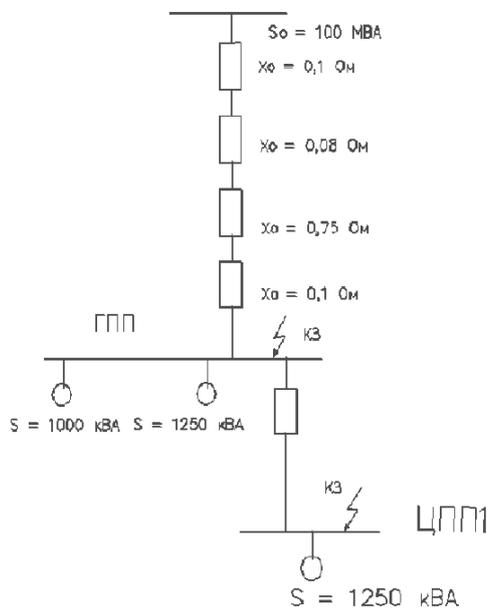


Рисунок 6.2 - Схема замещения.

Рассчитаем индуктивные сопротивления элементов схемы в относительных единицах. За базисную величину примем  $S_0 = S_c = 100$  МВА.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						99
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Индуктивное сопротивление системы:

$$\bar{x}_c = x_c \cdot \frac{S_6}{S_c} = 0,1 \quad (6.28)$$

Индуктивное сопротивление воздушной линии, для ВЛ110 кВ и проводника АС70 длиной 1000 м

$$\bar{x}_л = x_0 l \frac{S_6}{U_6^2} = 0,4 \cdot 1 \cdot \frac{100}{115^2} = 0,003 \quad (6.29)$$

где  $x_0=0,4$  Ом/км.

Индуктивное сопротивление трансформатора со стороны сети:

$$\bar{x}_{вт} = \frac{U_{к.вт} S_6}{100 \cdot S_{тр.ном}} = \frac{3 \cdot 100}{100 \cdot 6,3} = 0,48 \quad (6.30)$$

Индуктивное сопротивление трансформатора со стороны 6 кВ:

$$\bar{x}_{нт} = \frac{U_{к.нт} S_6}{100 \cdot S_{тр.ном}} = \frac{7,5 \cdot 100}{100 \cdot 6,3} = 1,2 \quad (6.31)$$

Индуктивное сопротивление кабельной линии ГПП-ЦПП:

$$\bar{x}_{кл1} = x_0 l_{кл1} \frac{S_6}{U_{62}^2} = 0,078 \cdot 1,2 \cdot \frac{100}{6,3^2} = 0,235 \quad (6.32)$$

где  $x_0=0,078$  Ом/км ;

$l_{кл1} = 1,2$  км - длина кабельной линии.

Значение тока в сети 6 кВ, приведенное к базисной величине, кА:

$$I_{62} = \frac{S_6}{\sqrt{3} \cdot U_{62}} = \frac{100}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 9,33 \quad (6.33)$$

Найдем суммарное сопротивление в точках КЗ, для К1:

$$\bar{x}_{расч.К1} = \bar{x}_c + \bar{x}_л + \bar{x}_{вт} + \bar{x}_{нт} = 0,1 + 0,003 + 0,48 + 1,2 = 1,783 ; \quad (6.34)$$

для К2:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						100
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$\bar{x}_{\text{расч.К2}} = \bar{x}_c + \bar{x}_л + \bar{x}_{\text{вт}} + \bar{x}_{\text{нт}} + \bar{x}_{\text{кл1}} = 0,1 + 0,003 + 0,48 + 1,2 + 0,235 = 2,018 \quad (6.35)$$

По расчетным кривым определим кратность токов КЗ для точки К1

$$k_{t=0} = 0,54;$$

$$k_{t=0,2} = 0,52;$$

$$k_{t=\infty} = 0,6.$$

Рассчитаем токи КЗ со стороны системы для всех моментов времени.

Для точки К1 с учетом подпитки от синхронных двигателей, А:

$$I_{K1,t=0} = 0,54 \cdot 9330 + 4 \cdot 207,3 = 5870,5 \quad (6.36)$$

$$\text{где } I_{\text{н.дв.}i} = \frac{S_{\text{дв.}i}}{\sqrt{3}U_{62}} = \frac{1000}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 93,37 \text{ А} - \text{ток подпитки от двигателей}$$

подъёмной установки;

$$I_y = 1,4 \cdot 1,8 \cdot 5870,5 = 14793,6 \text{ А}$$

$$I_y = 1,51 \cdot 5870,5 = 8864,5 \text{ А}$$

$$S_{K3} = 1,73 \cdot 6,3 \cdot 5870,5 = 63982,5$$

$I_{\text{н.дв.}i} = S_{\text{дв.}i} / 1,73 \cdot 6,3 = 1250 / 10,9 = 114 \text{ А} - \text{ток подпитки от двигателей ГВУ.}$

$$I_{K1,t=0,2}^c = k_{t=0,2} \cdot I_{62} = 0,52 \cdot 9330 = 4850 \text{ А}; \quad (217)$$

$$I_{K1,t=\infty}^c = k_{t=\infty} \cdot I_{62} = 0,56 \cdot 9330 = 5220 \text{ А} \quad (6.37)$$

Для точки К2, А:

$$I_{K2}^c = I_{K2,t=\infty} = I_{K2}'' = I_{K2,0,2} = \frac{I_{62}}{\bar{x}_{K2}} = \frac{9330}{2,88} = 4623,4 \quad (6.38)$$

$$I_{K2,t=0}^c = k_{t=0} \cdot I_{62} + 4 \Sigma I_{\text{н.дв.}i} = 0,54 \cdot 9330 + 4 \cdot 116,4 = 5503,8 \quad (6.39)$$

где  $I_{\text{н.дв.}i} = \frac{S_{\text{дв.}i}}{\sqrt{3}U_{62}} = \frac{1250}{\sqrt{3} \cdot 6,3} = 116,7 \text{ А} - \text{ток подпитки от двигателей водоотливной установки.}$

Ударный ток К.З. находят по формуле:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		101

Мгновенное значение, кА:

$$i_y = k_y \sqrt{2} I'' = \sqrt{2} k_y I_{t=0} = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot I_k = \sqrt{2} \cdot 1,8 \cdot 5503,8 = 14010,4 \quad (6.40)$$

где  $k_y=1,8$  – ударный коэффициент.

Действующее значение ударного тока, А:

$$I_y = q I'' = 1,51 \cdot 5503,8 = 8310,7 \quad (6.41)$$

где  $q=1,51$ .

Полученные данные сведем в таблицу.

Таблица 6.4 - 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	5.870	4,850	5,220	14,7936	63.9825
2	К2	5,503	4,6234	4,6234	14010,4	8,310

Проверка кабеля на термическую стойкость по токам КЗ.

$$S_{\min.ЦПП} = I_{t=\infty} \frac{\sqrt{t_\phi}}{C} = 4623,4 \frac{\sqrt{0,2}}{165} = 12,5 \text{ мм}^2 \quad (6.42)$$

где  $C=165$  – коэффициент, учитывающий материал кабеля.

Расчетное минимальное сечение кабеля меньше выбранного сечения.

## 6.6 Выбор высоковольтных ячеек

Для ЦПП выбираем высоковольтные ячейки КРУВ–6 с высоковольтными выключателями типа ВЭВ–6.

Таблица 6.5 - 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 6.6 - 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	5.87	5.87	5.87	-	31,5
Ударный ток, кА	14.7	14.7	14.7	-	80
Мощность отключения, кВА	63.9	63.9	63.9	-	546
Термическая стойкость, кА	14.7	14.7	14.7	-	31,5

### 6.7 Определение основных электрических показателей электрических сетей

Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

$$\alpha = \frac{\sum W_a}{A_{\text{год}}} = \frac{35 \cdot 10^6}{2190000} = 16 \quad (6.43)$$

где A – годовая производительность рудника, т/год.

Стоимость электроэнергии за год, руб:

$$C_{\text{год}} = \sum P_p \cdot a + \sum W_a \cdot b = 5609 \cdot 16 \cdot 339,558 + 35 \cdot 10^6 \cdot 262,65 \cdot 10^{-3} = 32,8 \cdot 10^6 \quad (6.44)$$

где  $\sum P_p$  – общая заявленная мощность, кВА;

b – годовая стоимость 1 кВтч;

n – число рабочих дней в году;

a – плата за 1 кВА.

Удельная стоимость электроэнергии:

$$C^1 = \frac{C}{\sum W_a} = \frac{32,8 \cdot 10^6}{35 \cdot 10^6} = 0,97 \text{руб/кВт} \cdot \text{ч} \quad (6.45)$$

## 7. Специальная часть

### 7.1 Производство аварийных ремонтов

Аварийные ремонты проводят вынужденно вследствие внезапных отказов оборудования (поломка его деталей или узлов). В дробильном оборудовании аварии происходят чаще всего в результате перегрузок, возникающих при попадании недробимых тел, возникновения усталостных трещин, а так же в виду наличия дефектов в деталях и узлах. Реже причиной аварийных поломок является низкое качество ремонтов и не удовлетворительное обслуживание машин. По трудоемкости аварийные ремонты могут соответствовать текущему и даже капитальному ремонтам. Все аварийные поломки машины фиксируются в агрегатном журнале, в нем также отмечаются обнаруженный во время осмотров и ревизиях оборудования износ узлов и деталей, трещины деформации и другие дефекты, угрожающие целостности и нормальной работе машины.

Агрегатный журнал ведется по всем видам основного и вспомогательного оборудования, обеспечивающего выполнение установленного технологического процесса, и служит для накопления данных о техническом состоянии и работоспособности действующего оборудования в процессе эксплуатации. Он является исходным документом для установления характера с объема плановых ремонтных работ, а так же сроков службы узлов и деталей оборудования.

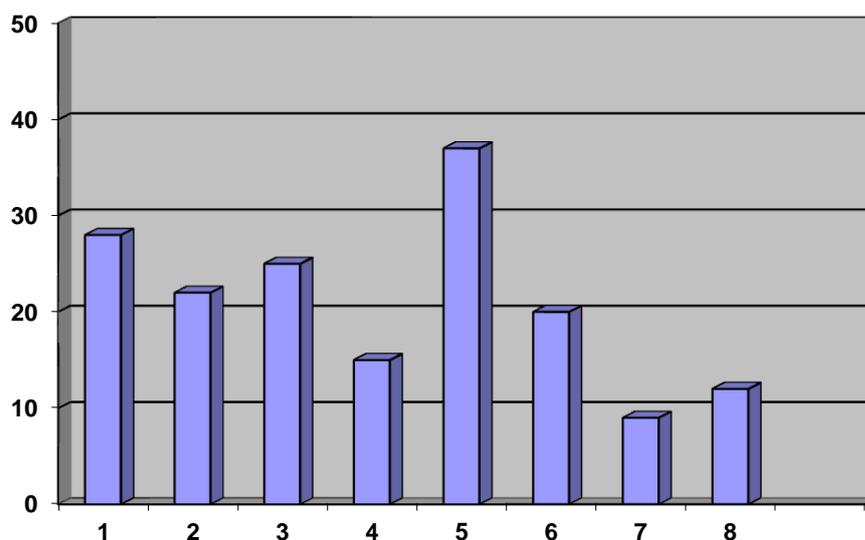
### 7.2 Увеличение надежности дробилки.

Из определения надежности следует что под надежностью понимают свойства изделия выполнять заданные функции, сохраняя свои эксплуатационные показатели в заданных пределах в течение требуемого промежутка времени или заданной наработки. Надежность изделия обуславливается его безотказностью, ремонтпригодностью, сохраняемостью, а так же долговечностью его частей.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						104
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Надежность машины в целом можно охарактеризовать надежностью ее составных деталей.

Так на основе данных агрегатного журнала, в котором зафиксированы все аварийные поломки дробилки КМД-1750Т-Д, дробильного отделения №2 обогатительной фабрики Березовского рудоуправления, за 2006-2016 гг. Я построил график количества отказов основных деталей машины.



**Рис. 7.2.1.** Количество отказов основных деталей КМД-1750Т-Д за 2006-2016 гг.

По вертикальной оси N – количество отказов, по горизонтальной оси – наименование деталей:

- 1 – броня дробящего конуса
- 2 – броня неподвижная
- 3 – поломки эксцентрикового узла
- 4 – поломки сферического подпятника
- 5 – поломки привода дробилки
- 6 – поломка распределительной тарелки
- 7 – обрыв анкерных болтов
- 8 – поломка пакетов пружин амортизации.

Данный график и опыт эксплуатации дробильного оборудования показал, что наименее надежными элементами дробилок КМД-1750Т-Д (на примере

Березовского рудоуправления) являются эксцентриковый узел и узел привода дробилки.

Размеры эксплуатационных расходов на дробильное оборудование в значительной мере определяется периодичностью замены и межремонтным ресурсом элементов привода и эксцентрикового узла дробилки. Но не стоит пренебрегать и элементами футеровки, так как это самые дорогостоящие детали дробилки. Поэтому целью дальнейших расчетов будет являться увеличение меж ремонтного ресурса брони дробящего конуса и привода дробилки КМД-1750Т-Д, что обеспечит повышение коэффициента технического использования и снижение эксплуатационных расходов дробильного оборудования Обогащительной фабрике.

### 7.3 Расчет ресурса броней дробилки КМД-1750Т-Д.

№	Дата установки брони	Дата остановки дробилки	Ресурс, мес.	Примечание
1	18.03.07.	15.07.07.	3,9	Трещина в верхней части
2	17.07.07.	10.11.07.	3,8	Не равномерный износ
3	15.11.07.	21.05.08.	6,2	Трещина
4	24.05.08.	30.10.08.	5,2	Скол в верхней части
5	01.11.08.	09.07.09.	9,2	Максимальный износ
6	09.07.09.	30.12.09.	5,7	Замена конуса
7	11.01.10.	02.08.10.	6,6	Максимальный износ
8	04.08.11.	27.11.11.	3,7	Не равномерный износ
9	28.11.11.	31.12.11.	1,1	Провернуло от попадания металла
10	10.01.12.	19.07.12.	6,3	Максимальный износ
11	19.07.12.	07.11.12.	3,6	
12	08.11.12.	05.06.13.	7,9	Максимальный износ
13	06.06.13.	30.11.13.	5,8	Трещина в верхней части
14	01.12.14.	13.04.15.	4,4	В связи с капитальным ремонтом

**Табл. 7.3.1.** Расчет ресурса брони дробящего конуса КМД-1750Т-Д

В данной работе приведена лишь часть таблицы, на основании данных агрегатного журнала за период 2006-2016 гг., средний фактический ресурс составил 5,5 месяца.

По результатам многолетних наблюдений за характером выхода из строя броней конусных дробилок мелкого дробления установлено, что броня дробящего конуса чаще всего выходит из строя по причине появления трещин преимущественно в верхней части брони. Развитие этих трещин приводит к выкрашиванию из брони кусков металла, достигающих значительных размеров.

#### 7.4 Расчет нагрузок, действующих на приводной вал.

##### *Расчёт устий в конической зубчатой передаче*

**Определение усилий, действующих в зацеплении.** При определении усилий в зацеплении исходим из предположения о равномерном распределении нагрузки по ширине зуба  $B=160$  мм. Равномерно распределённую нагрузку заменяем сосредоточенной нормальной силой  $R_p$ , лежащей в плоскости перпендикулярно образующей ОЕ (рис. 3.4.1) и приложенной в среднем сечении зуба. Раскладываем в этой плоскости силу  $R_{pn}$  на составляющие  $R$  и  $R_r$ .

Перпендикулярная к плоскости осей сцепляющихся зубчатых колёс сила  $R$  является окружным усилием, отнесённым к окружности диаметра  $d_c$  а лежащая в плоскости осей сила  $R_r$  является радиальной силой для приведённых зубчатых колёс на среднем дополнительном конусе. Силу  $R_r$  в плоскости осей конических зубчатых колёс раскладываем на две составляющие:  $R_r'$ , перпендикулярную оси шестерни и называемую радиальной силой, и  $R_{a_1}$ , параллельную оси и называемую осевой силой.

Нагрузки в зацеплении определяются при номинальной мощности приводного электродвигателя  $N=160$  кВт при  $n=740$  об/мин.

$$\text{Окружное усилие } R = 2 \cdot \frac{M_1}{d_{c_1}}$$

где  $M_1$  - номинальный момент на приводном валу:

$$M_1 = 9750 \cdot \frac{N}{n} = 9750 \cdot \frac{160}{740} = 2108 \text{ Нм}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						107
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$d_{c1}$  - средний диаметр шестерни:  $d_{c1} = (1 - 0,5g_k) \cdot d_{\delta 1}$

где  $g_k$  - размер, зависящий от отношения  $(B / L)$

$$g_k = \frac{B}{L} = \frac{160}{649} = 0,277$$

где  $B$  - длина зуба,  $B = 160$  мм;

$L$  - конусное расстояние,  $L = 649$  мм.

$d_{\delta 1}$  - диаметр начального конуса:  $d_{\delta 1} = m z_1$ ,

где  $m$  - модуль (на большом торце),  $m = 24$

$z_1$  - число зубьев шестерни,  $z_1 = 18$

Тогда  $d_{\delta 1} = 24 \cdot 18 = 432$

$$d_{c1} = (1 - 0,5 \cdot 0,277) \cdot 432 = 372,2$$

$$P = \frac{2 \cdot 210 \cdot 8}{0,372} = 11333 \text{ Н}$$

### **Радиальная сила**

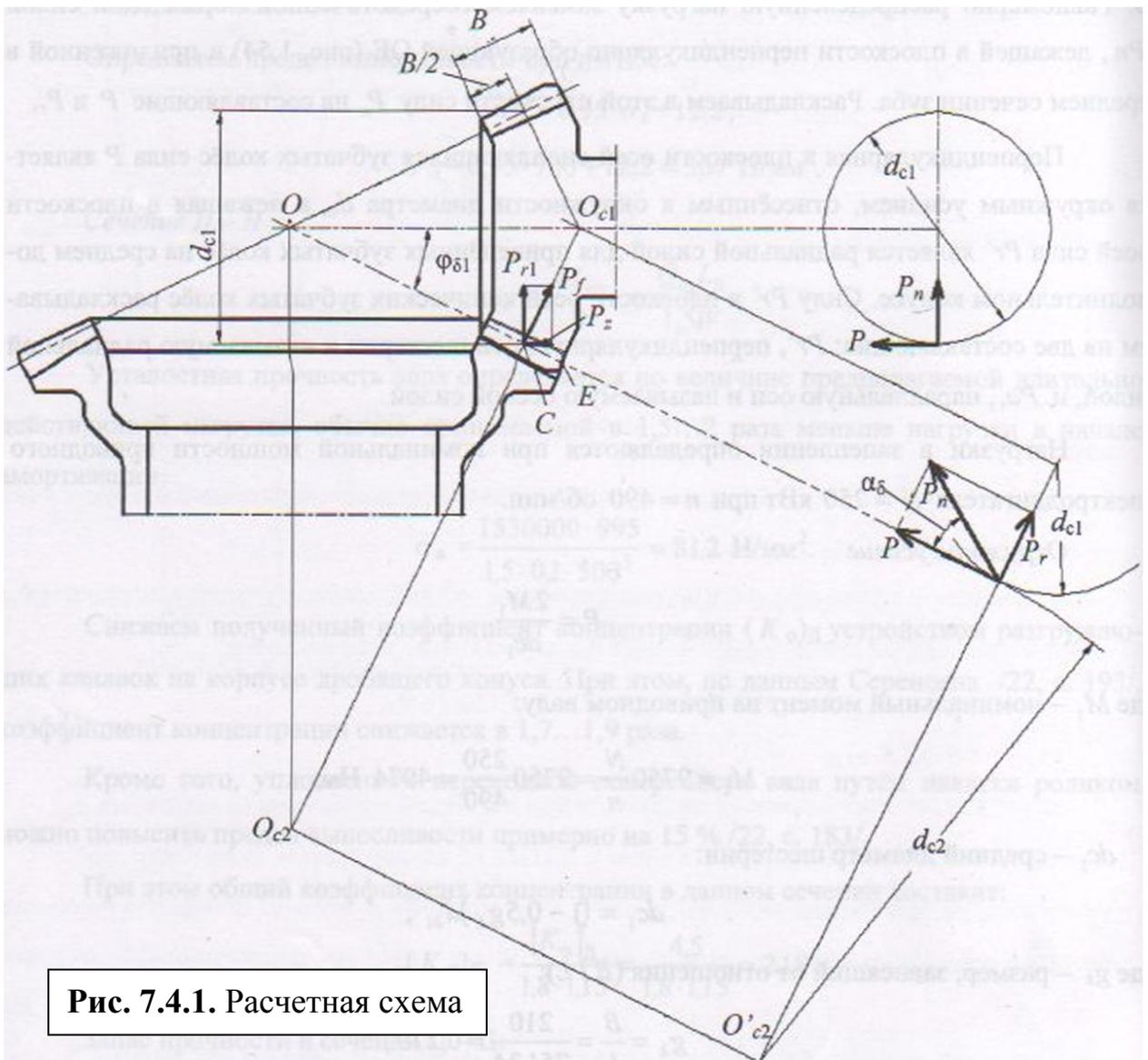
$$P_{r1} = P \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\delta} \cdot \cos \varphi_{\delta 1} = 11333 \cdot \operatorname{tg} 20^{\circ} \cdot \cos 22^{\circ} = 3824 \text{ Н},$$

при  $\alpha_{\delta} = 20^{\circ}$  - угол зацепления;  $\varphi_{\delta 1} = 22^{\circ}$ ;

$$P_{a1} = P \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\delta} \cdot \sin \varphi_{\delta 1} = 11333 \cdot \operatorname{tg} 20^{\circ} \cdot \sin 22^{\circ} = 1545 \text{ Н};$$

$$P_{r2} = P \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\delta} \cdot \cos \varphi_{\delta 2} = 11333 \cdot \operatorname{tg} 20^{\circ} \cdot \cos 70^{\circ} = 1411 \text{ Н};$$

$$P_{a2} = P \cdot \operatorname{tg} \alpha_{\delta} \cdot \sin \varphi_{\delta 2} = 11333 \cdot \operatorname{tg} 20^{\circ} \cdot \sin 70^{\circ} = 3876 \text{ Н};$$

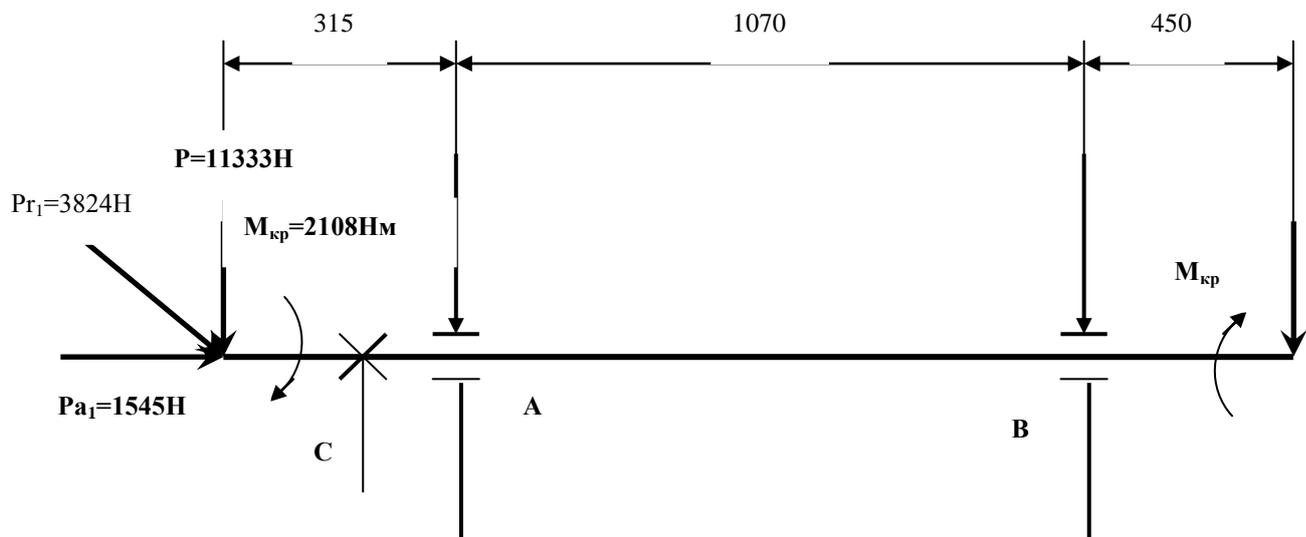


**Рис. 7.4.1.** Расчетная схема

*Проверка на прочность приводного вала при номинальной мощности двигателя 160 кВт (рис. 7.4.2)*

Считаем, что осевая сила воспринимается корпусом, следовательно, на вал действуют  $M_{кр}$ , окружное усилие  $P$  (в горизонтальной плоскости) радиальная сила  $P_r$  (в вертикальной плоскости).

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат



**Рис. 7.4.2.** Расчетная схема.

*Эюры изгибающих и крутящих моментов (рис. 3.4.3, 3.4.4)*

**А.** В горизонтальной плоскости. Определение реакций опор:

$$\Sigma M_a = 0; \quad -P \cdot 0,315 + R_b \cdot 1,070 = 0;$$

$$R_b = \frac{11333 \cdot 0,315}{1,070} = 3336 \text{ Н};$$

$$\Sigma M_b = 0; \quad -P \cdot (0,315 + 1,070) + R_a \cdot 1,070 = 0$$

$$R_a = \frac{11333 \cdot 1,385}{1,070} = 14669 \text{ Н};$$

$M_{изг}^{\Gamma}$  в точке А:

$$M_{изг}^{\Gamma} = P \cdot 0,315 = 3570 \text{ Нм}$$

**В.** В вертикальной плоскости.

Изгибающий момент от радиальной силы в точке А:

$$M_{изг}^B = P \cdot 0,315 = 11333 \cdot 0,315 =$$

$$1221 \text{ Нм}$$

Равнодействующий момент в сечении А:

$$M_a = \sqrt{(M_{\text{изг}}^B)^2 + (M_{\text{изг}}^Г)^2} = \sqrt{3570^2 + 1221^2} = 3773$$

Н/м

Напряжения в сечении А:

$$\text{от изгиба } \sigma_{\text{и}} = \frac{M_a}{0,1d^3} =$$

$$\frac{3773 \cdot 10^3}{0,1 \cdot 35^3} = 15,3 \text{ Н/мм}^2$$

$$\text{от кручения } \tau = \frac{M_{\text{кр}}}{0,2d^3} =$$

$$= \frac{2108 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 35^3} = 4,3 \text{ Н/мм}^2.$$

Запас прочности вала в сечении А:

$$n = \frac{n_{\sigma} \cdot n_{\tau}}{\sqrt{n_{\sigma}^2 + n_{\tau}^2}},$$

где  $n_{\sigma}$  – запас прочности по нормальным напряжениям:

$$n_{\sigma} = \frac{\sigma_{-1}}{\frac{K_{\sigma} \cdot \sigma_{\nu}}{\epsilon_{\sigma}}};$$

$$\sigma_{-1} = 0,43 \cdot \sigma_{\text{в}};$$

$\sigma_{\text{в}}$  - для углеродистых сталей, например, материал вала Ст45

$\sigma_{\text{в}} = 540 \text{ МПа}; \sigma_{-1} = 0,43 \cdot 540 = 232 \text{ МПа};$

$\epsilon_{\sigma}$  – масштабный фактор при изгибе,  $\epsilon_{\sigma} = 0,65,$

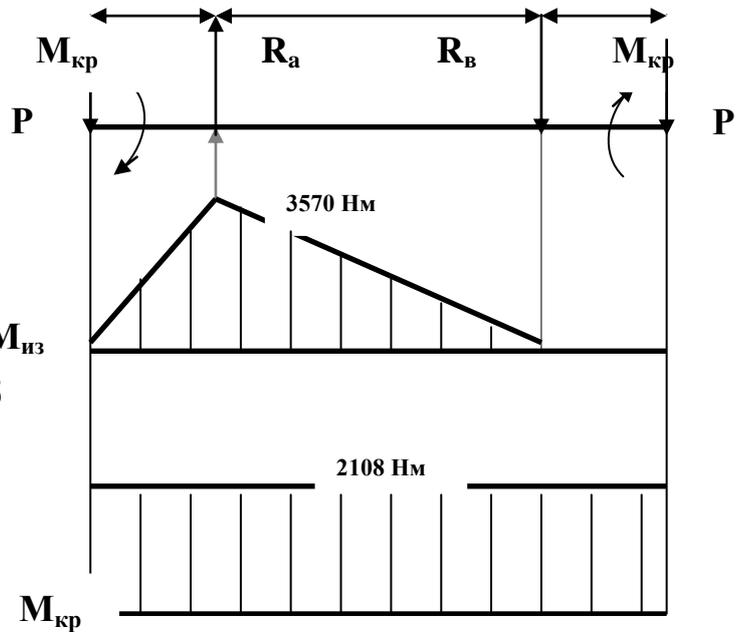


Рис. 7.4.3. Построение эпюры моментов

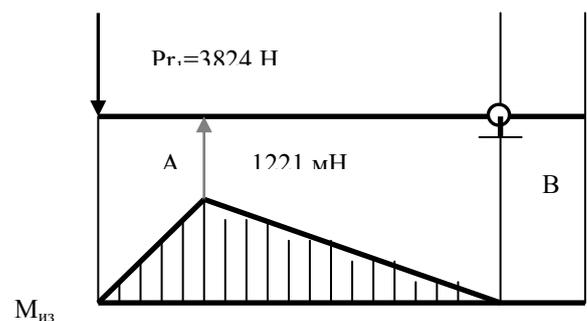


Рис. 7.4.4. Построение эпюры моментов

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат
------	------	----------	---------	-----

если в сечении А отсутствуют концентраторы, то  $K_\sigma = 1,0$ ;

$\sigma_v = \sigma_{и} = 15,3 \text{ Н/мм}^2$  – при симметричном цикле нагружения,

$$n_\sigma = \frac{232}{\frac{1}{0,65} \cdot 15,3} = 9,86$$

$n_\tau$  – запас прочности по касательным напряжениям:

$$n_\tau = \frac{\tau_{-1}}{\frac{K_\tau}{\varepsilon_\tau} \tau_v},$$

где  $\tau_{-1} \approx 0,58 \cdot \sigma_{-1} = 0,58 \cdot 232 = 134,5 \text{ Н/мм}^2$ ;

$K_\tau = 1,0$  – в сечении А нет концентраторов;

$\varepsilon_\tau = 0,55$  – масштабный фактор при кручении;

$$\tau_v = \frac{\tau}{2} = \frac{4,3}{2} = 2,15 \text{ Н/мм}^2;$$

$$n_\tau = \frac{134,5}{\frac{1}{0,55} \cdot 2,15} = 34,4.$$

Общий запас прочности в сечении А:

$$N_a = \frac{9,86 \cdot 34,4}{\sqrt{9,86^2 + 34,4^2}} = 9,45.$$

Для сечения С (начало прессовой посадки шестерни) имеем:

$$M_c = M_a \cdot \frac{0,18}{0,315} = 3773 \cdot \frac{0,18}{0,315} = 2156 \text{ Нм};$$

$$M_{кр} = 2108 \text{ Нм};$$

$$\frac{K_\sigma}{\varepsilon_\sigma} = \frac{3,4}{0,65} = 5,22;$$

$$\frac{K_{\tau}}{\varepsilon_{\tau}} \cong 1 + 0,6 \left( \frac{K_{\sigma}}{\varepsilon_{\sigma}} - 1 \right) = 3,53;$$

$$\sigma_{п} = \frac{M_c}{W_c} = \frac{2156 \cdot 10^3}{0,1 \cdot 135^3} = 8,8 \text{ Н/мм}^2;$$

$$\tau = \frac{M_c}{W_{pc}} = \frac{2108 \cdot 10^3}{0,2 \cdot 135^3} = 4,3 \text{ Н/мм}^2;$$

Запас прочности по нормальным напряжениям

$$n_{\sigma} = \frac{134,5}{5,22 \cdot 8,8} = 5,1;$$

Запас прочности по касательным напряжениям

$$n_{\tau} = \frac{134,5}{3,53 \cdot 2,15} = 17,7;$$

Общий запас прочности в сечении С

$$n_c = \frac{5,1 \cdot 17,7}{\sqrt{5,1^2 + 17,7^2}} = 4,9.$$

### 7.5 Построение графика планово-предупредительных ремонтов.

Конусная дробилка КМД-1750Т-Д введена в эксплуатацию 20.11.2016 года после капитального ремонта. Режим работы дробилки: 7-и дневная рабочая неделя, количество рабочих смен в сутки – 3, продолжительность смены – 8 часов, коэффициент использования по машинному времени равен 0,8.

Межремонтные сроки, маш.-час.

Ремонтный осмотр РО = 520 м.-ч.

Текущие ремонты:

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		113

$$T_1 = 3120 \text{ м.-ч.}$$

$$T_2 = 9360 \text{ м.-ч.}$$

$$\text{Капитальный ремонт } K = 18720 \text{ м.-ч.}$$

Трудоемкость ремонтов, чел.-час.

$$PO = 20 \text{ ч.-ч.}$$

$$T_1 = 53 \text{ ч.-ч.}$$

$$T_2 = 175 \text{ ч.-ч.}$$

$$K = 875 \text{ ч.-ч.}$$

Продолжительность ремонтных часов, сутки.

$$PO = 6 \text{ часов.}$$

$$T_1 = 1 \text{ сутки.}$$

$$T_2 = 2,6 \text{ суток}$$

$$K = 13 \text{ суток.}$$

Структурная формула ремонтного цикла:

$$\begin{aligned} &H(K)-520PO_1-1040PO_2-1560PO_3-2080 PO_4-2600PO_5-3120T_1(1)-3640PO_6-4160PO_7- \\ &4680PO_8-5200PO_9-5720PO_{10}-6240T_1(2)-6760PO_{11}-7280PO_{12}-7800PO_{13}-8320PO_{14}- \\ &8840PO_{15}-9360T_2(1)-9880PO_{16}-10400PO_{17}-10920PO_{18}-11440PO_{19}-11960PO_{20}- \\ &12480T_1(3)-13000PO_{21}-13520PO_{22}-14040PO_{23}-14560PO_{24}-15080PO_{25}-15600T_1(4)- \\ &16120PO_{26}-16640PO_{27}-17160PO_{28}-17680PO_{29}-18200PO_{30}-18720K \end{aligned}$$

Определяем количество Машино-часов работы дробилки по месяцам года:

$$T = \text{Дрм} \cdot n \cdot t \cdot K_{и},$$

где Дрм – количество дней работы дробилки в месяц;

n – количество рабочих смен в сутки;

t – продолжительность смены, ч;

$K_{и} = 0,7 \dots 0,8$  – коэффициент использования по машинному времени.

$$\text{Ноябрь 2015:} \quad 11 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 211,2$$

$$\text{Декабрь 2015:} \quad 31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						114
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Январь 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Февраль 2016:	$28 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 537,6$
Март 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Апрель 2016:	$30 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 576$
Май 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Июнь 2016:	$30 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 576$
Июль 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Август 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Сентябрь 2016:	$30 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 576$
Октябрь 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
Ноябрь 2016:	$30 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 576$
Декабрь 2016:	$31 \times 3 \times 8 \times 0,8 = 595,2$
ИТОГО:	7814.4

Порядок расчета графика следующий:

Возможный фонд рабочего времени определяется произведением количества рабочих суток и суточной наработки машины в маш. - час. Простои в ремонте берутся в ремонтных нормативах и переводятся в машино-часы.

Действительный фонд рабочего времени равен разности возможного фонда и простоев машины в ремонте. Нарастающий фонд рабочего времени есть сумма предыдущего фонда и действительного в данном месяце. Время до ремонта по нормативу и вид ремонта берется из структурной формулы ремонта.

Срок выполнения ремонта определяется следующим образом: берём разность нарастающего рабочего фонда и времени до ремонта по нормативу и делим на количество маш.-час. в сутки. К полученному количеству суток добавляем выходные дни (если прерывная неделя) и от номинального количества дней вычитаем полученную сумму. Получаем дату ремонта (сроки выполнения).

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		115

Расчет графика ППР для КМД-1750Т-Д на 2016 год.

Месяц года	Возможный фонд рабочего времени, м-ч	Простой в ремонте		Действительный фонд рабочего времени, м-ч	Нарастающий фонд рабочего времени, м-ч	Время до ремонта по нормативу, м-ч	Вид ремонта	Сроки выполнения ремонта
		Сутки	Мащ. час.					
Ноябрь	211,2	-	-	211,2	0	0	К	7-20
Декабрь	595,2	0,25	5	590,2	590,2	520	PO <sub>1</sub>	28
Январь	595,2	0,25	5	590,2	1180,4	1040	PO <sub>2</sub>	24
Февраль	537,6	0,25	5	532,6	1713	1560	PO <sub>3</sub>	20
Март	595,2	0,25	5	590,2	2303,2	2080	PO <sub>4</sub>	19
Апрель	576	0,25	5	571	2874,2	2600	PO <sub>5</sub>	16
Май	595,2	1	19,2	576	3450,2	3120	T <sub>1</sub> (1)	13-14
Июнь	576	0,25	5	571	4021,2	3640	PO <sub>6</sub>	10
Июль	595,2	0,25	5	590,2	4611,4	4160	PO <sub>7</sub>	8
Август	595,2	0,25	5	590,2	5201,6	4680	PO <sub>8</sub>	4
Сентябрь	576	0,25	5	571	5772,6	5200	PO <sub>9</sub>	1
		0,25	5	590,2	6362,8	5720	PO <sub>10</sub>	28
Октябрь	595,2	1	19,2	576	6938,8	6240	T <sub>1</sub> (2)	23-24
Ноябрь	576	0,25	5	571	7509,8	6760	PO <sub>11</sub>	22
Декабрь	595,2	0,25	5	590,2	8100	7280	PO <sub>12</sub>	19

График ППР для дробилки КМД-1750Т-Д на 2016 год.

Месяц года											
январь	февраль	март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь	декабрь
<u>24</u> PO <sub>2</sub>	<u>20</u> PO <sub>3</sub>	<u>19</u> PO <sub>4</sub>	<u>16</u> PO <sub>5</sub>	<u>13-14</u> T <sub>1</sub> (1)	<u>10</u> PO <sub>6</sub>	<u>8</u> PO <sub>7</sub>	<u>4</u> PO <sub>8</sub>	<u>1; 28</u> PO <sub>9</sub> ; PO <sub>10</sub>	<u>23-24</u> T <sub>1</sub> (2)	<u>22</u> PO <sub>11</sub>	<u>19</u> PO <sub>12</sub>

## 7.6 Определение численности ремонтного персонала.

Расчет трудоемкости ремонтных работ.

Трудоемкость ремонтных работ определяется с учетом всего технологического оборудования, сетей и коммуникаций.

Расчет годовой программы и трудоемкости ремонта конусной дробилки КМД-1750Т-Д

Наименование оборудования	Количество работ	Годовая наработка (Т), м-ч.	Межремонтные сроки, м-ч			
			К	Текущий		РО
				T <sub>2</sub>	T <sub>1</sub>	
КМД-1750Т-Д	2	6487,7	18720	9360	3120	520

Количество ремонтов на единицу в год			Годовая программа (количество ремонтов на парк оборудования)				
К	Текущие		РО	К	Текущий		РО
	T <sub>2</sub>	T <sub>1</sub>			T <sub>2</sub>	T <sub>1</sub>	
0,35	0,69	2,1	12,5	0,7	1,38	4,2	25

Трудоемкость одного ремонта, чел.-час.			Трудоемкость на годовую программу, чел.-час.				
К	Текущие		РО	К	текущий		РО
	T <sub>2</sub>	T <sub>1</sub>			T <sub>2</sub>	T <sub>1</sub>	
875	175	53	20	613	242	223	500

Годовая наработка (Т, м/ч) определяется по выражению:

$$T = (T_p - T_{рем}) \cdot n \cdot t_c \cdot K_u,$$

где T<sub>p</sub> – количество рабочих дней предприятия в году;

T<sub>рем</sub> – среднегодовые простои машины в ремонтах, дни;

n – число смен работы машины в сутки;

t<sub>c</sub> – продолжительность смены, ч;

K<sub>и</sub> – коэффициент использования по машинному времени.

Годовая наработка зависит от режима работы предприятия и от интенсивности использования машины.

$$T_p = T_k - T_v - T_{\text{п}},$$

где  $T_k$  – количество календарных дней в году;

$T_v$  – количество воскресных дней в году;

$T_{\text{п}}$  – количество праздничных дней в году.

Среднегодовые простои дробилки КМД-1750Т-Д  $T_{\text{рем}} =$  суток определены следующим образом: исходя из периодичности ремонтов структура ремонтного цикла имеет вид:

5РО- $T_1$ (1)-5РО- $T_1$ (2)-5РО- $T_2$ (1)-5РО- $T_1$ (3)-5РО- $T_1$ (4)-5РО-К, т.е. количество ремонтов за ремонтный цикл:  $K = 1, T_2 = 1, T = 4, \text{PO} = 30$ .

Суммарные простои за ремонтный цикл

Виды ремонтов	Количество ремонтов за РЦ	Нормативные простои в ремонте, сутки	Суммарные простои в ремонте, сутки
К	1	13	13
$T_2$	1	2,6	2,6
$T_1$	4	1	4
РО	30	0,25	7,5
ИТОГО:			27,1

$$T = (T_p - T_{\text{рем}}) \cdot n \cdot t_c \cdot K_u = (365 - 27,1) \cdot 3 \cdot 8 \cdot 0,8 = 6487,7 \text{ м-ч.}$$

Количество ремонтов в год, приходящееся на одну машину, определяется по нижеприведенным формулам:

Вид ремонта	Расчетная формула
Капитальный - К	$N_K = T/t_K$
Текущий – $T_2$	$N_{T_2} = T/t_2$
Текущий – $T_1$	$N_{T_1} = T/t_1$
Ремонтный осмотр РО	$N_{\text{РО}} = T/t_{\text{РО}}$

Где, Т – годовая наработка, м-ч.

$$N_K = T/t_K = 6487,7 / 18720 = 0,35$$

$$N_{T_2} = T/t_2 = 6487,7 / 9360 = 0,69$$

$$N_{T_1} = T/t_1 = 6487,7 / 3120 = 2,1$$

$$N_{PO} = T/t_{PO} = 6487,7 / 520 = 12,5$$

Расчет штата ремонтного персонала. Численность ремонтной службы определяется численностью тех профессий, которые непосредственно заняты на текущих ремонтах (слесари, электрики, сварщики и др.).

#### Распределение трудоемкости по видам работ.

Ви д рем онт а	Трудоемк ость ремонта, чел.-час.	Виды работ				
		Станочн ые	Слесарны е	Эл. Ремонтн ые	Сварочн ые	Прочие
		% ; чел.-час.				
К	613	25	45	20	5	5
		153	276	123	31	31
T <sub>2</sub>	242	20	50	20	5	5
		48	121	48	12	12
T <sub>1</sub>	223	15	55	22	4	4
		33	123	49	9	9
PO	500	8	60	25	4	3
		40	300	125	20	15
Итого:		274	820	345	72	67

Количество ремонтных рабочих (без дежурных электрослесарей), чел:

$$N_P = (T_B - T_{MB}) \times K_P / \Phi_P,$$

где T<sub>B</sub> – трудоемкость по видам работ, чел.-ч.;

T<sub>MB</sub> – трудоемкость участия машинных бригад в ремонтах обслуживаемого оборудования (учитывается только при определении слесарной группы), чел.-ч.;

K<sub>P</sub> – коэффициент резерва, учитывающий непредвиденные работы (устранение внезапных отказов и др.), K<sub>P</sub> = 1,1;

Φ<sub>P</sub> = 1820 ч. – годовой фонд времени производственного рабочего, ч.

Участие машинных бригад  $T_{МБ}$  (чел.-ч.) в ремонтах:

Где  $n$  – количество машин разного типа на предприятии;

$m$  – количество разных видов ремонтов, предусмотренных для  $i$ -ой машины;

$N_{МБi}$  – количество членов машинной бригады  $i$ -го вида оборудования, чел.;

$П_{Hi}$  – нормативная длительность простоя  $i$ -го вида оборудования в ремонтах в течении года, ч;

$K_y = 0,8$  – коэффициент участия, зависящий от фактической возможности к эффективности использования членов машинной бригады на ремонтах, определяемый их квалификацией и графиком работы ( $K_y \leq 1,0$  – принимается по данным предприятия).

$$N_{P(ст)} = (274 \times 1,1)/1820 = 0,2 \rightarrow \text{принимаем } N_{P(ст)} = 1 \text{ чел.}$$

$$N_{P(св)} = (72 \times 1,1)/1820 = 0,1 \rightarrow \text{принимаем } N_{P(св)} = 1 \text{ чел.}$$

$$N_{P(эл.рем.)} = (345 \times 1,1)/1820 = 0,2 \rightarrow \text{принимаем } N_{P(эл.рем.)} = 1 \text{ чел.}$$

$$N_{P(пр)} = (67 \times 1,1)/1820 = 0,1 \rightarrow \text{принимаем } N_{P(пр)} = 1 \text{ чел.}$$

Определяем годовые затраты труда машинистов на ремонт дробилки КМД-1750Т-Д

Где  $n = 1$ ;  $m = 3$  ( $T_2$ ,  $T_1$ ,  $PO$ );  $N_{МБ} = 3$ ;

$$П_H(T_2) = 1 \times 8 \times 1,38 = 11,04$$

$$П_H(T_1) = 2,6 \times 8 \times 4,2 = 87,36$$

$$П_H(PO) = 0,25 \times 8 \times 25 = 50$$

Где 1; 2,6; 0,25 – нормативная продолжительность ремонтов соответственно  $T_2$ ,  $T_1$ ,  $PO$  (приводится в нормативах);

8 – длительность смены при ремонте;

1,38; 4,2; 25 – количество ремонтов в год соответственно  $T_2$ ,  $T_1$ ,  $PO$ ;

$K_y = 0,8$ ,

$$N_{P.сл.} = (820 - 73,3) \times 1,1/1820 = 0,5 \rightarrow \text{принимаем } N_{P.сл.} = 1 \text{ чел.}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						120
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Количество трудящихся ремонтной службы:

Где  $q$  – количество профессий ремонтников;

$N_{Pi}$  – численность ремонтников  $i$ -ой профессии;

$N_d$  – численность дежурного персонала (зависит от режима работы предприятия и директивных распоряжений по отрасли);

$N_{ИТР}$  – количество инженерно-технических работников (по штатному расписанию предприятия и директивным распоряжениям по отрасли).

$$N_{Pi} = 1 + 1 + 1 + 1 + 1 = 5 \text{ чел.}$$

$$N_B = (0,1 \div 0,15) \times (N_P + N_d) = 0,1(5 + 4) = 0,9 \sim 1 \text{ чел.}$$

$$N_{ИТР} = 0,1 \times (N_P + N_d + N_B) = 0,1 \times (5 + 4 + 1) = 1 \text{ чел.}$$

$$N_{pc} = 5 + 1 + 1 = 7 \text{ чел.}$$

Численность ремонтного персонала

Профессия	Трудоемкость по видам работ, чел.-ч	Годовой фонд времени рабочего данной профессии, ч	Количество человек	
			По расчету	Принятое
Станочник	264	1820	0,2	1
Слесарь	820		0,5	1
Электрик	345		0,2	1
Сварщик	72		0,1	1
Прочие	67		0,1	1

## 7.7 Технология проведения капитального ремонта дробилки КМД-1750Т-Д.

*Подготовительные работы.*

В подготовительный период производят следующие работы:

- Подготовить площадку для демонтируемых во время ремонта деталей.
- Подготовить стенд для ремонта узла привода.

- Произвести ревизию гидравлической системы и цилиндров, убедиться в их исправности.
- Произвести ревизию инвентарной грузоподъемной оснастки и приспособлений.
- Подготовить новые или отреставрированные детали и узлы, необходимые для капитального ремонта дробилки.
- Подготовить необходимый для ремонта инструмент.

### ***Разборка дробилки.***

Произвести строповку и демонтаж рудоспуска с грохота в дробилку, затем демонтаж загрузочного устройства. Выбить клинья из колонок, прижимающих кожух. Снять фиксатор с кожуха. С помощью гидроцилиндров вывернуть регулирующее кольцо из опорного. Если резьба регулирующего кольца подклинивает, необходимо раскручивать его “в раскачку” чередуя направление вращения кольца (по часовой стрелке и против нее). Произвести демонтаж кожуха, а за тем и регулирующего кольца. Перед подъемом всех деталей необходимо убедиться в качестве и правильности строповки.

Открутить болты крепления резиноканевых “лопухов” мягкого соединения полумуфт электродвигателя и контрпривода, и снять их. Отсоединить клеммы силового кабеля электродвигателя, открутить болты его крепления к фундаменту и демонтировать его.

Открутить болты фланца крепления контрпривода и аккуратно вывести его из гнезда, установить его на стенд для последующей разборки и ремонта.

Затем демонтировать дробящий конус в сборе и установить его на стенд для ремонта. Снять опорную чашу, после этого произвести демонтаж эксцентрикового узла в сборе, во время его подъема следить за тем, чтобы его не перекашивало в цилиндрической втулке, так как это может их повредить.

Выкрутить сливную пробку и слить остатки индустриального масла. Вытащить

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						122
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

верхний диск с помощью специальной штанги с резьбой, после чего аналогично вытащить нижний и промежуточный диски. Затем демонтировать крышку (поддон) станины. С помощью газовой аппаратуры нагреть и выдуть заливные баббитовые шпонки, фиксирующие цилиндрическую втулку в станине дробилки. С помощью специального приспособления вытащить втулку из стакана станины. Демонтировать изношенные футеровочные брони привода и ребер станины. С помощью газовой аппаратуры разрезать на куски и вытащить стальную футеровку станины.

Раскрутить гайки М64 болтов амортизационных пружин, снять пружины и болты. Демонтировать опорное кольцо.

### ***Разборка и ремонт узлов дробилки.***

Вычистить и промыть разводку труб системы смазки дробилки, вычистить маслбак, произвести ревизию маслососа и его электродвигателя, а так же ревизию поплавкового датчика масла и датчика температуры. Залить новое индустриальное масло.

Контр привод разбирается на стенде. В начале необходимо снять полумуфту, для этого необходимо открутить три болта крепления упорной шайбы, после чего сбить полумуфту. Затем снять хомут, выполненный в виде двух полуколец, стянутых двумя шпильками М16. После чего открутить шесть болтов М10 крепления фланца и снять его, извлечь сальниковую набивку, которую он поджимал. Открутить шесть шпилек М16 крепления маслосборника и снять его. Спрессовать упорный диск с помощью съемника и вывести приводной вал из корпуса привада. Вынуть заднюю и переднюю бронзовые втулки. Все детали подвергаются мойке и дефектации, кроме бронзовых втулок, они заменяются в любом случае. Корпус привода осматривается на предмет трещин. Вал и коническая шестерня на предмет трещин и износ. На валу микрометром промеряются шейки под подшипники скольжения, а на конической шестерне пятно контакта. Если отклонения допустимы, то их оставляют до следующего ремонта и дефектации, а если нет,

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						123
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

то заменяют на новый вал с уже запрессованной на него шестерней, взятые на складе запасных деталей. В корпус привода вставляются новые бронзовые втулки и фиксируются от проворота ввертышами М24. Поверхность втулок и вала смазывается индустриальным маслом, чтобы уменьшить износ во время пуска дробилки, после чего вал заводится в корпус привода. На вал запрессовывается упорный диск с новой шпонкой и новыми уплотнительными резиновыми кольцами. После чего ставится маслосборник и притягивается к корпусу шпильками. Набивается сальник и поджимается фланцем, болты которого фиксируются стальной проволокой сквозь отверстия в шляпках. На вал одевается полумуфта и притягивается болтами через упорную шайбу, ставится и протягивается хомут. После сборки контрпривода необходимо убедиться, что вал вращается без подклинивания и осевого люфта. Привод готов к монтажу.

Эксцентриковый узел. Заливные баббитовые шпонки конической втулки выдуваются резакон. Узел ложится на бок на подставку и при помощи кувалды и болванки из мягкого металла коническая втулка выбивается из эксцентрика. После чего эксцентрик вместе с шестерней моют и осматривают на наличие повреждений и износ. Если они в рабочем состоянии, то в эксцентрик вставляется новая (или восстановленная) коническая втулка. Шпоночные пазы заливаются расплавленным баббитом, излишки баббита аккуратно срубаются зубилом. При недопустимом износе зубьев шестерни или самого эксцентрика узел отправляется в ремонтно-механический цех, а для сборки дробилки используется новый (или восстановленный) узел, хранящийся на складе запасных частей.

Опорная чаша. Выворачиваются болты М12 с головкой впотай, которые крепят сферический подпятник. Поддев лопаткой монтажки, подпятник приподнимается над корпусом чаши и затем демонтируется. Корпус чаши чистится и моется от грязи и масла. В корпус вкладываем новый сферический подпятник и крепим его винтами.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						124
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Такие узлы как дробящий конус и регулирующее кольцо во время капитального ремонта не ремонтируются, так как их ремонт более трудоемкий по сравнению с другими узлами и деталями. Поэтому эти узлы ремонтируются и собираются заранее из резервных деталей и во время капитального ремонта монтируются в сборе.

Пружины и болты М64 амортизационных кассет осматриваются, не годные отбраковываются. Опорное кольцо чистят и так же подвергают осмотру на наличие дефектов. Проводят осмотр станины на предмет трещин, проверяют затяжку анкерных болтов.

Бригада электриков проводит ревизию электродвигателя, а так же ревизию электрических схем дробилки.

### ***Сборка дробилки.***

Завести и проварить новую футеровку станины. Смонтировать новые защитные брони привода и ребер станины.

Смонтировать опорное кольцо. Собрать кассеты амортизационных пружин, равномерно протянуть все гайки, зафиксировать их при помощи стопорных пластин.

В стакан станины вставить цилиндрическую втулку, залить шпоночные пазы расплавленным баббитом, после застывания удалить его излишки при помощи зубила. Смонтировать крышку стакана, собрать маслопроводы системы смазки, ввернуть сливную пробку. На дно стакана установить нижний диск. Затем положить на него, предварительно смазанный индустриальным маслом, новый промежуточный диск, выполненный из бронзы. После чего установить верхний диск. Смазать внутреннюю поверхность цилиндрической втулки маслом и завести в нее эксцентриковый узел.

Произвести монтаж узла привода. Проверить величину зазора в конической зубчатой передаче. Радиальный зазор в зубчатом зацеплении у внешних торцов должен быть в пределах 4,8 – 6,0 мм. При необходимости отрегулировать.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						125
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Затем монтируется опорная чаша. На дно стакана заливается индустриальное масло, так чтобы его уровень был на 100 – 150 мм.выше нижнего края конической втулки. Поверхности втулки и сферического подпятника так же смазываются маслом.

Затем стропуют дробящий конус и заводит его в эксцентриковый узел, следя при этом, чтобы при его опускании не расплескалось масло.

Резьбу опорного кольца смазывают густой смазкой: литолом либо солидолом. После чего в него вворачивается регулирующее кольцо. Регулируется ширина разгрузочной щели. Одевается кожух и забиваются прижимные клинья. Монтируют загрузочное устройство и рудоспуск с грохота.

После этого монтируется электродвигатель, собирается мягкое соединение полумуфт привода дробилки. Производится пробный пуск и обкатка в холостую (без подачи руды). Затем обкатка с небольшой подачей руды. После этого дробилка отдается в эксплуатацию.

После капитального ремонта дробилки восстанавливают снятые с дробилки дробящий конус и регулирующее кольцо.

Дробящий конус устанавливают на стенд. Обрезают болты крепления распределительной плиты и демонтируют ее. Изпод нажимной втулки выбивают клинья, а втулку осаживают вниз по валу так, чтобы можно было вытащить полукольца. Затем выжимную втулку стягивают с вала. Затем газовым резаком по ступице разрезают нижнюю втулку, приваривают к ней монтажные петли и так же стягивают с вала. К броне конуса то же приваривают монтажные петли, цепляют к ним троса, краном дают натяжку, после чего простукивают броню кувалдами, пока она не сорвется с конуса. После снятия брони конус зачищают, а вал осматривают на наличие дефектов. Сборку дробящего конуса производят в обратном порядке: надевают броню, затем нижнюю втулку. Нажимную втулку так же как и при демонтаже просаживают вниз по валу, заводят полукольца после чего поднимают нажимную втулку. Забивают под нее клинья и монтируют сверху распределительную плиту.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						126
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

После сборки через отверстия нижней втулки заливают раствор бетона в соотношении 1:3, где одна доля цемента и три доли песка.

С регулирующего кольца демонтируют колонки, воротник и футеровку. Затем раскручивают двенадцать гаек М42 на стремянках, которые прижимают броню к корпусу кольца. К кольцу цепляют троса и краном приподнимают над поверхностью пола на 20 – 30 мм, а броню простукивают кувалдой, вышибая ее из корпуса кольца. Кольцо чистят от налипания песка и ставят на новую броню. Ставят все стремянки и наживляют гайки, после чего их равномерно протягивают. Ставят футеровку, крепят воротник и колонки.

#### **4.8. Разработка технологического процесса восстановления приводного вала дробилки КМД-1750Т-Д**

##### ***Анализ технического состояния детали.***

Дана деталь – вал.

Рабочие поверхности выполнены по квалитеты:

шейка под посадку конической шестерни по 6-му квалитету,

шейки под подшипники скольжения по 8-му квалитету.

Материал детали – Сталь 40 ГОСТ 1050-60, термообработка отсутствует.

Дефекты:

Износ шейки вала под заднюю втулку Ø 135 h8 до 133,5 мм.

Износ шпоночного паза 16x50 до 18 мм.

Дефекты устраняем наплавкой с последующей механической обработкой.

##### ***Выбор способа восстановления.***

Шпоночного паза: ручная дуговая наплавка.

Для восстановления шеек вала выбираем три способа, наилучшим образом соответствующие данной детали:

вибродуговая наплавка,

наплавка под слоем флюса,

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						127
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

наплавка в среде пара.

Окончательный выбор способа восстановления производим по технико-экономическому критерию,

$$K_{тэ} = C_{т} / K_{д} ;$$

где  $C_{т}$  – себестоимость восстановления детали, руб

$K_{д}$  – коэффициент долговечности.

Для вибродуговой наплавки

$$K_{тэ} = 52 / 0,62 = 83,87 \text{ (руб./м}^2\text{)}$$

Для наплавки под слоем флюса

$$K_{тэ} = 48,7 / 0,79 = 61,65 \text{ (руб./м}^2\text{)}$$

Для наплавки в среде пара

$$K_{тэ} = 44,6 / 0,69 = 64,64 \text{ (руб./м}^2\text{)}$$

По данным расчета выбираем второй способ восстановления детали с наименьшим  $K_{тэ}$  то есть наплавку под слоем флюса.

***Разработка технологического маршрута восстановления детали:***

1. Наплавка шпоночного паза.
2. Токарно-винторезная.
3. Наплавка шеек вала.
4. Токарно-винторезная.
5. Шлифовальная.
6. Фрезерная.

***Выбор оборудования, приспособлений, инструмента для механической обработки.***

Выбор инструмента:

Резец проходной отогнутый с пластинками из твердого сплава Т15К6  $h = 40$  мм,  $b = 25$  мм,  $L = 200$  мм,  $m = 12$  мм,  $a = 25$  мм,  $r = 2$  мм.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						128
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Шпоночная двухперая фреза из быстрорежущей стали Р6М5 с коническим хвостовиком  $D = 16$  мм,  $L = 101$  мм,  $l = 19$  мм, конус Морзе № 2.

Круг шлифовальный ПП 250×20×75, 14А, 50–Н, С1, 6К1, 35 м/с, 1 кл. А.

Круг прямого профиля, наружный диаметр  $D = 250$  мм, ширина круга  $H = 20$  мм, внутренний диаметр  $d = 75$  мм, нормальный электрокорунд 14А, зернистость 50-Н, твердость С1, номер структуры 6К1, керамическая связка, скорость вращения круга 35 м/с, 1-го класса неуравновешенности, класса точности А.

Выбор оборудования:

Станок токарно-винторезный 16К20П.

Круглошлифовальный станок 3М194.

Наплавочный станок У653 с автоматом А 1408.

Сварочный выпрямитель ВДГ-303.

### ***Расчет припусков при восстановлении размеров детали.***

Толщина наращиваемого слоя при восстановлении на сторону, мм:

$$t = u + \rho + t_{\text{предв}} + t_{\text{черн}} + t_{\text{чист}} + t_{\text{шл}}$$

где  $u$  – износ поверхности на сторону, мм;

$\rho$  – искажение геометрической формы изношенной поверхности ( $\rho = 0$ );

$t_{\text{предв}}$  – припуск на предварительную обработку перед восстановлением, мм;

$t_{\text{чист}}$  – припуск на чистовую обработку, мм;

$t_{\text{шл}}$  – припуск на шлифование, мм.

$$t = 0,75 + 0 + 0,15 + 1,4 + 0,3 + 0,16 = 2,76$$

Припуск на черновую обработку:

$$t_{\text{черн}} = t_{\text{ср}} + R_z, \text{ мм}$$

где  $t_{\text{ср}}$  – величина дефектного слоя после восстановления ( $t_{\text{ср}} = 0,9$  мм)

$R_z$  – шероховатость поверхности после восстановления ( $R_z = 0,5$  мм)

$$t_{\text{черн}} = 0,9 + 0,5 = 1,4 \text{ мм}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						129
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Расчет припусков при восстановлении дефекта шейки вала. Износ поверхности на сторону, мм:

$$u = (D_n + D_f)/2, \text{ мм}$$

где  $D_n$  и  $D_f$  – соответственно номинальный и фактический диаметры вала.

$$u = (135-133,5)/2 = 0,75 \text{ мм}$$

$$t_{\text{предв}} = 0,15 \text{ мм}, t_{\text{чист}} = 0,3 \text{ мм}, t_{\text{шл}} = 0,16 \text{ мм}.$$

***Расчет режимов восстановления, механической обработки и нормирования операций.***

### **Восстановление дефекта шпоночного паза.**

Наплавка производится продольным способом с повиликовым охлаждением до 60...70° С.

Выбираем наплавочные электроды СЭН-300 Ø2 мм.

Режим наплавки (ток), А

$$I = (\beta + \alpha \times d_3) \times d_3$$

где  $d_3$  – диаметр стержня электрода, мм;  $\beta$ ,  $\alpha$  – опытные коэффициенты для стальных электродов,  $\beta = 20$ ,  $\alpha = 6$ .

$$I = (20 + 6 \times 2) \times 2 = 64$$

Техническая норма времени

$$t_{\text{шк}} = t_o + t_b + t_{\text{орм}} + t_{\text{пз}}$$

где  $t_{\text{шк}}$  – штучно-калькуляционное время;

$t_o$  – основное время;

$t_b$  – вспомогательное время;

$t_{\text{орм}}$  – время обслуживания рабочего места;

$t_{\text{пз}}$  – подготовительно-заключительное время;

$$t_o = (60 \times G) / (\alpha_n \times I)$$

где  $t_o$  – основное время наплавки, мин;  $\alpha_n$  – коэффициент наплавки, г/А×ч, ( $\alpha_n = 9$ );  $I$  – ток наплавки, А;  $G$  – масса наплавленного металла, г.

$$G = F \times \gamma \times l,$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						130
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

где  $\gamma$  – плотность металла шва, г/см<sup>2</sup>, стали = 7,8 г/см<sup>2</sup>;  $l$  – протяженность наплавленного шва ( $l = 50$  мм), см;  $F$  – площадь поперечного сечения наплавленного шва, см<sup>2</sup>,

$$F = 2F_c \times \varphi,$$

где  $F_c$  – площадь сечения электрода без обмазки, см<sup>2</sup>;  $\varphi$  – коэффициент,  $\varphi = 1,4 \dots 2$

$$F = 2 \times 3,14 \times 0,1^2 \times 1,5 = 0,09 \text{ см}^2$$

$$G = 0,09 \times 7,8 \times 5 = 3,51 \text{ г.}$$

$$t_o = (60 \times 3,51) / (9 \times 64) = 0,37 \text{ мин.}$$

Вспомогательное время

$$t_b = (t_{b1} + t_{b2}) \times l + t_{b3}$$

$t_{b1}$  – время, необходимое на осмотр и очистку стальной щеткой место наплавки, принимаем 0,6 мин на 1 погонный метр шва.

$t_{b2}$  – время на смену электрода, определяется исходя из объема наплавленного металла на см<sup>3</sup> на 1 погонный метр шва  $t_{b2} = 0,22$  мин.

$t_{b3}$  – вспомогательное время, связанное с наплавкой детали, принимаем  $t_{b3} = 0$ , так как наплавку производим с одной установки.

$$t_b = (0,6 + 0,22) \times 0,05 + 0 = 0,04 \text{ мин}$$

$$t_{opm} = (0,11 \dots 0,15) t_{оп}$$

где  $t_{оп}$  – оперативное время

$$t_{оп} = t_o + t_b$$

$$t_{opm} = 0,15 \times (0,04 + 0,37) = 0,06 \text{ мин}$$

$$t_{пз} = (0,02 \dots 0,04) t_{оп}$$

$$t_{пз} = 0,04 \times (0,04 + 0,37) = 0,02 \text{ мин}$$

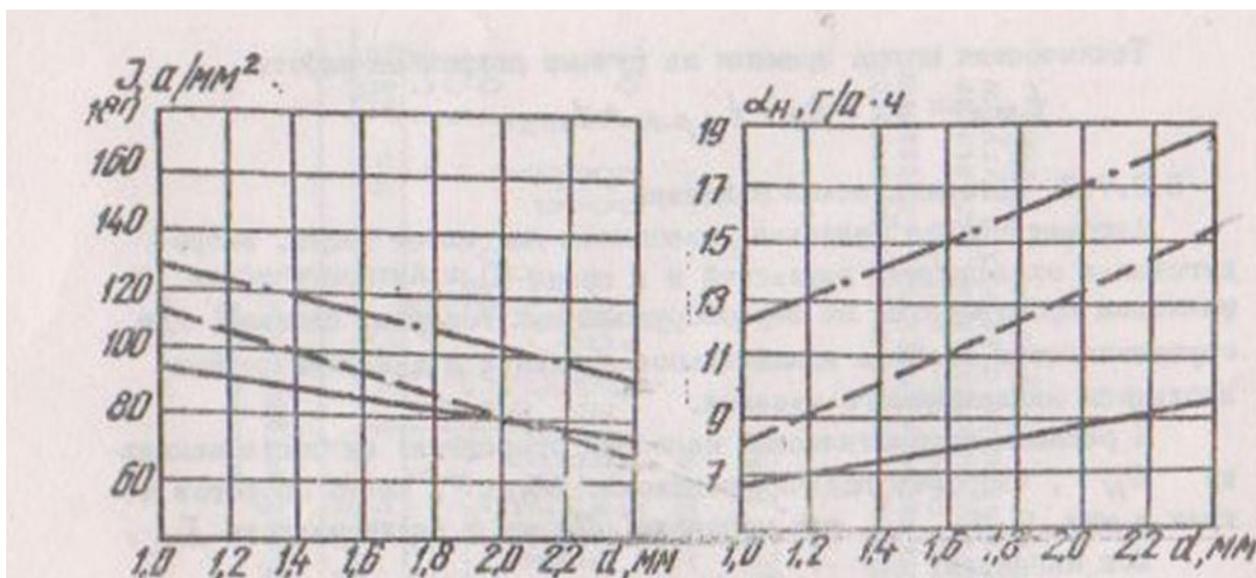
$$t_{шк} = 0,37 + 0,04 + 0,06 + 0,02 = 0,49 \text{ мин.}$$

### Восстановление дефекта шейки вала.

Выбираем наплавочную проволоку Нп-40.

Выбираем марку флюса АН-348А.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		131



**Рис. 7.8.1.** Зависимость плотности тока и коэффициента наплавки от диаметра электродной проволоки (наплавка под слоем флюса)

Исходя, из марки материала с помощью номограммы выбираем диаметр проволоки  $d = 2$  мм.

Ток наплавки, А:

$$I = 0,785 \times d^2 \times J, \text{ А}$$

где  $d$  – диаметр наплавочной проволоки, мм

$J$  – плотность тока,  $\text{А}/\text{мм}^2$

$$I = 0,785 \times 2^2 \times 80 = 251,2 \text{ А}$$

Масса расплавленного металла, г/мин

$$G_{\text{рм}} = I \times \alpha_{\text{н}} / 60$$

где  $\alpha_{\text{н}}$  - коэффициент наплавки,  $\text{г}/\text{А} \times \text{ч}$  ( $\alpha_{\text{н}} = 13 \text{ г}/\text{А} \times \text{ч}$ )

$$G_{\text{рм}} = 251,2 \times 13 / 60 = 54,43 \text{ г/мин}$$

Объем расплавленного металла,  $\text{см}^3/\text{мин}$ .

$$Q_{\text{рм}} = G_{\text{рм}} / \gamma, \text{ см}^3/\text{мин}$$

$$Q_{\text{рм}} = 54,43 / 7,8 = 7 \text{ см}^3/\text{мин}$$

Скорость подачи электродной проволоки, м/мин.

$$V_{\text{пр}} = Q_{\text{рм}} / (0,785 \times d^2)$$

$$V_{\text{пр}} = 7 / (0,785 \times 2^2) = 2,23 \text{ м/мин}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат
------	------	----------	---------	-----

Скорость наплавки, м/мин

$$V_n = (0,785 \times d^2 \times V_{пр} \times K \times B) / (t \times S), \text{ м/мин}$$

где  $K$  – коэффициент перехода металла наплавленную поверхность  $K = 0,95$

$B$  – коэффициент неполноты наплавленного слоя  $B = 0,985$

$S$  – шаг наплавки, мм/об  $S = 4$  мм

$t$  – толщина наплавленного слоя  $t = 2,76$  мм

$$V_n = (0,785 \times 2^2 \times 2,23 \times 0,95 \times 0,985) / (2,76 \times 4) = 0,594 \text{ м/мин}$$

Число оборотов детали, об/мин

$$n = (1000 \times V_n) / (\pi \times D_B)$$

где  $D_B$  – диаметр восстановленной детали, мм

$$n = (1000 \times 0,594) / (3,14 \times 139,02) = 1,36 \text{ об/мин}$$

Смещение электродной проволоки от вертикальной оси детали, мм

$$L = 0,06 \times D_B, \text{ мм}$$

$$L = 0,06 \times 139,02 = 8,34 \text{ мм}$$

Вылет электродной проволоки из мундштука, мм

$$L_1 = 11 \times d, \text{ мм}$$

$$L_1 = 11 \times 2 = 22 \text{ мм}$$

Основное время наплавки, мин

$$t_o = (L \times i) / (n \times S), \text{ мин}$$

где  $L$  – длина наплаваемой поверхности, мм

$i$  – количество слоев наплавки

$$t_o = (352 \times 2) / (1,36 \times 4) = 129,4 \text{ мин}$$

Нормирование операции.

Штучно-калькуляционное время

$$t_{шк} = t_o + t_b + t_{орм} + t_{пз}$$

где  $t_{шк}$  – штучно-калькуляционное время;

$t_o$  – основное время;

$t_b$  – вспомогательное время;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						133
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$t_{\text{орм}}$  – время обслуживания рабочего места;

$t_{\text{пз}}$  – подготовительно-заключительное время ( $t_{\text{пз}} = 17,2$  мин)

$$t_{\text{шк}} = 129,4 + 88,38 + 44,82 + 17,2 = 279,8 \text{ мин}$$

Вспомогательное время

$$t_{\text{в}} = t_{\text{су}} + t_{\text{вп}}, \text{ мин}$$

где  $t_{\text{су}}$  – время на установку и снятие детали ( $t_{\text{су}} = 2,5$  мин)

$t_{\text{вп}}$  – вспомогательное время на переходы (принимается 1,4 минуты на 1 погонный метр шва)

$$t_{\text{в}} = 2,5 + 1,4 \times 61,34 = 88,38 \text{ мин}$$

Определяем длину шва

$$L_{\text{ш}} = (\pi \times D \times L) / (1000 \times S)$$

$$L_{\text{ш}} = (3,14 \times 133,5 \times 352) / (1000 \times 4) = 36,89 \text{ м}$$

Время на обслуживание рабочего места

$$t_{\text{орм}} = 0,15(t_{\text{o}} + t_{\text{в}}), \text{ мин}$$

$$t_{\text{орм}} = 0,15(129,4 + 88,38) = 32,7 \text{ мин}$$

### ***Режимы и нормирование операций механической обработки.***

Устранение дефекта шеек вала

- Предварительная токарная обработка (черновая)

Глубина резания  $t = 0,15$  мм

Подача  $S = 0,5$  мм/об

Определяем скорость резания

$$V = (C_v \times K_v) / (T^m \times t^x \times S^y), \text{ м/мин}$$

где  $C_v, m, x, y$  – коэффициенты и показатели степени

$$K_v = K_{mv} \times K_{nv} \times K_{uv}$$

$K_{mv}$  – поправочный коэффициент учитывающий влияние физико-механических свойств обрабатываемого материала и скорость резания  $K_{mv} = 0,88$

$K_{nv}$  – поправочный коэффициент учитывающий влияние состояние поверхности заготовки на скорость резания  $K_{nv} = 1$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		134

$K_{uv}$  - поправочный коэффициент учитывающий влияние инструментального материала на скорость резания  $K_{uv} = 0,8$

$$K_v = 0,88 \times 1 \times 0,8 = 0,7$$

$T$  – период стойкости, мин.

$$C_v = 340; x = 0,15; y = 0,45; m = 0,2; T = 60;$$

$$V = (340 \times 0,7) / (60^{0,2} \times 0,15^{0,15} \times 0,5^{0,45}) = 190,54 \text{ м/мин}$$

Определяем расчетную частоту вращения шпинделя

$$n = (1000 \times V) / (\pi \times D), \text{ об/мин}$$

$D$  – расчетный диаметр восстанавливаемой детали

$$n = (1000 \times 190,54) / (3,14 \times 133,2) = 455,34 \text{ об/мин}$$

По паспортным данным станка подбираем фактическую частоту вращения  $n_{\text{пасп}} = 400 \text{ об/мин}$ .

Рассчитываем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D \times n_{\text{факт}}) / 1000, \text{ м/мин}$$

$$V = (3,14 \times 133,2 \times 400) / 1000 = 167,38 \text{ м/мин}$$

Сила резания

$$P_z = 10 \times C_p \times t^x \times S^y \times V^n \times K_p, \text{ Н}$$

где  $C_p = 300$  (const);  $x = 1$ ;  $y = 0,75$ ;  $n = -0,15$ ;

$K_p$  – коэффициент учитывающий фактические условия резания  $K_p = 0,88$

$$P_z = 10 \times 300 \times 0,15^1 \times 0,5^{0,75} \times 167,38^{-0,15} \times 0,88 = 109,2, \text{ Н}$$

Определяем эффективную мощность, затрачиваемую на резание, и сравниваем с мощностью станка

$$N_p = (P_z \times V) / (1020 \times 60), \text{ кВт}$$

$$N_p = (109,2 \times 167,38) / (1020 \times 60) = 0,30 \text{ кВт}$$

Должно выполняться условие  $N_p \leq N_{\text{дв}} \times \eta$

$$N_{\text{дв}} \times \eta = 11 \times 0,7 = 7,7$$

$$0,30 \leq 7,7$$

Условие выполняется.

Определяем основное время

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						135
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$t_o = L/(n \times S) \times i, \text{ мин}$$

где L – длина обработки, мм

n – частота вращения шпинделя, об/мин

i – число ходов

$$t_o = 352/(400 \times 0,5) \times 1 = 1,76 \text{ мин}$$

Определяем штучно-калькуляционное время, мин

$$t_b = 4,3 + 0,02 + 0,025 + 0,04 + 0,02 + 0,19 = 4,5 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 1,76 + 4,5 = 6,26 \text{ мин}$$

$$t_{орм} = 0,07 \times 6,26 = 0,52 \text{ мин}$$

$$t_{пз} = 20 \text{ мин}$$

$$T_{шт} = t_o + t_b + t_{орм}, \text{ мин}$$

$$T_{шт} = 1,76 + 4,5 + 0,52 = 6,78 \text{ мин}$$

- Токарная обработка (черновая)

Глубина резания  $t = 1,4$  мм

Подача  $S = 0,5$  мм/об.

Скорость резания

$$V = (C_v \times K_v) / (T^m \times t^x \times S^y), \text{ м/мин}$$

$$C_v = 340; x = 0,15; y = 0,45; m = 0,2; T = 60;$$

$$K_v = K_{mv} \times K_{nv} \times K_{uv}$$

$$K_v = 0,88 \times 1 \times 0,8 = 0,7$$

$$V = (340 \times 0,7) / (60^{0,2} \times 1,4^{0,15} \times 0,5^{0,45}) = 136,3 \text{ м/мин}$$

Определяем расчетную частоту вращения шпинделя

$$n = (1000 \times V) / (\pi \times D), \text{ об/мин}$$

D – расчетный диаметр восстанавливаемой детали

$$n = (1000 \times 136,3) / (3,14 \times 135) = 321,38 \text{ об/мин}$$

По паспортным данным станка подбираем фактическую частоту вращения  $n_{пасп} = 315$  об/мин.

Рассчитываем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D \times n_{факт}) / 1000, \text{ м/мин}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		136

$$V = (3,14 \times 135 \times 315) / 1000 = 133,6 \text{ м/мин}$$

Сила резания

$$P_z = 10 \times C_p \times t^x \times S^y \times V^n \times K_p, \text{ Н}$$

где  $C_p = 300$  (const);  $x = 1$ ;  $y = 0,75$ ;  $n = -0,15$ ;

$K_p$  – коэффициент учитывающий фактические условия резания  $K_p = 0,88$

$$P_z = 10 \times 300 \times 1,4^1 \times 0,5^{0,75} \times 133,6^{-0,15} \times 0,88 = 1054,6 \text{ Н} \approx 1,05 \text{ кН}$$

Определяем эффективную мощность, затрачиваемую на резание, и сравниваем с мощностью станка

$$N_p = (P_z \times V) / (1020 \times 60), \text{ кВт}$$

$$N_p = (1,05 \times 10^3 \times 133,6) / (1020 \times 60) = 2,29 \text{ кВт}$$

Должно выполняться условие  $N_p \leq N_{дв} \times \eta$

$$N_{дв} \times \eta = 11 \times 0,7 = 7,7$$

$$2,29 \leq 7,7$$

Условие выполняется.

Определяем основное время

$$t_o = L / (n \times S) \times i, \text{ мин}$$

где  $L$  – длина обработки, мм

$n$  – частота вращения шпинделя, об/мин

$i$  – число ходов

$$t_o = 352 / (315 \times 0,5) \times 1 = 2,2 \text{ мин}$$

Определяем штучно-калькуляционное время, мин

$$t_b = 10 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 2,2 + 10 = 12,2 \text{ мин}$$

$$t_{орм} = 0,07 \times 12,2 = 0,85 \text{ мин}$$

$$T_{шт} = t_o + t_b + t_{орм}, \text{ мин}$$

$$T_{шт} = 2,2 + 12,2 + 0,85 = 15,25 \text{ мин}$$

- Токарная обработка (чистовая)

Глубина резания  $t = 0,3$  мм

Подача  $S = 0,2$  мм/об.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						137
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Скорость резания

$$V = (C_v \times K_v) / (T^m \times t^x \times S^y), \text{ м/мин}$$

$$C_v = 340; x = 0,15; y = 0,45; m = 0,2; T = 60;$$

$$K_v = K_{mv} \times K_{nv} \times K_{uv}$$

$$K_v = 0,88 \times 1 \times 0,8 = 0,7$$

$$V = (340 \times 0,7) / (60^{0,2} \times 0,3^{0,15} \times 0,2^{0,45}) = 259,4 \text{ м/мин}$$

Определяем расчетную частоту вращения шпинделя

$$n = (1000 \times V) / (\pi \times D), \text{ об/мин}$$

D – расчетный диаметр восстанавливаемой детали

$$n = (1000 \times 259,4) / (3,14 \times 135) = 611,6 \text{ об/мин}$$

По паспортным данным станка подбираем фактическую частоту вращения  $n_{\text{пасп}} = 600 \text{ об/мин}$ .

Рассчитываем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D \times n_{\text{факт}}) / 1000, \text{ м/мин}$$

$$V = (3,14 \times 135 \times 600) / 1000 = 254,5 \text{ м/мин}$$

Сила резания

$$P_z = 10 \times C_p \times t^x \times S^y \times V^n \times K_p, \text{ Н}$$

где  $C_p = 300 \text{ (const)}$ ;  $x = 1$ ;  $y = 0,75$ ;  $n = -0,15$ ;

$K_p$  – коэффициент учитывающий фактические условия резания  $K_p = 0,88$

$$P_z = 10 \times 300 \times 0,3^1 \times 0,2^{0,75} \times 254,5^{-0,15} \times 0,88 = 103,2 \text{ Н}$$

Определяем эффективную мощность, затрачиваемую на резание, и сравниваем с мощностью станка

$$N_p = (P_z \times V) / (1020 \times 60), \text{ кВт}$$

$$N_p = (103,2 \times 254,5) / (1020 \times 60) = 0,43 \text{ кВт}$$

Должно выполняться условие  $N_p \leq N_{\text{дв}} \times \eta$

$$N_{\text{дв}} \times \eta = 11 \times 0,7 = 7,7$$

$$0,43 \leq 7,7$$

Условие выполняется.

Определяем основное время

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						138
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$t_o = L/(n \times S) \times i, \text{ мин}$$

где L – длина обработки, мм

n – частота вращения шпинделя, об/мин

i – число ходов

$$t_o = 352/(600 \times 0,2) \times 1 = 2,9 \text{ мин}$$

Определяем штучно-калькуляционное время, мин

$$t_b = 0,29 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 2,9 + 0,29 = 3,19 \text{ мин}$$

$$t_{орм} = 0,07 \times 3,19 = 0,22 \text{ мин}$$

$$T_{шт} = t_o + t_b + t_{орм}, \text{ мин}$$

$$T_{шт} = 2,9 + 0,29 + 0,22 = 3,41 \text{ мин}$$

- Шлифование

Скорость круга 35 м/с

Скорость заготовки  $V_{з.предв} = 25 \text{ м/мин}$

$$V_{з.оконч} = 55 \text{ м/мин}$$

Глубина шлифования  $t_{предв} = (0,01 \dots 0,025) \text{ мм}$

$$t_{оконч} = (0,005 \dots 0,015) \text{ мм}$$

Продольная подача  $S_{п.предв} = (0,3 \dots 0,7) \times B = 0,5 \times 20 = 10 \text{ мм}$

$$S_{п.оконч} = (0,2 \dots 0,4) \times B = 0,3 \times 20 = 6 \text{ мм}$$

B – ширина шлифовального круга B = 20 мм

Число проходов: выбираем 6 проходов по 0,025 мм и 1 проход по 0,015 мм.

Предварительное шлифование

Определение частоты вращения шпинделя

$$n = (1000 \times V_{\text{круга}}) / (\pi \times D_b)$$

где  $D_b$  – диаметр восстановленной детали.

$$= (1000 \times 25) / (3,14 \times 135) = 58,9 \text{ об/мин}$$

$$n_{пасп} = 60 \text{ об/мин}$$

Определяем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D_b \times n_{пасп}) / 1000 \text{ м/мин}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		139

$$V = (3,14 \times 135 \times 60) / 1000 = 25,4 \text{ м/мин}$$

Определяем основное время, мин

$$t_o = (L \times i \times K) / (S \times n) \text{ мин}$$

где  $i$  – числоходов  $i = 6$

$K$  – коэффициент, зависящий от точности шлифования и износа круга  $K = 1,5$

$$t_o = (352 \times 6 \times 1,5) / (10 \times 60) = 5,28 \text{ мин}$$

Определяем штучно-калькуляционное время, мин

$$t_b = 8,54 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 8,7 \text{ мин}$$

$$t_{орм} = 0,07 \times 8,7 = 0,6 \text{ мин}$$

$$t_{пз} = 10 + 6 = 16 \text{ мин}$$

$$t_{шт} = 5,28 + 16 + 0,6 = 21,88 \text{ мин}$$

$$t_{шк} = 21,88 + 16 = 37,88 \text{ мин}$$

Окончательное шлифование

Определение частоты вращения шпинделя

$$n = (1000 \times V_{\text{круга}}) / (\pi \times D_b)$$

где  $D_b$  – диаметр восстановленной детали.

$$n = (1000 \times 55) / (3,14 \times 135) = 129,7 \text{ об/мин}$$

$$n_{пасп} = 125 \text{ об/мин}$$

Определяем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D_b \times n_{пасп}) / 1000 \text{ м/мин}$$

$$V = (3,14 \times 135 \times 125) / 1000 = 53 \text{ м/мин}$$

Определяем основное время, мин

$$t_o = (L \times i \times K) / (S \times n) \text{ мин}$$

где  $i$  – числоходов  $i = 1$

$K$  – коэффициент, зависящий от точности шлифования и износа круга  $K = 1,5$

$$t_o = (352 \times 1 \times 1,5) / (10 \times 125) = 0,42 \text{ мин}$$

$$t_b = 0,32 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 0,42 + 0,32 = 0,74 \text{ мин}$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						140
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$t_{\text{орм}} = 0,07 \times 0,74 = 0,05 \text{ мин}$$

$$t_{\text{пз}} = 10 + 6 = 16 \text{ мин}$$

$$t_{\text{шт}} = 0,74 + 0,32 + 0,07 = 1,13 \text{ мин}$$

$$t_{\text{шк}} = 1,13 + 16 = 17,13 \text{ мин.}$$

Фрезерование шпоночного паза.

Скорость резания

$$V = (C_v \times D^q \times K_v) / (T^m \times t^x \times s_z^y \times B^u \times Z^p) \text{ м/мин}$$

где  $C_v$ ,  $q$ ,  $x$ ,  $y$ ,  $u$ ,  $p$ ,  $m$  – коэффициент и показатели степеней.

$$C_v = 12, q = 0,3, x = 0,3, y = 0,25, u = 0, p = 0, m = 0,26$$

$t$  – глубина фрезерования  $t = 0,4$  мм

$B$  – ширина фрезерования  $B = 16$  мм

$T$  – период стойкости фрезы  $T = 80$

$Z$  – число зубьев фрезы  $Z = 2$

$s_z$  – подача на один зуб  $s_z$ (осевое врезание) = 0,010 мм

$s_z$ (продольное движение) = 0,028 мм

$D$  – диаметр фрезы  $D = 16$  мм

$$K_v = K_{mv} \times K_{nv} \times K_{uv}$$

$K_v$  – общий поправочный коэффициент, учитывающий фактические условия резания

$K_{mv}$  – поправочный коэффициент учитывающий влияние физико-механических свойств обрабатываемого материала и скорость резания  $K_{mv} = 0,88$

$K_{nv}$  – поправочный коэффициент учитывающий влияние состояние поверхности заготовки на скорость резания  $K_{nv} = 1$

$K_{uv}$  – поправочный коэффициент учитывающий влияние инструментального материала на скорость резания  $K_{uv} = 0,8$

$$K_v = 0,88 \times 1 \times 0,8 = 0,7$$

$$V_{\text{врез}} = (12 \times 16^{0,3} \times 0,7) / (80^{0,26} \times 0,4^{0,3} \times 0,01^{0,25} \times 16^0 \times 2^0) = 25,7 \text{ м/мин}$$

$$V_{\text{прод.движ}} = (12 \times 16^{0,3} \times 0,7) / (80^{0,26} \times 0,4^{0,3} \times 0,028^{0,25} \times 16^0 \times 2^0) = 19,9 \text{ м/мин}$$

Определяем расчетную частоту вращения фрезы

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						141
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

$$n = (1000 \times V) / (\pi \times D_{\phi}), \text{ об/мин}$$

$$n_{\text{врез}} = (1000 \times 19,9) / (3,14 \times 16) = 395,9 \text{ об/мин.}$$

Принимаем по паспорту станка  $n_{\text{врез}} = 400 \text{ об/мин.}$

$$n_{\text{прод.движ}} = (1000 \times 25,7) / (3,14 \times 16) = 511,3 \text{ об/мин.}$$

Принимаем по паспорту станка  $n_{\text{прод.движ}} = 500 \text{ об/мин.}$

Рассчитываем фактическую скорость

$$V = (\pi \times D \times n_{\text{факт}}) / 1000, \text{ м/мин}$$

$$V_{\text{врез}} = (3,14 \times 16 \times 400) / 1000 = 20,1 \text{ м/мин}$$

$$V_{\text{прод.движ}} = (3,14 \times 16 \times 500) / 1000 = 25,1 \text{ м/мин}$$

Сила резания

$$P_z = (10 C_p \times t^x \times s_z^y \times V^u \times Z \times K_{\text{мр}}) / (D^q \times n^w), \text{ Н}$$

где  $C_p = 68,2$ ,  $x = 0,86$ ,  $y = 0,72$ ,  $u = 1,0$ ,  $q = 0,86$ ,  $w = 0$ , - коэффициент и показатели степеней

$K_{\text{мр}}$  – поправочный коэффициент на качество обрабатываемого материала  $K_{\text{мр}} = 0,8$

$$P_{z, \text{врез}} = (10 \times 68,2 \times 0,4^{0,86} \times 0,01^{0,72} \times 16^1 \times 2 \times 0,8) / (16^{0,86} \times 500^0) = 26,6 \text{ Н}$$

$$P_{z, \text{прод.движ}} = (10 \times 68,2 \times 0,4^{0,86} \times 0,28^{0,72} \times 16^1 \times 2 \times 0,8) / (16^{0,86} \times 500^0) = 292,5 \text{ Н}$$

Определяем эффективную мощность, затрачиваемую на резание, и сравниваем с мощностью станка

$$N_p = (P_z \times V) / (1020 \times 60), \text{ кВт}$$

$$N_{p, \text{врез}} = (26,6 \times 20,1) / (1020 \times 60) = 0,009 \text{ кВт}$$

Должно выполняться условие  $N_p \leq N_{\text{дв}} \times \eta$

$$N_{\text{дв}} \times \eta = 11 \times 0,7 = 7,7$$

$$0,009 \leq 7,7$$

Условие выполняется.

$$N_{p, \text{прод.движ}} = (292,5 \times 25,1) / (1020 \times 60) = 0,12 \text{ кВт}$$

$$N_{\text{дв}} \times \eta = 11 \times 0,7 = 7,7$$

$$0,12 \leq 7,7$$

Условие выполняется.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						142
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Определяем основное время

$$t_o = (L - D_{\phi}) / (n \times 2S) \times i, \text{ мин}$$

где L – длина обработки, мм

n – частота вращения фрезы, об/мин

i – число ходов

$D_{\phi}$  – диаметр фрезы

S – продольная подача фрезы на 1 зуб

$$t_o = (50 - 16) / (500 \times 2 \times 0,028) \times 13 = 15,8 \text{ мин}$$

Определяем штучно-калькуляционное время, мин

$$t_b = 0,42 \text{ мин}$$

$$t_{оп} = 15,8 + 0,42 = 15,92 \text{ мин}$$

$$t_{орм} = 0,07 \times 15,92 = 1,11 \text{ мин}$$

$$T_{шт} = t_o + t_b + t_{орм}, \text{ мин}$$

$$T_{шт} = 15,8 + 0,42 + 1,11 = 17,33 \text{ мин}$$

### Расчет фонда заработной платы.

Фонд оплаты труда рассчитывается на основе принятой формы и системы оплаты труда по предприятию.

Не вникая в тонкости работ по разрядам, а также точной специализации работ, определим затраты на оплату труда следующим образом:

Пояснения к таблице:

1. Количество человеко-часов принимаем по данным специального раздела, полученным при расчете штата ремонтного персонала.

2. Заработная плата определяется по тарифу (гр. 5×4)

3. Доплаты: размер премии равен 100%, а прочие доплаты за качественно выполненную работу в среднем принимаются 10% от заработной платы по тарифу.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						143
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

4. Всего доплат: гр.7 + гр.8;
5. Итого: гр.6 + гр.9
6. Районный коэффициент равен 15% от тарифа.

Наименование профессии	Списочный состав, чел.	Тарифный разряд, класс	Фонд основной заработной платы, руб.							
			Кол-во, чел.-час	Часовая тарифная ставка, руб./час	З/плата по тарифу	Доплаты			Итого	з/плата с учетом районного коэффициента
						Премии	Прочие премии	Всего доплат		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Слесарь-ремонтник	1	5	276	40,57	11197,3	11197,3	1119,7	12317,0	23514,3	27041,4
Станочник	1	5	153	40,57	6207,2	6207,2	620,7	6827,9	13035,1	14990,4
Сварщик	1	4	31	37,74	1169,9	1169,9	117,0	1286,9	2456,8	2825,3
Электрик	1	4	123	37,74	2920,0	2920,0	292,0	3212,0	6132,0	7051,8
Прочее	1	4	31	37,74	1169,9	1169,9	117,0	1286,9	2456,8	2825,3
<b>ВСЕГО:</b>									<b>54734,2</b>	

Табл. 5.1. Фонд ЗП за ремонт.

### Определяем стоимость материалов и запасных частей:

$$Зм. = Мз.ч. \times Цз.ч.;$$

Мз.ч. - масса запасных частей;

Цз. ч. - цена 1 единицы массы однотипных частей;

№	Зап.частей	Кол-во	Цена за единицу,	Масса кг.	Стоимость, руб.
---	------------	--------	------------------	-----------	-----------------

			руб.		
1	Броня конуса	1	175000	1570	175000
2	Броня чаши	1	177000	1450	177000
3	Плита распределительная	1	80000	420	80000
4	Втулка нажимная	1	56000	140	56000
5	Втулка	1	38000	150	38000
6	Втулка цилиндрическая (восстановленная)	1	34500	330	34500
7	Сферический подпятник	1	23000	220	23000
8	Втулка коническая (восстановленная)	1	20390	310	20390
9	Ремонт приводного вала (Сталь 40)	1	22000	1010	22000
10	Пакеты пружин	12	19000	2400	228000
11	Смазка	17,5	190		3325

**Табл. 5.2.** Затраты на материалы с учетом обработки.

Зм. =

$$175000+177000+80000+56000+38000+34500+23000+20390+22000+228000+3325= 857\ 215, 00 \text{ рублей.}$$

### **Амортизация основных средств.**

Расчет амортизации основных фондов производится на основании норм амортизации и сметной стоимости основных фондов.

Наименование основных фондов	Сметная стоимость, руб.	Норма амортизации , %	Амортизационные отчисления, руб.
Стоимость материалов для ремонта дробилки	857 215, 00	10	85 721, 50

**Табл. 5.3.** Амортизация основных фондов.

Смета капитальных вложений на ремонт.

Элементы затрат	Сумма затрат руб.
1. Заработная плата персонала, задействованного в ремонте	54 734, 20
2. Отчисления на социальные нужды	14 230, 90
3. Материальные затраты + транспортные расходы	900 075, 8
4. Амортизация основных фондов	98 805,5
5. Отчисления в ремонтный фонд	51 432, 90
6. Единый социальный налог (34%)	18 609, 60
7. Обязательное страхование от несчастных случаев и травматизма (4%)	2 189, 40
8. Электроэнергия и топливо.	33 245, 00
9. Общая сметная стоимость	1 173 323, 3
10. Накладные расходы	234 664, 7
<b>ИТОГО</b>	<b>1 407 988, 4</b>

Табл. 5.4. Смета капитальных вложений на ремонт

Пояснение к таблице:

1. Амортизация основных фондов: 10% от сметы на приобретение и монтаж оборудования
2. Единый социальный налог (34% от ФОТ);
3. Обязательное страхование от несчастных случаев и травматизма (4%).
4. Накладные расходы принимаются в размере 20% от общей сметной стоимости
5. Транспортные расходы принимаются 5% от стоимости материалов и запчастей.

Вывод №1: проведение капитального ремонта дробилки КМД-1750Т-Д (Срем = 1 407 988, 4 руб.) выгодно, по сравнению с покупкой новой дробилки (Снов ≈ 8 000 000 руб.).

## 8 Безопасность жизнедеятельности

### 8.1 Газовый режим

Разрушение массива горных пород с целью добычи полезного ископаемого сопровождается выделением в горные выработки газов и образованием пыли.

Наибольшую опасность представляют горючие газы, метан и его гомологи, а также водород, которые в смеси с воздухом при определенных условиях могут взрываться. Взрывчатыми свойствами обладают и другие газы (окись углерода, сероводород и пр.), однако выделения их в горные выработки, как правило, не достигают взрывоопасной концентрации и опасность этих газов заключается в их ядовитых свойствах. Выделение метана происходит не только на угольных шахтах, но и при разработке железорудных, апатитовых, калийных, алмазных, золотоносных и других месторождений.

Воздух в действующих подземных выработках не должен содержать ядовитых газов (паров) больше предельно допустимой концентрации (ПДК), указанной в таблице 8.1

Таблица 8.1

Наименование ядовитых газов (паров)	Формула	ПДК газа в действующих выработках шахт	
		% по объему	мг/м <sup>3</sup>
Оксид углерода	CO	0.0017	20
Оксиды азота в пересчете на NO <sub>2</sub>	NO <sub>2</sub>	0.00026	5
Сернистый газ (диоксид серы, сернистый ангидрит)	SO <sub>2</sub>	0.00038	10
Сероводород	H <sub>2</sub> S	0.00071	10
Акролеин	C <sub>3</sub> H <sub>4</sub> O	0.000009	0.2
Формальдегид	CH <sub>2</sub> O	0.00004	0.5
Ртуть металлическая	Hg	-	0.01

1 м<sup>3</sup> водорода принимается эквивалентным 2 м<sup>3</sup> метана.

Содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20% (по объему).

Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5%; в выработках с общей исходящей струей шахты – 0,75% и при проведении и восстановлении выработок по завалу – 1% .

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 и т.д. Количество воздуха, рассчитываемого по числу людей, должно быть не менее 6м<sup>3</sup>/мин на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих людей в смене.

Максимальная скорость не должна превышать следующих норм:

- а) в очистных и подготовительных выработках – 4 м/с;
- б) в квершлагах, вентиляционных и главных откаточных штреках, капитальных уклонах – 8 м/с;
- в) в остальных выработках – 6 м/с;
- г) в воздушных мостах (кроссингах) и главных вентиляционных штреках – 10 м/с;
- д) в стволах, по которым производится спуск и подъём людей и грузов – 8 м/с;
- е) в стволах, служащих только для подъёма и спусков грузов, - 12 м/с;
- ж) в стволах, оборудованных подъёмными установками, предназначенными для подъёма людей в аварийных случаях и осмотра стволов, а также в вентиляционных каналах – 15 м/с;
- з) в вентиляционных скважинах и восстающих, не имеющих лестничных отделений, скорость воздушной струи не ограничивается.

По разрешению Госгортехнадзора России допускается увеличение скорости движения воздуха в стволах при обеспечении мер по безопасному их обслуживанию и передвижению людей.

Температура воздуха в подготовительных, очистных и др. действующих выработках не должна превышать 26<sup>0</sup> С. При температуре свыше 26<sup>0</sup> С должны приниматься специальные меры по её снижению.

На основе этих данных разрабатывается комплекс мероприятий, совокупность которых называется “газовый режим”.

Под газовым режимом понимается совокупность требований, предъявляемых к шахте или руднику, разрабатывающему пласты или залежи, опасные по взрывчатым свойствам газа и пыли.

“Газовый режим” в зависимости от конкретных условий может быть распространён на отдельные рабочие зоны (участки, блоки, панели, пласты, горизонты) или на шахту в целом.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						148
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

“Газовый режим” кстанавливается:

- при наличии соответствующих геологических данных – проектом разработки месторождения, перед началом строительства;
- при обнаружении горючих и ядовитых газов в процессе ведения горных работ- немедленно;
- при издании совместного документа территориальным органом госгортехнадзора и организацией, ведущей строительство и эксплуатацию подземного объекта. Для действующих шахт такой документ должен пересматриваться (корректироваться) ежегодно до рассмотрения плановых горных работ.

## 8.2 Самовозгорание руд

Механизм самовозгорания: решающим условием самовозгорания является способность к окислению.

Сульфидные руды сорбируют кислород в присутствии воды. При увлажнении скопления сульфидной руды в раздробленном состоянии удельная скорость поглощения кислорода многократно возрастает.

Практика и прямые измерения скорости сорбции кислорода показали, что наиболее склонны к возгоранию руды, существенную часть которых образуют пирит и марказит. Весьма инертны при окислении галенит и сфалерит. Все сульфидные руды по содержанию серы в пересчете на массовые доли можно разделить на три группы: неопасные с содержанием серы менее 12 %; малоопасные с содержанием серы 12-30 %, опасные с содержанием серы более 30 %.

Однако не менее важна природная и технологическая нарушенность, раздробленность руды. Нарастание скорости сорбции кислорода отстает от нарастания поверхности зерен, что говорит об участии в сорбции поверхности пор и трещин. Весьма важен фактор времени.

Условия самовозгорания создаются при ведении горных работ благодаря появлению притока воздуха к скоплениям разрыхленных пород, склонных к возгоранию.

Степень пожароопасности определяется геологическими особенностями месторождения, способами и скоростью ведения горных работ. Относительную пожароопасность залежи или пласта можно оценить по числу пожаров, приходящихся на 1 млн. т добычи при одинаковых системах разработки. Важнейшими геологическими факторами пожароопасности являются:

- мощность пласта или рудного тела;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						149
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

- угол залегания;
- сближенность пластов или рудных залежей;
- тектоническая нарушенность;
- характер вмещающих пород;
- глубина залегания;
- петрографический, химический состав пласта или рудного тела.

### **8.3 Борьба с запылённостью.**

В процессе добычи полезного ископаемого образуется много пыли. Пылеобразование зависит от технологических факторов и природных свойств разрабатываемых пластов, залежей и рудных тел.

Борьба с пылью на горно-добывающих предприятиях имеет большое социальное значение. Поэтому разработка и внедрение новых высокоэффективных способов и средств борьбы с пылью являются актуальной задачей.

В настоящее время все мероприятия по борьбе с пылью можно подразделить на следующие основные группы:

1.) предупреждение или снижение пылеобразования (разработка и внедрение машин и комбайнов, работающих на принципе крупного скола, и использование струй воды высокого давления, предварительное увлажнение массива);

2.) осаждение пыли, взвешенной в воздухе (орошение, применение пены);

3.) разжижение взвешенной в воздухе пыли (вентиляция);

4.) пылеотсос и осаждение пыли;

5.) предупреждение или снижение пылеобразования осуществляется за счет гидравлического или гидромеханического разрушения массива.

Для защиты органов дыхания от проникновения пыли применяют противопылевые респираторы. К конструкции респиратора и его техническим данным разработаны определенные требования: он должен обеспечивать очистку воздуха от пыли до допустимых санитарных норм; разность давлений при вдохе не должна превышать 40 Па, а при выдохе 30 Па для бесклапанных и 50 Па для клапанных респираторов;

ограничение поля зрения не должно превышать 25 %; масса респиратора не должна превышать 300 г, а если маска одновременно служит фильтрующим элементом - не более 75 г;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	<i>Лист</i>
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		150

респиратор не должен стеснять движений при работе, раздражать кожу лица; должен удобно крепиться на голове.

По конструкции противопылевые респираторы делятся на две группы:

1.) клапанные, со сменными фильтрами многоразового использования;

2.) бесклапанные и клапанные, в которых фильтром служит сама маска, предназначенные для одностороннего пользования.

К первой группе относятся респираторы «Астра-2» и Ф-62Ш, ко второй - клапанный У-2К и бесклапанные респираторы ШБ-1, «Лепесток-200», «Лепесток-40» и «Лепесток-6» (цифры обозначают область применения при концентрации запыленности, превышающей предельно допустимую в 200, 40 и 5 раз соответственно при размере частиц пыли до 1 мк).

#### Комплексное обеспыливание

Для борьбы с запыленностью и загазованностью рудничного воздуха предусматривается комплекс организационно - технических мер в соответствии с действующим на руднике проектом "Комплексное обеспыливание", который будет дополняться или пересматриваться по мере развития горных работ.

Общие положения:

1.) действующие откаточные и вентиляционные горизонты имеют пылевентиляционную службу и планы мероприятий по борьбе с пылью.

2.) на вновь строящиеся горизонты распространяется применение аналогичных мероприятий по борьбе с пылью.

3.) во всех горных выработках и забоях на рабочих местах содержание пыли в воздухе не должно превышать уровня ПДК - 4 г/м<sup>3</sup>

4.) запрещается подавать в шахту и на рабочие места воздух, в котором содержание пыли более 30 % от установленной санитарной нормы.

5.) пыль со стен и кровли откаточных выработок должна периодически смываться передвижными установками.

6.) по всем откаточным, вентиляционным и основным подготовительным выработкам прокладывается противопожарный трубопровод, используемый также для подачи воды для борьбы с пылью.

7.) в местах пылеобразования производится отбор проб воздуха для анализа на запыленность в соответствии с требованиями ЕПБ.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						151
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

8.) в выработках околоствольного двора откаточного горизонта, капитальных выработках со свежей струей воздуха, а также в выработках околоствольного двора вентиляционного горизонта и капитальных выработках с исходящей струей воздуха производится периодическая побелка.

#### 8.4 Меры безопасности при ведении взрывных работ

Горная промышленность – основная сфера использования энергии взрыва. Тысячи тонн взрывчатых веществ каждые сутки расходуются для добычи полезных ископаемых. Поэтому взрывные работы, хранение и доставка ВМ должны проводиться при строгом соблюдении условий безопасности.

Наибольшее число опасных ситуаций при ведении взрывных работ возникает по вине лиц, производящих эти работы. Даже обладая хорошей подготовкой и имея большой опыт ведения этих работ, взрывники должны строго следовать предписаниям правил, всегда относиться к взрывным работам с большой ответственностью и осторожностью и тщательно исполнять свои обязанности.

Причинами несчастных случаев общего характера являются:

- необеспечение вывода людей из опасной зоны;
- преждевременный вход людей в опасную зону;
- загромождение выработок неубранной отбитой горной массой, вагонетками, и различными предметами;
- небрежная подготовка средств взрывания и некачественное зарядание шпуров.

В целях предотвращения несчастных случаев:

- до начала ведения взрывных работ устанавливаются границы опасной зоны, зависящие от величины взрывных зарядов ВВ, объёма взрывающейся горной породы, размеров выработки и способов ведения взрывных работ;
- все люди, не связанные с ведением взрывных работ, выводятся в безопасные места с нормальным проветриванием и защищённые от обрушения и разлёта обломков;
- в местах возможных подступов к забою выставляются посты охраны из специально проинструктированных и дисциплинированных работников;
- выработки с исходящей вентиляционной струёй, по которым направляются газообразные продукты взрыва, закрепляются с запретом входа в них;

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						152
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

- на расстоянии 20 м от места взрыва выработки расчищаются от всевозможных загромождений, затрудняющих проветривание забоя и выход из него;
- для каждого места взрывных работ готовится обязательный к исполнению паспорт буровзрывных работ;
- подготовка зарядов ВВ, монтаж взрывной сети, а также взрыв производится собственноручно взрывником;
- зарядов подготавливается столько, сколько будет взорвано за один приём;
- обязательно применяется забойка, которая повышает эффект взрывания и предотвращает попадание в горную массу невзорвавшихся патронов;
- патроны-боевики изготавливаются только на месте взрывных работ и строго по числу зарядов;
- боевики массой 300 г изготавливаются в специально отведённом месте по усмотрению лица, ответственного за взрыв;
- обеспечивается специальная подача звуковых и световых сигналов;
- осмотр забоя после взрывания производится взрывником вместе с лицом технического надзора по истечении времени разжижения продуктов детонации, но не ранее чем через 15 мин. Мастер-взрывник может производить осмотр самостоятельно;
- отказавшие должны быть обнаружены, зарегистрированы и немедленно ликвидированы мастером-взрывником. Во всех случаях, когда заряды не могут быть взорваны по техническим причинам, они рассматриваются как отказы;
- допуск рабочих к месту взрыва производится только после разрешения мастера-взрывника или лица технического надзора.

### **8.5 Борьба с производственным шумом и вибрациями**

Меры борьбы с шумом предусмотрены Санитарными нормами и правилами по ограничению шума на территориях и помещениях производственных предприятий.

Эти меры в основном состоят в следующем:

1. Замена шумных технологических процессов и механизмов бесшумными или менее шумными в тех случаях когда это не противопоказано другими факторами. В некоторых случаях отдельные шумные объекты можно вывести из подземных выработок на поверхность (например компрессоры).

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дат</i>		153

2. В процессе конструирования машин необходимо учитывать предельно допустимые уровни звукового давления при определённых значениях среднегеометрических частот октавных полос в соответствии с Санитарными нормами.

3. Для ослабления механических шумов в источнике их возникновения можно рекомендовать: замену металлических деталей деталями из пластмассы, уменьшение зазоров в сочленениях деталей, применение звукопоглощающих прокладок; более тщательное статическое и динамическое уравнивание вращающихся деталей и узлов механизмов;

4. Агрегаты, создающие шум вследствие вихреобразования или выхлопа воздуха и газов (вентиляторы, СБУ), помимо конструктивных усовершенствований, снабжают встроенными или присоединёнными шумоглушителями.

5. Одним из общих средств борьбы с шумом является своевременный ремонт оборудования.

6. Если снизить шум на рабочих местах до допустимой величины невозможно, необходимо предусматривать пользование средствами индивидуальной защиты (тампами для ушей, скрученными конусообразно, наушниками и т.д).

7. В машинных камерах шум может быть локализован путём покрытия стен камер звукопоглощающим материалом.

Колебание упругих тел с частотой ниже 20 гц воспринимается организмом как вибрации, а колебания с частотой свыше 20 гц – одновременно как вибрация и звук.

Вибрационная защита – комплекс мероприятий, направленных на предотвращение неблагоприятного воздействия на работающих вибрации различного оборудования.

Вибрационная защита подразумевает:

Функционирование системы организационно-технических и медицинских мероприятий, обеспечивающей обязательное выполнение стандартов, санитарных норм и правил, регламентирующих допустимые уровни вибрации, действующих на человека; соответствующий контроль;

Ограничение уровня вибрации горных машин и оборудования в источнике её образования и на пути передачи вибрации к рабочему месту осуществляется выбором рациональной кинематической схемы машин и оптимального соотношения масс механизмов, применением пружинных гидравлических, пневматических и резиновых амортизаторов, прокладок, вибропоглощающих покрытий и т.д.

Для индивидуальной вибрационной защиты работающих применяют виброзащитные рукавицы, обувь, виброзащитные рукоятки, виброизолируют рабочие места (рабочие площадки). Для ограничения общей вибрации на рабочих местах машинистов СБУ и ПДМ и других машин требуется виброизоляция сидения, подножек: шарнирное крепление, резино-пружинные амортизаторы, мягкая обивка.

## 8.6 Выходы из шахты

Выходы из шахты подразделяются на главные и запасные.

Главными выходами являются выработки, по которым производится доставка людей как в шахту, так и из нее при нормальном (безаварийном) режиме работы предприятия.

Запасные выходы - это выработки, по которым можно покинуть место работы, если главные выходы по каким-либо причинам оказались недоступными.

Все трудящиеся, работающие в подземных выработках, при поступлении на работу знакомятся с главными запасными выходами путем непосредственного прохода от места работы до поверхности или до стволов шахт (при глубине более 200 м). Повторное ознакомление проводится через 6 мес., а если произошли изменения путей следования, то трудящиеся должны быть ознакомлены с этими изменениями в течение суток (путем прохода). Лица технического надзора, ознакомившие трудящихся с выходами, производят запись в «Книге инструктажа рабочих по безопасности работ». Запись удостоверяется подписями лиц, проводивших инструктаж и инструктируемых.

## 8.7 План ликвидации аварии

Правила составления плана ликвидации аварии на предприятии.

План ликвидации аварий – это документ, определяющий меры и действия, необходимые для спасения людей и ликвидации аварий в шахтах и рудниках в начальной стадии их возникновения.

Каждая его позиция действует с момента извещения о происшедшей аварии, до полного вывода всех людей из шахты на поверхность или в безопасные места.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						155
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## 8.8 Общие положения

План ликвидации аварий составляется для каждой эксплуатационной, реконструирующейся или строящейся шахты или рудника.

План ликвидации аварий составляется под руководством главного инженера шахты на каждое полугодие, согласовывается с командиром горноспасательного взвода, обслуживающего данную шахту, и утверждается главным инженером организации за 15 дней до ввода его в действие.

План ликвидации аварий разрабатывается в соответствии с фактическим положением в шахте. Предусмотренные планом материальные и технические средства для осуществления мероприятий по спасению людей и ликвидации аварии должны быть в наличии в исправном состоянии и в необходимом количестве.

Проверка состояния этих средств осуществляется работниками шахты и ВГСЧ перед согласованием планов ликвидации аварий на новое полугодие.

Ответственность за правильное составление плана ликвидации аварий несет главный инженер шахты и командир ВГСЧ, с которым согласован этот план.

Ответственность за сохранность и исправность технических средств, необходимых для осуществления мероприятий по спасению людей и ликвидации аварий, распределяется начальником шахты между лицами технического надзора.

Рабочие шахты должны быть ознакомлены со способами оповещения об аварии (аварийной сигнализацией), путями выхода людей из аварийного и угрожаемых участков, а так же со своими обязанностями и правилами личного поведения на случай возникновения аварии под расписку в «Журнале регистрации ознакомления рабочих с запасными выходами».

В плане ликвидации аварий предусмотрены:

- Мероприятия по спасению людей, застигнутых аварией в шахте
- Мероприятия по ликвидации аварий в начальной стадии их возникновения
- Действия должностных лиц (специалистов) и рабочих при возникновении аварий
- Действия ВГСЧ и ВГК в начальной стадии возникновения аварий.

Для удобства пользования планом ликвидации аварий каждому месту возможной аварии присваивается определенный номер (позиция), который наносится на вентиляционные планы и аксонометрическую схему вентиляции.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						156
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Если на шахте имеется несколько воздухоподающих стволов, то нумерация позиций начинается со ствола, подающего наибольшее количество воздуха в шахту.

В оперативной части плана ликвидации аварий позиции располагаются в возрастающем порядке.

План ликвидации аварий содержит:

1. Оперативную часть, составленную по форме № 1
2. Распределение обязанностей между отдельными лицами, участвующими в ликвидации аварий, и порядок их действия согласно форме № 2.
3. Список должностных лиц и учреждений, которые должны быть немедленно извещены об аварии, составленный по форме № 3. Копия этого списка или соответствующие выписки из него должны находиться на телефонных станциях шахты или организации в зависимости от того, какая телефонная станция и каких конкретно лиц вызывает.

О происшествии аварии сообщение получает ответственный руководитель работ по ликвидации аварий (диспетчер) и по его распоряжению осуществляется вызов лиц в соответствии со списком по форме № 3.

К оперативной части ПЛА прилагаются следующие документы:

- План поверхности шахты с нанесением расположения стволов, шурфов, штолен и других выходов на поверхность, скважин, провалов, трещин на водостоках, водоемов и резервуаров с водой с указаниями их емкостей, насосов, водопроводов с указанием их диаметров, напоров и количества воды, поступающей по ним к промплощадке рудника, гидрантов, вентиляей, пожарных гаек, складов противопожарных материалов и оборудования, административно-бытового комбината и подъездных путей к объектам.
- Вентиляционный план (схема вентиляции), составленный в соответствии с требованиями «Инструкции по составлению вентиляционных планов».
- Схема электроснабжения шахты. На схеме необходимо выделить красным цветом с нанесением номера позиций места расположения оборудования, с помощью которого производится отключение электроэнергии на аварийный участок.
- Схема поверхностного пожарного водоснабжения шахты.

План ликвидации аварий со всеми приложениями должен находиться у главного инженера рудника, диспетчера по шахте и у командира ВГСЧ. У начальников участков должны находиться выписки из этого плана, относящиеся к их участкам с указанием путей выхода людей из шахты.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						157
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер шахты, а до момента его прибытия – горный диспетчер.

Если рудник объединяет несколько шахт, находящихся в единой вентиляционной системе, ответственным руководителем является главный инженер рудника.

Горный диспетчер имеет специальное горнотехническое образование, знать шахту и иметь опыт работы в ней.

Лица, на которых возлагается ответственное руководство по ликвидации аварий в данную смену, должны находиться на поверхности в командном пункте, оборудованном соответствующей связью и сигнализацией с участками подземных работ.

В диспетчерском пункте, кроме соответствующих средств связи и сигнализации об аварии, должен находиться пульт для реверсирования вентиляторов главного проветривания при дистанционном управлении вентиляторами, а так же по отключению электроэнергии в шахте.

1. Ответственным руководителем работ по ликвидации аварий является главный инженер рудника, а при его отсутствии – заместитель главного инженера – горный диспетчер рудника.

2. Основным командным пунктом является кабинет главного инженера рудника, резервным – помещение диспетчерской, запасным - кабинет главного механика рудника.

3. Каждый рабочий или ИТР при обнаружении аварии обязан, наряду с принятием мер по ликвидации, немедленно сообщить об аварии диспетчеру рудника по телефону или по ИГАС.

4. Термины «до очага пожара» и «за очагом пожара» следует считать по ходу вентиляционной струи при аварийном режиме вентиляции, предусмотренном для данной позиции ПЛА.

5. Люди, находящиеся в тупиковых выработках, при невозможности выхода из-за пламени, сильной задымленности или высокой температуры в подходящих к тупику выработках, из тупика не выходят, а включаются в самоспасатели, открывают ставы сжатого воздуха, отперемычиваются подручными средствами (вентиляционными рукавами, штангами и др.). И ждут прихода горноспасателей, подавая периодически сигналы частыми ударами по трубам.

6. Средствами оповещения об аварии являются: ИГАС, телефонная связь, мигание света, полное отключение электроэнергии и частые удары по трубам. Каждый должен выяснить причину отключения электроэнергии или ударов по трубам.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						158
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

7. Склады противопожарных материалов находятся:
  - В надшахтном здании КС,
  - В надшахтном здании ВС,
  - На откаточном квершлага гор. – 990 м,
  - На откаточном квершлага гор. –700 м,
8. Места группового хранения самоспасателей:
  - 8.1 башенный копер КС
  - 8.3 башенный копер СС:
  - 8.4 здание ГВУ ВС – 1.
9. Главный выход – подъем КС.
10. Рудничный запасной выход подъем ВС – 1.

**ПРИМЕЧАНИЕ:**

1. Люди, вышедшие из шахты, обязаны находится на своем участке до особого распоряжения.
2. Последующие (прибывающие после второго взвода) отделения ВГСЧ находятся в распоряжении ответственного руководителя работ по ликвидации аварии.
3. В тех позициях, где не указан режим работы ВОД – 40 КС, работают в нормальном рабочем режиме.
4. Бойцам ВГСЧ руководствоваться «Действиями личного состава ВГСЧ при пожаре на объектах рудников, где установлены радиоизотопные приборы (РИП)».

**8.9 Средства оповещения об аварии**

1. Система аварийного оповещения «Земля 3М», предусматривающая сигнал аварийного оповещения, подаваемый сменным диспетчером и преобразуемый в мигание светильника.
2. Система оповещения источниками громкоговорящей аварийной связи (ИГАС), установленными в местах наибольшего количества трудящихся.
3. Полное отключение электроэнергии в подземных выработках.
4. Телефонная связь по шахтным телефонам.
5. Мигание света.
6. Оповещение трудящихся в очистных забоях производится горными мастерами.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						159
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

7. При авариях в тупиковых выработках и невозможности выхода из них сигналом являются частые удары по трубам.

### 8.10 Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии по позициям

Позиция № 1– Поверхностное здание и сооружение КС, СС, ВСС. Вид аварии – пожар!

№	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
	Главный вентилятор ВС-1 реверсировать, увеличить обороты; главный вентилятор ВС-2 реверсировать, увеличить обороты; закрыт УСМ ГВУ ВС-1,2 на 45 градусов.	ОРП по ЛА, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в башенном копре КС выходят с отметок наружу пожарную лестницу и спускаются вниз.
	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРП по ЛА, диспетчер рудника	Люди, находящиеся в горящем здании, сооружении выходят наружу.
	Сообщить оператору УТЗК об аварии.	ОРП по ЛА, горный диспетчер	Люди, находящиеся в КС в самоспасателях следуют на нижнюю приемную площадку.
	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света - Отключения эл. энергии	ОРП по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в ВСС в самоспасателях выезжают на поверхность.
	Оповестить об аварии всех людей находящиеся на ВС-1, ВС-2, ВС-3 по телефону и прямой связью и вывести их на поверхность	ОРП по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электрослесарь	Люди, находящиеся в камерах гор. -1228м, в самоспасателях выходят по откаточным выработкам на откаточный квершлаг и по транспортному уклону

	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном трубопроводе на рудник.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Люди находящиеся в стволах ВС-1,2, в самоспасателях выезжают на поверхность.
	Вызвать дежурного фельдшера медпункта, при необходимости скорую помощь	ОРР по ЛА, рукоятчик-сигналист	Люди, находящиеся в выработках гор. -900м самоспасателях выходят из камер и идут на
	Сообщить диспетчеру о необходимости бесперебойной работы компрессорной станции	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, рукоятчик -	Максимальное время выхода на свежую струю 25 мин
	Обеспечить незамедлительную доставку материалов и оборудование для ликвидации аварии.	ОРР по ЛА	
0	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
1	Отключить энергию с аварийных и угрожаемых объектов.	ОРР по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-сигналист	

Позиция № 2 - Поверхностные здания ВС 1: подъемных машин, лебедок, вентиляторной, АБК. Вид аварии – пожар!

№.№	Мероприятия по спасению людей и ликвидации аварии	Ответственные лица	Пути вывода людей
	Главный вентилятор ВС-1 остановить, главный вентилятор ВС-2 остановить, закрыть противопожарные яды в вентиляционных каналах ВС-1 и ВС-2	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист	Находящиеся в зданиях, включившись в самоспасатели и минуя очаг пожара, выходят наружу (кроме машиниста)
	Оповестить всех трудящихся, находящихся в стволе, БРУ об аварии и выходе на поверхность световыми сигналами с помощью прямой связи и по телефонам об аварии и вывод людей	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника	Находящиеся в стволе, включившись в самоспасатели, в бабье выезжают на

	Вызвать ВГСЧ и пожарную команду по прямой связи или по телефонам	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	Находящиеся на БРУ, включившись в самоспасатели,
	Оповестить всех подземных трудящихся, об аварии и выходе их на поверхность: - Системы оповещения «Земля-3М» - Мигания света - Отключения эл. энергии с	ОРР по ЛА, сменный надзор, диспетчер рудника, рукоятчик-сигналист, оперативный дежурный дежурный электрослесарь.	Люди находящиеся в подземных выработках кратчайшим путем следуют к КС выезжают на поверхность
	Отключить электроэнергию от горящего объекта ВС-1, при невозможности отключения (пожар в здании подстанции) сообщить диспетчеру о необходимости отключения фидеров по телефону	ОРР по ЛА, механик участка, сменный надзор, дежурный электрослесарь, диспетчер рудника	Находящиеся в копре ВС-1 надшахтных зданиях выходят наружу (Т = 1 мин.) Кроме стволового
	Сообщить диспетчеру ТВГС по телефону об аварии и увеличении подачи воды в противопожарном	ОРР по ЛА, диспетчер рудника	
	Выставить посты в ламповой и у копра КС, ВС-3 для регистрации спуска людей, выехавших из ствола.	ОРР по ЛА, диспетчер рудника, сменный надзор	
	Включить насос пожарбаковпромплощадки ВС-1,2	ОРР по ЛА, сменный надзор, рукоятчик-	
	Оповестить должностных лиц и учреждения по списку формы - №3	ОРР по ЛА, горный диспетчер	

Позиция № 3 - Выработки гор.-990 м: порожняковый квершлаг, грузовой квершлаг, выработки околоствольных дворов КС, СС, водосборники, соединительные и клетевые ветви, скиповые ветви, насосная, уклоны просора КС, СС, все тупиковые выработки, примыкающие к вышеперечисленным, все вертикальные выработки, выходящие на вышеперечисленные. Вид аварии – пожар!

№	Мероприятия по спасению людей и	Ответственные лица и исполнители	Пути вывода людей из аварийного участка
	<p>Главный вентилятор ВС-1,2 реверсировать - вентилятор В ОД-40 ПЗС реверсировать - вентилятор ВОД -40 КС реверсировать</p>	<p>Диспетчер рудника Моторист главных вентиляторов Оперативный дежурный Машинист подъёма КС Отв. Руководитель работ по ликвидации аварии</p>	<p>Люди, находящиеся нагор.-1360 м: - до очага пожара – по грузовому или порожняковому штреку следуют к ВС-1,2 и выезжают на поверхность; - за очагом пожара- в самоспасателях, минуя очаг пожара, по не</p>
	<p>Вызвать ВГСЧ по прямой связи или телефону</p>	<p>Оперативный дежурный</p>	<p>Люди, находящиеся в тупиковых выработках, при невозможности выхода из-за пламени, сильной задымлённости или высокой температуры в подводящих к тупику выработках, из тупика не</p>
	<p>3. Оповестить людей, находящихся нагор.-950 м об аварии и выводе их на поверхность по ВС-1 с помощью: - системы</p>	<p>Дежурный эл. слесарь ЦЭП Оперативный дежурный</p>	<p>Люди, находящиеся в выработках гор.-950 м, других выработках горизонта, в самоспасателях кратчайшим путём следуют к ВС-1 и выезжают на</p>
	<p>Оповестить об аварии всех трудящихся: - находящихся в КС, башенном копре, лифте копра, вентиляторной, калориферной, поверхностных</p>	<p>Диспетчер рудника Отв. руководитель работ по ликвидации аварии</p>	<p>Люди, находящиеся на подсечке гор.-950м, в самоспасателях по ТУ следуют на вент.-закладочный горизонт, далее к ВС-1и выезжают на поверхность</p>
	<p>Включить насос пожаровспомогательной площадке рудника</p>	<p>Диспетчер рудника Отв. руководитель работ по ликвидации аварии</p>	<p>Люди, находящиеся нагор.-1162 м - 950м -</p>

## 9 Экономическая часть

Состояние и развитие горнодобывающей промышленности тесно связано с состоянием и развитием всей экономики страны. Функционирование и развитие горнодобывающей промышленности оказывают стимулирующее влияние на развитие целых районов, т.к. большинство горных предприятий являются градообразующими.

Строительство новых, экономически прогрессивных предприятий угольной, железорудной, горно-химической и других отраслей горной промышленности создают условия для эффективного развития регионов и всей страны.

Значительна роль горнодобывающей промышленности и во внешнеэкономических связях нашей страны. Россия является крупным экспортером продукции горнодобывающих отраслей. Но следует отметить, что горнодобывающее производство весьма капиталоемкое, процесс строительства календарно длителен и требует значительных инвестиционных затрат. Предприятия строятся лишь там, где есть запасы полезного ископаемого, в большинстве случаев эти месторождения расположены в малообжитых, географически удаленных районах, где строительство новых предприятий сопряжено с большими затратами по освоению района. Добыча полезного ископаемого может осуществляться как подземным, так и открытым способами. Причем добыча подземным способом существенно более дорога, чем открытым способом. Техничко-экономические показатели работы каждого предприятия являются следствием различий в горно-геологических условиях его эксплуатации. Величина наличия запасов полезного ископаемого, его качество, глубина залегания, мощность пластов или залежи и другие геологические и эксплуатационные условия месторождения оказывают существенное влияние на эффективность работы конкретного горнодобывающего производства. Так же горные предприятия несут значительные затраты по охране труда и технике безопасности. Все затраты которые несет горное предприятие удорожают себестоимость добычи полезного ископаемого.

В данном дипломном проекте рассмотрено горнодобывающее предприятие рудник «Октябрьский», ведущий добычу руды на территории Красноярска в городе Норильск. В ходе работы, исходя из промышленных запасов и годовой производительности рудника, определено состав и количество основных производственных фондов необходимых для нормальной

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						164
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

работы предприятия, численность производственных и вспомогательных рабочих, занятых на основных и вспомогательных процессах добычи, а так же численность инженерно-технических работников. Для каждой группы промышленно-производственного персонала будет определена основная и дополнительная заработная плата, а также годовой фонд заработной платы.

Для горно-подготовительных работ и для добычи определим себестоимость производства работ по основным технологическим процессам. В заключительной главе «Экономическая оценка эффективности проекта» определим основные показатели эффективности проекта: индекс доходности, чистый доход, чистый дисконтированный доход, срок окупаемости заемных и капитальных вложений.

Для предстоящих расчетов в первой главе охарактеризуем горнодобывающее предприятие рудник «Березовский».

#### *Краткая характеристика предприятия ООО «Березовский рудник»*

ООО "Березовский рудник" - российская горно-металлургическая компания, которая производит три основных металла - золото, серебро и платину, а также множество побочных металлов. Предприятия занимаются поиском, разведкой, добычей, обогащением и металлургической переработкой полезных ископаемых, производством, маркетингом и реализацией драгоценных и цветных металлов.

Березовское месторождение по своим масштабам является одним из наиболее крупных объектов золотодобывающей промышленности. За 255 лет эксплуатации на нем добыто более 130 тонн золота.

Основными видами деятельности рудника являются:

- разработка месторождений полезных ископаемых, добыча и переработка;
- добыча драгоценных и иных металлов из руды;
- торговля, торгово-посредническая и финансово-кредитная деятельность.

Товарной продукцией являются: золото, серебро, медь, щебень, песок строительный, камень бутовый.

### **9.1 Капитальные затраты на строительство предприятия**

Сумму затрат на горно-капитальные работы определяют по трем группам: проведение главных вскрывающих, подготовительных и добычных работ.

Расчет затрат на горно-капитальные работы приведена в табл.9.1.

Таблица 9.1 - Расчет затрат на горно-капитальные работы

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						165
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

Наименование выработки	Объем работ, м <sup>3</sup>	Стоимость единицы работ, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Амортизационные отчисления, тыс. руб.
<b>ГКР</b>					
СС,КС,ВС-1	138440	3	415320	5	20766
Закладочный горизонт	577500	0,95	548625	5	27431,25
Горизонт-650	199500	0,95	189525	5	9476,25
Горизонт-700	148840	0,95	170570,64	5	8528,5
Горизонт-900	198800	0,95	188860	5	9443
Горизонт-950	172900	0,95	164255	5	8212,75
Рудоспуск	4160	2	8320	5	416
ОД вспомогательный	2720	1	2720	5	136
ОД основной	35360	1	35360	5	1768
Итого ГКР	1475772		1721107,64		76159,75
<b>ГПР</b>					
Слоевой орт	336	0,95	319,2	5	16
Вентиляционный восстающий	76,5	1,5	114,75	5	6
Рудоспуски	284	2	568	5	28,4
Фланговые уклоны	1725	0,95	1638,75	5	82
Итого ГПР	2421,5		2640,5		132,4
<b>Нарезные работы</b>					
Защитный слой	3360	0,95	3192	5	160
Разрезной штрек	1680	0,95	1596	5	80
Итого:	5040		4788		240
<b>Очистные работы</b>					
Отработка слоев	11850	0,95	11257,5	5	562,8
Итого:	11850		11257,5		562,8
<b>ВСЕГО</b>	<b>1495083,5</b>		<b>1739793,64</b>		<b>77094,95</b>

По данным таблицы 9.1 «Расчета затрат на горно-капитальные работы», общая стоимость проведения выработок – 1739793,64 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления проводимых выработок – 77094,95 тыс. руб.

Рассмотрим методику расчета данной таблицы на примере квершлага откаточного: общая стоимость квершлага откаточного получена путем умножения объема работ квершлага и его единичной стоимости.

Амортизационные отчисления равняются произведению общей стоимости и нормы амортизации. Для остальных горных выработок расчеты аналогичны.

При организации строительства с применением индустриальных методов используют типовые проекты.

В данных расчетах определяют 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.

2. Все остальные здания и сооружения, которые после окончания срока службы рудника могут быть использованы для других целей.

Все расчеты по данным затратам выполнены в таблице 9.2.

$A_{г} = 2000$  тыс.т

$T_{с} = 27$  лет

$B = 53166,7$  тыс.т

Таблица 9.2 - Смета капитальных затрат на здания и сооружения

Наименование зданий и сооружений	Объем работ, м <sup>3</sup>	Стоимость единицы, тыс. руб.	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации %	Годовые амортизационные отчисления, тыс. руб.
Надшахтные здания	9000	10	90000	4,5	4050
Копер	2500	15	37500	4,5	1687,5
АБК	4500	10	45000	4,5	2025
Механические мастерские	6000	15	90000	4,5	4050
Материальный склад	1500	10	15000	4,5	675
Водоснабжение	200	10	2000	5	100
Гаражи	1000	15	15000	5,4	810
Здание электроподстанции	150	20	3000	5,6	168
ВСЕГО	24850		297500		13565,5

По данным таблицы 9.2 «Смета капитальных затрат на здания и сооружения» общая стоимость зданий и сооружений –297500 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления –13565,5 тыс. руб.

Методика расчета данной таблицы на примере надшахтных зданий: общая стоимость получена путем умножения объема работ на стоимость единицы. Для остальных зданий и сооружений расчеты выполнены аналогичны. Капитальные затраты на электромеханическое оборудование и подвижной состав транспорта рассчитаны и данные сведены в таблицу 9.3

Таблица 9.3 – затраты на приобретение, доставку и монтаж на машины и оборудование.

Наименование	Кол-во	Балансовая стоимость единицы			Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	ГАО, тыс. руб.
		цена, тыс. руб.	Доставка и монтаж	Итого			
ГПР							
Бурение							
Буровая машина DD420-60	6	40000	12000	52000	312000	10	31200
Итого бурение		40000		52000			31200
Доставка							
ПДМ ST-7	5	35000	10500	45500	227500	18	40950
Итого доставка		35000		45500			40950
Внутришахтный транспорт							
Контактный электровоз К28	2	22000	6000	28000	56000	13	7280
Вагонетка ВГ-10	16	5000	1000	6000	96000	20	19200
Опрокид	2	75000	15000	90000	180000	18	32400
Итого:		101900		126000	320000		58880
Вспомогательное оборудование							
СДО для вспомогательных работ	18	5000	1000	6000	108000	15	16200
Многоканатная подъемная машина Ц-2.5*АР	3	71000	20000	91000	273000	20	54600
Скип 1СН 7-2	1	5000	1500	6500	6500	25	1625
Клеть	2	5000	1500	6500	13000	25	3250
Водоотлив	2	1500	450	1950	3900	20	780
Понизительная подстанция	2	10000	3000	13000	26000	18	4680

ВЦД47А"север"	2	50000	10000	60000	120000	15	18000
Итого вспомогат. оборудование		71500		807450	278700		28270
ВСЕГО на машины и оборудование		248400		310950	1138200		159300

По данным таблицы 9.3 «Затраты на приобретение, доставку и монтаж на машины и оборудование» общая стоимость всех машин и оборудования - 1030200 тыс. руб., годовые амортизационные отчисления –159300 тыс. руб.

Приведем методику расчета данной таблицы на примере буровой машины: доставка и монтаж составляет 20-25% от цены. Итого балансовая стоимость - сумма цены и доставки и монтажа. Общая стоимость - произведение количества машин на балансовую стоимость единицы. Годовые амортизационные отчисления - произведение общей стоимости и нормы амортизации. Для остальных машин и оборудования расчеты аналогичны.

Таблица 9.4. Затраты на материалы участка подземного транспорта

№	Наименование материала	Един, измер.	Норма расхода материала на м <sup>3</sup> .	Стоимость ед., руб.
1	Рельсы Р-33	т.	0,0003	4398,74
2	Рельсы Р-38	т.	0,0002	5112,2
2	Канаты	кг.	0,0008	2,41
3	Смазочный материал	кг.	0,25	7586,61

Таблица 9.5. Энергетические затраты участка подземного транспорта

Наименование оборудования	Кол-во единиц в работе	Потребление энергии	
		на ед.	всего
Электровоз К28	2	90	180
Опрокид	2	10	20
ВЦД47А	2	5000	20000
Ц 2,5 * АР	3	1500	4500
Итого:			24700

## 9.2 Организация труда и расчет заработной платы

Режим работы принят - непрерывный; количество смен в сутки - 3; продолжительность смен - 7 ч; продолжительность отпуска 87 календарных дней.

Заработную плату рабочих считаем повременно по тарифно-премиальной системе, а ИТР - по окладной.

На добыче работает комплексная бригада, выполняющая все основные и вспомогательные операции, а также ремонтные работы в забое. Режимный фонд рабочего времени предприятия (табл. 9.6):

$$T_{РЕЖ} = T_{КАЛ} - T_{П} - T_{В}, \quad (9.1)$$

где  $T_{КАЛ}$  - календарное число дней в году,  $T_{КАЛ} = 365$  дней;

$T_{П}$  - число праздничных дней в году,  $T_{П} = 0$  дней;

$T_{В}$  - число выходных дней в году,  $T_{В} = 60$  дней.

$$T_{РЕЖ} = 365 - 60 = 305 \text{ суток.} \quad (9.2)$$

Эффективный фонд рабочего времени у подземных рабочих:

$$T_{ЭФ} = T_{РЕЖ} - T_{О} - T_{Б}, \quad (9.3)$$

где  $T_{О}$  - число дней отпуска,  $T_{О} = 63$  дней;

$T_{Б}$  - невыходы по болезням,  $T_{Б} = 2$  дня.

$$T_{ЭФ} = 305 - 63 - 2 = 240 \text{ суток.} \quad (9.4)$$

Коэффициент списочного состава для подземных рабочих:

$$K_{СП} = T_{КАЛ} / T_{ЭФ} = 305 / 240 = 1.27. \quad (9.5)$$

Таблица 9.6 - Баланс рабочего времени

Показатели	Режим работы
	Непрерывный
Календарный фонд времени, дней	365
Количество праздничных дней	0

Количество выходных дней	60
Номинальный фонд времени, дней	305
Невыходы по причинам,	60
в т.ч.:	
Отпуск	63
болезнь	2
Эффективный фонд времени: дни	240
Коэффициент списочного состава	1,27

Производим расчет численности рабочих по процессам в табл. 9.7.

Таблица 9.7 - Расчет численности рабочих

Профессия рабочего	Кол-во оборудования, ед.	Норма численности, чел./ед.	Число смен, ед.	K <sub>СС</sub>	Явочная численность, чел.	Списочная численность, чел.
Основные рабочие						
ГПР						
Бурение						
Машинист буровой машины	6	1	3	1,27	18	23
Итого по бурению					18	23
Доставка						
Машинист ПДМ	5	1	3	1,27	15	19
Итого по доставке					15	19
Внутришахтный транспорт						
K28	2	1	3	1,27	6	8
Итого:					6	8
Вспомогательные рабочие						
Машинист СДО	18	1	3	1,27	54	69
Слесарь	12	1	3	1,27	36	46
Итого по вспомогательным рабочим					90	115
ВСЕГО по рабочим					129	165

По данным таблицы 9.7 «Расчет численности рабочих» явочная численность рабочих составляет 129 чел., списочная численность рабочих составляет 165 чел.

В дальнейшем в расчетах используем списочную численность. На основе расчетов таблицы 9.7 определяем фонд заработной платы рабочих.

Производим расчет планового фонда заработной платы производственных рабочих в табл. 9.8.

По итогам таблицы 9.8 годовой фонд заработной платы составляет 100479150 тысруб.

Методику расчета данной таблицы приведем на примере машиниста буровой машины: годовой фонд рабочего времени берем по таблице 9.9, тарифный фонд получаем путем умножения списочной численности, дневной тарифной ставки и годового фонда рабочего времени. Размер премии принимаем от 10-40% (основным рабочим - 40%, вспомогательным рабочим - 20%).

Производим расчет заработной платы инженерно-технических работников в табл.9.8.

Таблица 9.8- Расчет заработной платы ИТР

Наименование должности	Кол-во человек	Месячный оклад, руб	Премия, руб	Полный оклад, руб	Сумма годового заработка с уч.районным коэф-м, руб
Директор	1	90000	36000	126000	2419200
Главный инженер	1	85000	34000	119000	2284800
Главный энергетик	1	80000	32000	112000	2150400
Главный механик	1	75000	30000	105000	2016000
Мастер по ремонту вспом.оборуд	7	60000	24000	84000	1612800
Мастер по ремонту буровых станков	7	50000	20000	70000	1344000
Начальник участка	1	80000	32000	112000	2150400
Горный мастер	5	60000	24000	84000	1612800

Начальник БВР	1	65000	26000	91000	1747200
Мастер БВР	3	60000	24000	84000	1612800
Маркшейдер	2	50000	20000	70000	1344000
Геолог	2	50000	20000	70000	1344000
Зав.складом ВМ	1	50000	20000	70000	1344000
Итого	33				22982400

По итогам таблицы 9.9 видно, что сумма годовой заработной платы ИТР с учетом районного коэффициента равна 22982400руб.

Методику расчета данной таблицы приведем на примере директора: полный оклад равен сумме месячного оклада и премии. Сумма годового заработка с учетом районного коэффициента равна полному окладу, умноженному на 12 месяцев и на 0.8 (районный коэффициент Красноярского края). Для остальных должностей расчет аналогичен.

Сводим показатели по труду и заработной плате в табл. 9.10.

Таблица 9.10 - Сводные показатели по труду и заработной плате

Показатель	Значение
Численность ППП	198
Численность рабочих	165
ФЗП ППП, руб	123461550
ФЗП рабочих, руб	100479150
Среднемес.зарплата 1 работающего	51961
Средемес.зарплата 1 рабочего	50747
Производ.труда работающего, ед/чел в год	8658
Производ.труда рабочего, ед/чел в год	12121
Объем производства, ед	2000000

Средняя заработная плата рабочего:

$$ЗП_{РАБОЧЕГО} = 124640200 / (198 \cdot 12) = 51961 \text{ тыс руб./мес. (9.6)}$$

Средняя заработная плата одного работающего:

$$ЗП_{РАБОТАЮЩЕГО} = 101656000 / (165 \cdot 12) = 50747 \text{ тыс руб./мес. (9.7)}$$

Методика расчета данной таблицы: производительность труда работающего, т/чел·год, получаем путем деления объема производства на

численность ППП; производительность труда рабочего, т/чел·год, получаем путем деления объема производства на списочную численность рабочих. Численность ППП составляет сумма списочной численности рабочих и ИТР.

### 9.3 Расчет себестоимости добычи полезного ископаемого

Одной из важнейших количественных характеристик, используемых для оценки эффективности инвестиционного проекта является себестоимость добычи. Сама себестоимость состоит из нескольких слагаемых: затраты на материалы, энергию, амортизацию оборудования и зарплату рабочим.

Далее приводим расчёт по статье “Затраты на вспомогательные материалы”, который включает в себя расходы на ГПР и собственно очистные работы (табл.9.11).

Таблица 9.11 - Затраты на вспомогательные материалы

Наименование	Единица измерения	Годовой объем произ-ва, тыс.т	Норма расхода, ед./т	Цена за единицу, руб./ед.	Сумма затрат,руб.
<b>ГПР</b>					
<b>Бурение</b>					
Буровые коронки d=65, мм	шт	2000	0,0045	200	1800
Буровые штанги d=38мм	шт	2000	0,04	300	24000
Итого по бурению					24180
<b>Доставка</b>					
Шины	копмл/м3	2000	0,00014	40000	11200
Дизельное топливо	кг/м3	2000	3,1	26	161200
Смазочные материалы	кг/м3	2000	0,12	200	48000
Итого по доставке					220400
<b>Вспомогательные работы</b>					
Шины СДО	копмл/м3	2000	0,0001	20000	4000
Дизельное топливо для СДО	кг/м3	2000	2,5	26	130000
Смазочные материалы для СДО	кг/м3	2000	0,1	200	40000
Канат		2000	0,0015	430	1290
Шланг		2000	0,12	150	36000
Кабель (КГЭШ)		2000	0,045	600	54000

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат
------	------	----------	---------	-----

Итого вспомогательные						265290
Всего						509870

По таблице 9.11 «Затраты на вспомогательные материалы» видно, что сумма затрат составляет 509870 тыс. руб. в год. Расчет суммы затрат по материалам заключается в перемножении годового объема производства на норму расхода материала и его цены за единицу.

Затраты на энергию определяем для каждого потребителя (табл. 9.12)

Таблица 9.12 - Затраты на энергию

Тип оборудования	Количество	Мощность, кВт		Время работы, час		Коэффициент загрузки, Кз	Расход энергии за месяц, кВт	Тариф за 1 кВтчас	Сумма затрат за энергию, руб
		за 1 ед.	всего	за сутки	за месяц				
Внутришахтный транспорт									
К28	2	240	480	18	432	0,8	414720	3	1244160
Вспомогательное оборудование									
Многоканатная подъемная машина Ц- 2.5*АР	3	1000	3000	4	96	0,8	864000	3	2592000
Скип 1СН 7-2	1	400	400	4	96	0,8	30720	3	92160
Клеть	2	400	800	4	96	0,8	122880	3	368640
ВЦД47А "север"	2	3000	6000	24	576	1	6912000	3	20736000
Опрокид	2	600	1200	6	144	0,8	276480	3	829440
Водоотлив	2	125	300	24	576	0,8	276480	3	829440
Итого вспомогательное оборудование			11700						25447680
Всего			12180				8897280		26691840

Расчёт затрат производим по двухставочному тарифу, руб.:

$$Z_{эл} = (P_a + W \cdot b) \cdot (1 \pm k)$$

$$Z_{эл} = (12180 + 177340 \cdot 3) \cdot (1 \pm 0) = 544202 \text{ руб.} \quad (9.8)$$

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		175

где:  $P_a$  - заявленная мощность по графику электропотребления, кВт/час;  
 $b$  - тариф за 1кВт/час активной электроэнергии,  $b= 3$  руб.;

$k$  - поправочный коэффициент за режим реактивной энергии (при планировании  $k=0$ );

$W$  - расход активной электроэнергии, кВт/час:

$$W = \Sigma P \cdot T_{см} \cdot n_{сд} \cdot n_{рд} \cdot k_{спр}$$

$$W = 12180 \cdot 7 \cdot 2 \cdot 26 \cdot 0,04 = 177340 \text{ кВт} (9.9)$$

где:  $\Sigma P$  - суммарная установленная мощность токоприёмников на участке,  $\Sigma P = 12180$  кВт;

$k_c$  - коэффициент спроса,

$$k = 0,4 + 0,6 \cdot \frac{P_{\max}}{\Sigma P}$$

$$k = 0,4 + 0,6 \cdot \frac{3000}{12180} = 0,54 \quad (9.10)$$

Таблица 9.13 - Расчеты на содержание и эксплуатацию оборудования

Статьи затрат	Сумма, тыс. руб.
Эксплуатация оборудования,	274660,5
Основная заработная плата	100479150
Дополнительная заработная плата	25119787
Отчисления на социальные нужды (20% от суммы заработных плат)	20095830
Текущий ремонт оборудования (8% от балансовой стоимости)	91056
Прочие затраты	7588
Итого	180986234

В результате расчетов расходы на содержание и эксплуатацию оборудования составили 180986234 тыс. руб.

Для расчета цеховых расходов составляют смету в виде табл. 9.14.

Таблица 9.14- Цеховые расходы

Наименование элементов	Сумма, тыс. руб.
Содержание аппарата управления и ИТР	22982400
Отчисления на социальные нужды	5745600
Содержание зданий, сооружений, инвентаря и текущий ремонт	8925
Исследования, опыта, рационализации и изобретательство	0
Охрана труда	3447
Амортизация	13565,5
Прочие	14026
Итого	28767963

В данной таблице были определены цеховые расходы, т.е. содержание аппарата управления и ИТР 22982400 тыс. руб, содержание зданий, сооружений, инвентаря и текущий ремонт 3% от их стоимости 8925 тыс руб, исследования, опыты, рационализации и изобретательство на шахте не производятся.

Таблица 9.15 – Калькуляция себестоимости добычи руды

Статьи затрат	ГПП		Добыча	
	на 1 м <sup>3</sup>	на весь объем, руб	на 1 т	на весь объем, тыс. руб
Вспомогательные материалы на технологические цели	33,20	48995630	81,49	162980
Энергия на технологические цели	140,87	207892001	216,0	432000
Основная заработная плата	2,83	4176434	6,69	1380

Дополнительная заработная плата	0,83	1224890	1,96	3920
Отчисления на социальные нужды	0,74	1092071	1,74	3480
Амортизация	5,76	8500446	1,68	3720
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	0,17	250881	1,54	3080
Цеховые расходы	7,02	10359919	64,5	129000
Цеховая себестоимость	191,41	282477518	375,6	751200
Общерудничные расходы	3,83	5652206	7,51	15020
Прочие производственные расходы	5,86	8648024	11,50	23000
Погашение ГПП			1,33	2660
Производственная себестоимость	9,69	14300230	19,01	38020
Внепроизводственные расходы	0,48	708370	0,95	1900
Полная себестоимость	402	593260344	1193	2386000

В данной таблице «Калькуляция себестоимости добычи руды» определена себестоимость одной тонны руды, себестоимость проведения подготовительных выработок составляет 402 руб/ м<sup>3</sup>, при ведении добычных работ себестоимость составляет 1193руб/т.

#### 9.4 Расчет эффективности инвестиционного проекта

Капиталообразующие затраты определяют как сумму средств, необходимых для строительства (расширения, реконструкции, модернизации) и оснащения оборудованием инвестируемых объектов, расходов на подготовку капитального строительства и прироста оборотных средств, необходимых для нормального функционирования предприятий:

собственные финансовые средства;

привлеченные ассигнования из федерального, региональных и местных бюджетов, фондов поддержки предпринимательства, предоставляемые на безвозмездной основе;

иностраннные инвестиции, предоставляемые в форме финансового или иного участия в уставном капитале совместных предприятий, а также в форме

						СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат			178

прямых вложений (в денежной форме) международных организаций и финансовых институтов, государств, предприятий и организаций различных форм собственности и частных лиц;

различные формы заемных средств, в том числе кредиты, предоставляемые государством на возвратной основе, кредиты иностранных инвесторов, облигационные займы, кредиты банков и других институциональных инвесторов: инвестиционных фондов и компаний, страховых обществ, пенсионных фондов, а также векселя и другие средства.

Первые три группы источников, указанных выше, образуют собственный капитал реципиента. Суммы, привлеченные им по этим источникам извне, не подлежат возврату. Субъекты, предоставившие по этим каналам средства, как правило, участвуют в доходах от реализации инвестиций на правах долевой собственности.

Четвертая группа источников образует заемный капитал реципиента. Эти средства возвращают на определенных заранее условиях (сроки, процент). Субъекты, предоставившие средства реципиенты по этим каналам, в доходах от реализации проекта не участвуют.

Произвожу расчет прибыли при добыче руды.

Расчет прибыли производят по формуле

$$\Pi_{\text{ПР}} = B (C - S) - \text{НДС} = 20000 \cdot (16000 - 1595) - 53344000 = 234756000 \text{ тыс.руб.}$$

где  $\Pi_{\text{ПР}}$  – прибыль от реализации продукции, тыс.руб;  $B$  – объем добычи, тыс.т;  $C$  – цена 1 т руды, руб.;  $S$  – полная себестоимость 1 т руды, руб; НДС – налог на добавленную стоимость тыс. руб.

$$\text{НДС} = 0,1667 \cdot B \cdot C = 0,1667 \cdot 20000 \cdot 16000 = 53344000 \text{ тыс. руб.}$$

Прибыль остающаяся в распоряжении предприятия, тыс.руб;  $H$  – налог на прибыль, тыс.руб.

$$H = \Pi_{\text{ПР}} \cdot A = 234756000 \cdot 20\% = 46951200 \text{ тыс.руб.}$$

Рентабельность продукции:

$$P = \frac{\Pi_{\text{РП}}}{S_{\text{РП}}} \cdot 100 = \frac{234756000}{2979260344} \cdot 100 = 7,8 \%. \quad (9.11)$$

Фондоотдача:

$$f_{\text{общ.}} = \frac{B}{\Phi_{\text{ц}}} = \frac{2000000}{2979260,3} = 0,67 \quad (9.12)$$

где  $B$ - годовой выпуск продукции в натуральном выражении или оптовых ценах.

Таблица 9.16 - Основные ТЭП

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		179

Наименование показателей	По проекту
Промышленные запасы месторождения, тыс. т	53166,7
Годовая производительность, тыс. т	2000,00
Себестоимость добычи, руб/т	1193
Производительность труда рабочего, т/год	12121
Капитальные затраты, руб/ед	1739793,64
Списочный состав ПП, чел	198
в.т.ч. ИТР	33
в.т.ч. рабочие	165
ФЗП, руб/год	123461550
Средняя заработная плата работающего за месяц, руб	51961
Средняя заработная плата рабочего за месяц, руб	50747
Амортизация, всего тыс. руб	249960,5
Прибыль, руб	234756000
Прибыль, остающаяся в распоряжении предприятия, руб	46951200
Рентабельность продукции, %	7,8
Фондоотдача, руб./руб	0,67

Выводы по работе и технико-экономическим показателям представлены в заключении.

### 9.5 Заключение

Для рудника «Березовский» с годовой производительностью 2000 тыс. т себестоимость добычи, по данным расчетов, составляет 1193 руб., такая высокая себестоимость продукции обусловлена подземным способом добычи и дорогой системой разработки с закладкой выработанного пространства. Производительность труда рабочего составляет 10101 т/год, что характерно для горнорудной промышленности, этот показатель зависит от условий залегания и сложности месторождения. Списочный состав промышленно-производственного персонала 198 человека, из них рабочие – 165 человек и ИТР – 33 человека. Фонд заработной платы составляет 123461550 тыс. руб./год, средняя заработная плата рабочего за месяц равна 42784,5руб., в северном регионе такой уровень заработной платы обеспечит каждому работнику возможность поддержания своей жизнедеятельности на достойном уровне и

содержание своей семьи. Для нормальной работы рудника необходимо располагать соответствующими зданиями, сооружениями и технологическим оборудованием, поэтому амортизация составляет 249960,5тыс. руб.

Годовая производительность рудника по горной массе составляет годовой выпуск продукции – 2000 тыс.т, прибыль предприятия от реализации продукции составляет 469512000руб., после выплаты всех налогов в распоряжении предприятия остается 234756000руб. рентабельность производства 7,8%, такой невысокий уровень рентабельности характерен для добывающей промышленности, по сравнению с другими отраслями.

Фондоотдача характеризует величину продукции, производимую в единицу времени в расчете на 1 руб. стоимости основных производственных фондов. По расчету фондоотдача составляет 0,67 т/тыс.руб. это характеризует низкую степень использования основных производственных фондов.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						181
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## Заключение

В данном проекте рассмотрена эксплуатация горных машин при разработке рудного месторождения подземным способом в условиях рудника "Березовский" ООО "Березовский рудник".

В разделе «Технология горных работ» дана характеристика предприятия в целом, горно-геологических и горно-технических условий. Выбран вариант вскрытия и система разработки.

В разделе «Горные машины и оборудование подземных разработок» выбрано буровое и погрузочно-доставочное оборудование.

В разделе «Транспорт» выбран и обоснован вид откатки.

В разделе «Стационарные установки» выбран насос для водоотлива рудника, вентиляция и подъемная машина.

В разделе «Технология ремонта» определен вид ремонтов, их количество, построен график ППР и спроектирована ремонтная база.

В разделе «Электрооборудование и электроснабжение горных предприятий» рассчитана освещенность шахты, ГПП и ЦПП. Выбраны кабели, трансформаторные подстанции и высоковольтные ячейки.

В специальной части проекта проанализирован технологический процесс предприятия Норильский Никель, рудника Октябрьский по замене подшипников колесных пар шахтного электровоза. Разработаны мероприятия по повышению эффективности эксплуатации данного технологического процесса.

В разделе «Безопасность жизнедеятельности» затронут вопрос безопасного ведения подземных работ, меры безопасности при ведении взрывных работ, а также вопросы пожарной безопасности и охраны окружающей среды.

В разделе «Экономика» произведен расчеты капитальных затраты на строительство предприятия, затраты на приобретение, доставку машин и оборудования, определено количество рабочих и их заработная плата, определена себестоимость одной тонны руды, рассчитана рентабельность, фондоотдача и прибыль предприятия.

Введение подшипника с полиамидным сепаратором вместо стального, позволит увеличить срок службы буксового узла, потому что увеличивается число роликов. Это позволит увеличить долговечность подшипника на 20%, и несущую осевую грузоподъемность на 10%. Применение механических съемников позволит ускорить процесс выпрессовки подшипника.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	Лист
						182
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		

## Список используемых источников

1. Материалы с преддипломной практики.
2. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. - М.: Недра, 2003.
3. Технология подземных горных работ. Методические указания по выполнению курсового проекта для студентов специальности «Горные машины и комплексы» /Сост.: Ю.П.Требуш; ГОУ ВПО ГУЦМиЗ. – Красноярск. 2006. – 5 стр.
4. 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.
5. Единые правила безопасности при взрывных работах. - М.: ГУП НТЦ БП, 2001.- 248 с.
6. Пухов Ю. С. Рудничный транспорт: учебник для вузов; М.: Недра; 1991 - 255 с.
7. Клорикьян С.Х., Старичнев В.В., Сребный М.А., и др. Машины и оборудование для шахт и рудников: Справочник. М., Издательство МГГУ, 2002 – 471с
8. Положение о планово-предупредительных ремонтах на предприятиях угольной промышленности. Москва, Недра, 1965.
9. Солод Г.И., Морозов В.И. Технология машиностроения и ремонт горных машин: - М.: Недра, 1988. – 421с.
10. Ремонт машин и оборудования: Метод.указания по курсовому и дипломному проектированию. / Сост.: А.В. Гилёв, Х.М. Мишхожев; КИЦМ. – Красноярск, 1993. – 37с.
11. Нормативы ремонта горных машин: справочник.
12. Горбунов В.И. Проектирование вентиляции рудных шахт: лабораторный практикум. Издательство Магнитогорск, 2007. 135с.
13. Грабчак Л.Г. Проведение горно-разведочных выработок и основы разработки месторождений полезных ископаемых<<Глоссарий, буква "П"
14. Горные машины и оборудование подземных разработок: Метод. указания к курсовому проектированию и практическим занятиям для студентов специальностей 170100, 090200 всех форм обучения /Сост. В.Т. Чесноков, КГАЦМиЗ.-Красноярск, 1999.- 28 с.

15. Кальницкий Я.Б., Филимонов А.Т. Самоходное погрузочное и доставочное оборудование на подземных рудниках.- М.: Изд-во “Недра”, 1974.- 304 с.
16. Герасимов А. И. Электрификация горных предприятий. Проектирование электроснабжения подземных горных работ: учебно-методическое пособие / А. И. Герасимов. – Красноярск: СФУ, 2012. – 88 с.
17. Назаров А. И. Электрическое оборудование для подземных работ: методическое пособие по изучению конструкции и электрических схем / Назаров А. И. – Кировск: ХТК, 2007. – 41 с.
18. Каменецкий Л.Е., Шибяев Е.В. Экономика шахтного и подземного строительства [Текст]/ - М.:Недра. - 1997.
19. Кузина Л.Н., Богдановская С.Ф., Миронова Ж.В., «Экономика горного предприятия» учебное пособие – СФУ – Красноярск 2011.
20. Астахов А.С., Каменецкий Л.Е., Чернегов Ю.А. Экономика горной промышленности [Текст]/ - М.:Недра - 1992.
21. СТО 4.2-07-2014. Стандарт организации. Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной деятельности. – Введ. 30.12.2013– Красноярск: СФУ, 2013.– 60 с.

					СФУ ИГДГиГ ДП-21.05.04.09-121107403 ПЗ	<i>Лист</i>
						184
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дат</i>		